

В. В. Нескоромных

### РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

> институт горного дела, геологии и геотехнологий ТЕХНОЛОГИИ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ

Министерство образования и науки Российской Федерации Сибирский федеральный университет

### В. В. Нескоромных

## РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Рекомендовано Федеральным государственным бюджетным образовательным учреждением высшего профессионального образования «Национальный минерально-сырьевой университет "Горный"» в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению подготовки 130200 «Технологии геологической разведки» (Рег. номер 02-55/374 от 11 июля 2014 г.)

Красноярск СФУ 2015

### УДК 622.23 (07) ББК 33.13я75 Н552

### Нескоромных, В. В.

Н552 Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ : учеб. пособие / В. В. Нескоромных. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2015. – 396 с.

ISBN 978-5-7638-3157-3

Изложены теоретические основы механики сплошной среды. Рассмотрены методы определения механических свойств горных пород. Показан механизм их разрушения при бурении различными типами породоразрушающих инструментов.

Предназначено для студентов вузов, обучающихся по направлению подготовки 130200 «Технологии геологической разведки».

Может быть использовано студентами вузов по направлению подготовки 131000.62 «Нефтегазовое дело».

### Электронный вариант издания см.: http://catalog.sfu-kras.ru

УДК 622.23(07) ББК 33.13я75

ISBN 978-5-7638-3157-3

© Сибирский федеральный университет, 2015

### введение

Дисциплина «Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ» является базовой по специальности «Технологии геологической разведки» специализации «Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых» и основывается на знании законов общей физики, физики твердого тела, теоретической механики, сопротивления материалов и математики.

Дисциплина включает информацию:

• о способах разрушения горных пород;

- свойствах горных пород, определяющих их прочность и буримость;
- механике разрушения горных пород;

• процессах разрушения горных пород различными породоразрушающими инструментами и методах интенсификации разрушения под воздействием различных технологических факторов;

• процессах удаления продуктов разрушения горных пород из скважины.

Процесс разрушения горных пород при бурении – это разрушение горных пород на забое скважины вследствие механического или физикохимического воздействия на породу, производимого с целью формирования поля механических напряжений, достаточных для нарушения сплошности определенного объема (слоя) горного массива или преобразования породы в расплав, пар, раствор, а также удаления образовавшихся продуктов разрушения, растворения или плавления с забоя скважины на поверхность или в скважинное пространство.

Рациональное соотношение операций породоразрушающего воздействия на породу и удаления продуктов разрушения с забоя из-под торца бурового инструмента является важным аспектом, определяющим минимальную **энергоемкость** и, соответственно, эффективность бурового процесса.

Энергоемкость процесса разрушения горных пород на забое скважины – показатель эффективности данного процесса, определяемый как отношение затраченной на разрушение породы энергии к интервалу углубления (объему разрушенной породы) за определенный отрезок времени.

В данном случае важно подчеркнуть, что процесс разрушения породы при бурении – два взаимосвязанных явления: собственно нарушение целостности породы породоразрушающим действием и удаление, по возможности мгновенное, полученных продуктов разрушения из зоны работы породоразрушающих элементов инструмента. Эти два взаимосвязанных явления объединены в понятии буримость.

Буримость – сопротивляемость горной породы разрушению буровым инструментом, задаваемая совокупностью прочностных и абразивных свойств горной породы, способом и интенсивностью породоразрушающего действия, конструктивными параметрами и техническим состоянием бурового инструмента, а также способом и параметрами процесса удаления продуктов разрушения из зоны породоразрушающего действия бурового инструмента.

Количественно буримость можно оценить **механической скоростью бурения**.

В начале XXI в. способы механического разрушения горных пород по-прежнему обеспечивают основной объем буровых работ, именно поэтому в учебном пособии основное внимание уделено механическому разрушению горных пород под воздействием поля механических напряжений.

Следует отметить, что резервы механических способов бурения в настоящее время далеко не исчерпаны. В связи с появлением новых сверхтвердых материалов и технологий их обработки, упрочнения металлов и сплавов, современных конструкций бурового инструмента и буровых установок, мощных и надежных забойных приводов и гидродвигателей непрерывно растет производительность бурения.

В то же время получают развитие и новые перспективные способы бурения, основывающиеся на физико-химических воздействиях на горную породу, например, бурение плавлением пород и лазером.

В США (1997 г.), в Gas Technology Institute начат проект лазерного бурения. В проекте участвуют Арагонская национальная лаборатория Министерства энергетики США и Горная школа Колорадо. Для экспериментов предоставлены два армейских лазера MIRACL и COIL, которые работают в инфракрасном диапазоне, потребляют мощность до 1 МВт. Параметры лазера: длина волны – 1,06 мкм, средняя мощность – 1,6 кВт, максимальная пиковая мощность – 32 кВт, длительность импульса – 0,1–10 мс, частота повторения 25–800 имп./с, максимальная энергия 100 Дж/ имп.

Установлено, что режим работы лазера существенно влияет на разрушение породы: длинные импульсы с высокой частотой повторения приводят к плавлению породы, короткие импульсы с малой частотой – к её растрескиванию.

Министерство энергетики США в 2001 г. объявило о продолжении работ по бурению лазером. Предполагается, что энергия от лазера будет доставляться на забой с помощью пучка волоконно-оптических линий.

Считается, что скорость бурения лазером может возрасти в 10–100 раз в сравнении с достигаемой механическим разрушением, что обещает мощный технологический прорыв в бурении.

Развитию этих перспективных способов способствуют совершенствование и модернизация буровых агрегатов, повышение их энерговооруженности, создание неразъемных бурильных колонн – колтюбинга.

**Колтюбинг** (анг. coiled tubing – катушка труба) – бурение скважин с использованием стальной длинномерной безмуфтовой гибкой трубы, навиваемой на катушку-барабан, взамен традиционной разъемной бурильной колонны.

Колтюбинг способен обеспечить надежную, в сравнении с разъемной колонной, передачу к забою необходимую для работы лазера энергию через неразъемный проводной канал.

### Глава 1

### МЕТОДЫ РАЗРУШЕНИЯ И СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

### 1.1. Способы разрушения горных пород

Известные методы разрушения горных пород, представленные в табл. 1.1, основываются на классификации проф. С. С. Сулакшина [27].

Таблица 1.1

Метод	Процесс	Механизм
Физико-механическое	1. Смятие	Механическое нару-
воздействие на породу	2. Раздавливание	шение связей между
	3. Дробление	веществами, слагаю-
	4. Скалывание	щими породу, без из-
	5. Отрыв	менения их состава и
	6. Резание	свойств
	7. Истирание	
	8. Шелушение	
	9. Растрескивание	
	10. Раскалывание	
Физико-химическое	1. Плавление	Нарушение связей
воздействие на породу	2. Испарение	между веществами,
	3. Горение	слагающими породу, с
	4. Растворение	изменением их агре-
	-	гатного состояния,
		состава и свойств
Физико-механическое	1. Механическое разрушение и ад-	Механическое нару-
и химическое воздей-	сорбционное понижение твердости.	шение связей между
ствие на породу	2. Механическое разрушение и ин-	веществами, слагаю-
	тенсификация адсорбционного по-	щими породу, с неко-
	нижения твердости воздействием	торым изменением их
	ультразвука, магнитными и иными	свойств
	полями.	
	3. Механическое разрушение и раз-	
	мягчение породы нагреванием	

Методы, процессы и механизм разрушения горных пород

Большинство способов бурения основано на механическом разделении некоторого объема породы (призабойного слоя) на частицы небольшого размера. Разделение объема породы происходит под воздействием поля механических напряжений, создаваемых в отдельных точках забоя, в которых напряжения достигают критических с точки зрения прочности горных пород значений.

При механическом разрушении напряжения в определенных зонах забоя превышают сопротивление внутренних связей в горной породе. Концентрированные напряжения возникают под воздействием внешних сил, появление которых связано с силовым воздействием со стороны буровых инструментов, оснащенных породоразрушающими элементами, твердость которых существенно выше твердости горных пород.

В результате взаимодействия породоразрушающего инструмента с забоем в горной породе под торцом инструмента формируется поле механических напряжений как результат объемно-геометрического суммирования напряжений от действия отдельных сил со стороны каждого породоразрушающего элемента.

Напряжения в горной породе могут возникать и без использования специальных породоразрушающих инструментов вследствие напора струи жидкости, при действии взрывной волны или расширяющихся при взрыве газов, гидравлического удара.

Разрушение может происходить в результате действия внутренних сил, возникающих под влиянием градиента температуры породы, задаваемого струей раскаленных газов, электрическим полем или электромагнитным излучением оптического диапазона малой частоты, вызванным лазером и др.

При термическом воздействии на горную породу происходит ее плавление с выделением газа.

Растворению водой подвержены соли.

Из некоторых руд, например золота, урана, меди, молибдена металлы извлекаются выщелачиванием, путем взаимодействия с кислотами, щелочами или растворами солей.

Для бурения используют также комбинированные способы разрушения горных пород, например термомеханический, когда породоразрушающий инструмент для бурения механическим способом нагревается до температуры, достаточной для пластического размягчения горной породы в призабойном слое. В данном случае интенсификация процесса разрушения достигается за счет наложения полей механических напряжений и температурного поля. Нагрев породоразрушающего инструмента производится за счет подачи электроэнергии, нагрева паром или различными горелками.

Предварительные исследования показали, что скорость бурения термомеханическим способом может возрасти от 2 до 100 раз по сравнению с механическим без какой-либо значительной зависимости от степени износа резца.

### 1.2. Общие сведения о горных породах

По происхождению горные породы разделяются на осадочные, магматические и метаморфизованные.

При бурении скважин на месторождениях твердых полезных ископаемых геологический разрез может включать все перечисленные выше типы горных пород – от малосвязных песков и супесей до, самых твердых кристаллических.

Основные нефтяные и газовые месторождения сложены осадочными и измененными породами, такими как глины, песчаники, каменные соли, гипсы, доломиты, мергели, известняки, галечники, алевролиты и др.

Значительная часть этих пород является водо-, газо- и нефтенасыщенными коллекторами. Коллекторами нефти и газа называются горные породы, способные вмещать жидкости и газы и пропускать их через себя при наличии перепада давления. Наиболее распространенные коллекторы нефти и газа – терригенные и карбонатные горные породы. Терригенные породы-коллекторы представлены в основном песчаниками и алевролитами, карбонатные породы-коллекторы – известняками и доломитами.

Все известные коллекторы нефти и газа подразделяются на поровые, трещинные и смешанные.

**Пустотность** – наличие в горной породе пустотного пространства. Пустотное пространство пород определяется наличием пор, а также трещин и каверн.

Под **пористостью** понимают пустотность породы-коллектора, представленную межзерновыми порами. Количественно пористость выражается коэффициентом пористости, измеряется в процентах или долях единицы. Коэффициентом полной пористости называют отношение объема всех пор образца породы к видимому объему этого образца. В зависимости от размера различают поры: сверхкапиллярные (диаметр более 0,508 мм), жидкость в них активная и может свободно передвигаться; капиллярные (диаметр 0,508–0,0002 мм), в них также происходит движение жидкости и газов; субкапиллярные (диаметр менее 0,0002 мм), действие молекулярных сил в них настолько велико, что жидкость при наблюдающихся перепадах давления не может перемещаться.

Эффективная пористость – объем поровой системы, способной вместить нефть и газ с учетом остаточной водонасыщенности, т. е. она характеризует полезную емкость пород для нефти и газа и отражает газонефтенасыщенность.

В лабораторных условиях пористость определяется путем измерения объема образца породы и суммарного объема пустот в нем.

**Трещиноватость** – наличие в породе трещин. Трещины – это разрывы в горной породе (без перемещения блоков породы), характеризующиеся раскрытостью от десятков микрон до миллиметров, преимущественно тектонического происхождения.

**Проницаемость** – способность породы пропускать через себя жидкости и газы (при наличии перепада давления). Проницаемость количественно характеризует фильтрационные свойства коллектора.

Для горных пород характерна **неоднородность:** состава; распределения минеральных зерен; пористости и трещиноватости; плотности и механических свойств.

Горные породы состоят из минеральных зерен, которые, в свою очередь, из **кристаллов**, составляющих «каркас» и структуру минерала, определяющих его деформируемость и прочность. Разновидность минералов, количественное их соотношение и структура распределения определяют вид горной породы. Физическое и прочностное состояние горной породы зависит еще и от её разупрочнения, которое чаще всего определено наличием трещин и жидкости в них. Трещины в породе, как правило, развиваются по плоскостям контакта минеральных зерен.

**Кристалл** – твердое тело, в котором материальные частицы (атомы, ионы или молекулы) располагаются закономерно наподобие узлов пространственных решеток.

Правильная упорядоченная геометрически форма кристаллов обусловлена внутренним атомным строением.

Кристаллы сохраняют свою форму в основном за счет электростатических сил взаимодействия между элементарными частицами. Например, может проявляться ионная связь, причем ионов различного заряда. Прочность P ионной связи определяется расстоянием L и величиной заряда A:

$$P = \frac{A}{L} . \tag{1.1}$$

**Ионные решетки** присущи неорганическим соединениям (силикаты, галогены и др.). Классическим примером ионной решетки является пространственная решетка кристаллов каменной соли, в узлах которой находятся положительные ионы Na<sup>+</sup> и отрицательные ионы Cl<sup>-</sup>.

У атомных решеток в узлах находятся нейтральные атомы. Примером атомной решетки может быть кристалл алмаза.

**Молекулярные решетки** строятся таким образом, что в узлах располагаются молекулы. Подобные решетки характерны главным образом для органических соединений и достаточно слабы.

В природе часто встречаются и смешанные решетки – ионномолекулярные. Кристаллы с такими решетками отличаются тем, что в одном слое (плоскости) может быть ионная связь, а между слоями – молекулярная. Такие кристаллы, например, глинистый минерал монтмориллонит, легко разрушаются по плоскостям.

Слоистые кристаллы возможны и при однородной связи. Например графит (рис. 1.1) имеет слоистое строение и легко делится на чешуйки, что объясняется ослаблением связи между слоями вследствие большего расстояния *С* между атомами углерода по сравнению с расстоянием между атомами, образующими кристалл в плоскости чешуйки *a*.

Кристаллическая структура алмаза (рис. 1.2) относится к кубической решетке, в которой атомы углерода размещены в вершинах элементарной кубической ячейки и в центрах её граней. От обычной кубической решетки структура алмаза отличается наличием четырех атомов углерода, размещенных в центрах четырех из восьми маленьких кубов элементарного куба. Вследствие этого каждый атом углерода в решетке очень прочно связан с четырьмя соседними размещенными атомами. Именно поэтому алмаз имеет очень высокую твердость, которая в тысячи раз выше твердости любого известного минерала.



Рис. 1.1. Структура графита (*a* = 2,46 Å, C = 3,41 Å)



Рис. 1.2. Структура алмаза, a = 1,54 Å

При одинаковом составе структура алмаза и графита имеет значительную разницу в свойствах. В табл. 1.2 приведены некоторые характеристики свойств графита и алмаза.

Таблица 1.2

Свойство	Графит	Алмаз
Плотность, $\Gamma/ cm^3$	2,25	3,5
Прочность при растяжении, МПа	3,5–17	1 800
Твердость по шкале Мооса	0,15	10
Модуль упругости, кПа	$0,5 \cdot 10^{7}$	$113 \cdot 10^{7}$

### Свойства графита и алмаза

На прочность связи в кристаллах большое влияние оказывает вода. Молекулы воды ослабляют внутренние связи, понижая прочность.

Кристаллы обладают такими свойствами, как анизотропия, спайность (способность раскалываться по плоскостям) и наличие естественных дефектов.

По **строению** горные породы бывают кристаллическими (из осадочных соль, а в основном магматического происхождения), аморфными (магматические – обсидиан, кремень), обломочными (продукты разрушения различных пород).

Структура породы – особенности строения, связанные с размерами и формой минералов.

По величине кристаллов к структура горных пород может быть:

крупнокристаллическая (к > 1,0 мм – различимы глазом);

среднекристаллическая (к = 0,1–1,0 мм – различимы лупой);

скрытокристаллическая ( $\kappa = 0,01-0,1$  мм – различимы в микроскоп); полиморфная ( $\kappa < 0,01$  мм – различимы в микроскоп).

По отношению размеров кристаллов горные породы могут быть равномерно-зернистые, разнозернистые и порфировые (крупные кристаллы на фоне мелких).

С увеличением размеров зерен прочность равномерно-зернистых пород снижается.

По мнению П. А. Ребиндера, чем меньше частицы, слагающие твердое тело, например породу, тем меньше микротрещиноватость и другие нарушения, которые являются основной причиной разрушения твердого тела. Изменение размеров зерен от 1 до 100 мкм снижает прочность пород почти в 2 раза [20].

Обломочные породы по структуре бывают брекчиями и конгломератами.

Осадочные породы бывают рыхлыми и сцементированными, например пески и песчаники. Песчаники различаются как по составу зерен песка и их размерам, так и по составу связки. Данные особенности существенно влияют на абразивные и прочностные характеристики породы. Например, кварцевый песчаник не является прочным, но чрезвычайно абразивен, что относит его к труднобуримым горным породам.

**Текстура породы** (лат. textura – ткань, строение) – характеристика степени и особенностей неоднородности горных пород, проявляющейся в форме, взаимном расположении и ориентировке минеральных зерен (слоистость, сланцеватость, полосчатость, флюидальность, пористость).

Слоистость горных пород связана с особенностями осадконакопления и возникает в результате изменения размеров зерен одинакового состава в вертикальном направлении, чередования зерен различного состава. Сланцеватость возникает при деформировании породы в направлении действия одностороннего горного давления.

Полосчатость связана с определенной ориентировкой минеральных зерен в породе, вызванной действием горного давления и температур.

Флюидальность появляется при движении вязкой застывающей лавы. Внешне флюидальность часто выражена тонкой полосчатой неоднородностью – тонкими полосами разных цветов и оттенков.

Слоистость, сланцеватость, полосчатость, флюидальность, определенная ориентировка минералов в породе, а также ориентированная пористость задают **анизотропию** механических свойств горных пород.

Анизотропия горных пород – (греч. – anios неравный + tropos свойство) – неодинаковость физических свойств (теплопроводность, скорость прохождения упругих волн, а также твердость и буримость) горных пород (иных твердых тел) по различным направлениям.

Анизотропия механических свойств горных пород проявляется в том, что способность к механическому разрушению, например буримость у анизотропных пород будет различной в зависимости от направления приложения разрушающего усилия (направления бурения). Различия в буримости анизотропной горной породы в разных направлениях могут быть очень значительными (до 2 и более раз).

Например, слоистость, включающая более и менее прочные слои горных пород, оказывает существенное влияние на их агрегатную прочность. Например, при растяжении вдоль слоев прочные слои воспринимают на себя часть нагрузки и увеличивают общую сопротивляемость породы (табл. 1.3) [16].

Таблица 1.3

	Предел прочности на растяжение		
Порода	вдоль слоев, МПа перпендикулярно слоям, МІ		
Аргиллит	2,9	0,9	
Алевролит	2,9	1,1	
Песчаник	3,5	1,8	

Анизотропия пределов прочности при растяжении горных пород Донбасса

В слоистых горных породах наблюдаются различные значения модулей упругости параллельно слоям и перпендикулярно им: вдоль слоев модуль упругости больше, чем перпендикулярно к ним, что предопределено большей деформируемостью пород перпендикулярно слоям из-за повышенной сжимаемости более мягких слоев.

Для анизотропных пород характерно различие скоростей прохождения упругих волн вдоль слоев и перпендикулярно к ним. Анизотропия теплопроводности при бурении слоистых горных пород плавлением или термомеханическим способом приводит к тому, что нагрев породы активнее происходит в направлении слоев, что оказыват влияние на процессы формирования ствола скважины [21].

Таким образом, с точки зрения физического объекта горная порода – неоднородная (гетерогенная – от греч. heterogenes – разнородный) система, состоящая из различных по физическим свойствам, химическому составу и агрегатному состоянию частей (фаз), взаимодействующих друг с другом по поверхностям раздела, при преодолении которых резко изменяется одно или несколько свойств (состав, плотность, упругость, теплопроводность, электрическая проницаемость и т. д.).

Части, или фазы, входящие в состав той или иной горной породы, можно разделить на мономинеральные кристаллы, связанные между собой другим минералом или несколькими минералами. При этом механические свойства кристаллов и минералов, входящих в состав породы, часто резко различны. Прочностные и деформационные характеристики горной породы в зависимости от вида нагрузки определяются свойствами входящих в породу компонент и прочностью связей между ними.

Между компонентами горной породы действуют [8]:

силы связи химической природы (силы электрического взаимодействия между атомами – ионные и ковалентные связи);

молекулярные силы;

электростатические;

капиллярные;

магнитные.

1. Ионная и ковалентная связи в породе обусловлены электрическим взаимодействием между атомами.

При образовании ионной силы электроны от атома с меньшей электро-отрицательностью заряда переходят к атому с большей электроотрицательностью заряда с образованием двух противоположно заряженных ионов, между которыми возникает связь за счет кулоновского притяжения [8].

Ковалентные связи между различными атомами возникают в том случае, если происходит обобществление электрона различными атомами.

Силы химической природы самые значительные и достигают 200–1 200 Дж/моль, но радиус их действия мал, т. е. оказывая значительное начальное сопротивление при разрыве кристалла, эти силы действуют «невязко», прекращая сопротивление при некотором взаимном удалении элементарных частиц (появлении трещины).

2. Молекулярные силы, характерные для осадочных пород (органических включений в осадочную породу), напротив, будут не значительными

(0,4–12 Дж/моль), но дальнодействующими, т. е. действуют на расстоянии несколько тысяч ангстрем.

Именно поэтому осадочные и некоторые другие породы, не отличаясь высокой прочностью, вызывают определенные проблемы при разрушении вследствие пластичности и вязкости, обусловленные силами молекулярного взаимодействия, и оказывают, таким образом, значительное сопротивление силам разрушения, которое может не прекращаться и при нарушении сплошности.

3. Электростатические силы возникают вследствие появления на поверхности минералов (например, при образовании трещины) электрических зарядов, взаимодействующих между собой по закону Ш. Кулона.

4. Капиллярные силы вызываются капиллярным давлением, которое возникает на границе раздела жидкой и газообразной сред в породе и зависит от кривизны поверхности жидкости.

Форма поверхности жидкости возле твердого тела определяется кривизной поверхности и характером смачивания.

Кривизна поверхности может быть положительной (выпуклая – стягивающие усилия) и отрицательной (вогнутая – отталкивающие усилия).

Величина капиллярного давления  $p_{\sigma}$ , создаваемого поверхностным натяжением жидкости  $\gamma_{\kappa}$  на искривленной поверхности (мениске) жидкости в капилляре (по закону П. Лапласа), определяется по формуле :

$$p_{\sigma} = \frac{2\gamma_{\mathbf{x}}}{r},\tag{1.2}$$

где *r* – радиус кривизны поверхности жидкости.

5. Магнитные силы возникают в породе, содержащей ферромагнетики. Влияние этих сил на прочность горных пород незначительно.

Перечисленные выше силы определяют прочность адгезионного соединения разнородных минералов в структуре породы и когезионную прочность однородных минералов.

Адгезия (лат. adhaesio – прилипание) – слипание, обусловленное межмолекулярным взаимодействием разнородных твердых или жидких тел (фаз), соприкасающихся своими поверхностями.

*Когезия* (лат. cohaesus – связанный, сцепленный) – межмолекулярное или межатомное притяжение между однородными частицами твердого тела или жидкости, приводящее к объединению этих частиц в единое тело.

Разрыв адгезионных и когезионных связей определяет прочность горной породы.

При этом адгезионные связи менее прочны, а границы минералов являются дефектами породы наряду с трещинами, влияющими на ее прочность в первую очередь, ведь процесс разрушения твердого тела подобен разрушению цепи, звенья которой представляют собой элементы объема. Известно, что прочность цепи определяется прочностью наиболее слабого её звена, значит и прочность тела полностью зависит от самого дефектного элемента, занимающего элементарный объем.

Когезионные связи в минеральных зернах и кристаллах нарушаются при дальнейшем разрушении породы с образованием менее крупных фракций, а также при повторном измельчении.

Мерзлые породы относятся к упруговязкопластичным твердым телам, которые включают наряду с минералами и поровым пространством, заполненным тем или иным газом или водой различной минерализации, лед. Наличие замерзшей воды, её количество и температура значительно влияют на прочность и энергоемкость разрушения горных пород. При промерзании породы формируется особая мерзлая текстура, которая может быть массивной, слоистой или сетчатой. Для скальных горных пород характерно заполнение льдом трещин.

*Твердомерзлые породы* характеризуются практической несжимаемостью и хрупким разрушением.

*Пластично-мерзлые породы* обладают вязкими свойствами и способны сжиматься под нагрузкой.

*Мерзлые породы* могут быть и сыпучими, если они крупнообломочные, находящиеся в состоянии незначительной влажности.

Степень спаянности минеральных частиц льдом оценивается объемной льдистостью, т. е. содержанием в породе замерзшей воды. Льдистость, температура и характер приложения нагрузок определяют способность мерзлой породы разрушаться как хрупкое или пластичное тело.

Основной процесс, формирующий свойства мерзлой породы, – теплообмен с окружающим пространством. Например, нагревание породы в процессе разрушения и продувки подогретым сжатым воздухом при бурении приводит к таянию льда и повышению вязкости породы в поверхностном слое.



Рис. 1.3. Зависимость напряжения разрушения суглинка от влажности при температуре T = 40 °C (*B*) и супеси от температуры (*T*) при влажности 20 %

Особое значение на процессы разрушения мерзлых пород оказывает пористость. Чем меньше пористость породы, тем меньшее влияние оказы-

вает промерзание на её прочностные характеристики, тем ближе эти характеристики к аналогичным показателям для немерзлой породы при той же влажности.

На рис. 1.3 [17] приведены графические зависимости разрушающих напряжений скалыванию мерзлых пород от температуры и влажности. Как следует их этих данных, наибольших значений разрушающие напряжения достигают при влажности 15–20 % и растут с понижением температуры пород. Например, понижение температуры от 0 до -10 °C приводит к повышению напряжения разрушения более чем в 3 раза. Учитывая, что указанный диапазон температур соответствует условиям бурения скважин в породах климатической зоны вечной мерзлоты (Чукотка, Якутия, северные районы Сибири и др.), следует говорить о существенном влиянии низких температур на упрочнение горных пород. В то же время разрушение мерзлых пород при бурении сопровождается их растеплением, образованием вязкой и липкой субстанции, приводящей к возникновению сальников на инструменте, что значительно усложняет процесс бурения и резко снижает его эффективность.

# 1.3. Механические свойства горных пород при простых видах деформации

Механические свойства горных пород – свойства, которые определяют поведение горных пород при их деформировании.

Понятие о деформациях во второй половине XIX в. ввел Л. Навье.

**Деформацией** называется относительное смещение частиц материального тела (породы), при котором не нарушается его сплошность.

Деформации развиваются вследствие действия напряжений.

Понятие напряжений в теорию прочности ввел О. Коши: *напряже*ния – средняя интенсивность силового воздействия, приходящаяся на единицу площади разрушаемого тела [30].

Исследованитм различных видов деформаций в зависимости от вызывающих их напряжений занимается реология.

**Реология** (от греч. *rheos* – течение, поток) – *наука о деформациях* и текучести веществ.

Реология охватывает весь спектр материалов между телом Р. Гука и ньютоновской жидкостью. Если с технологической и физической точек зрения различие между твердыми телами и жидкостями значительно, то реология не считает это различие существенным. На основании её положений бетон можно рассматривать как жидкость с периодом релаксации  $\sim 10^6$  с, а воду – как твердое тело со временем релаксации  $\sim 10^{-10}$  с.

**Релаксация** (лат. relaxation – ослабление, уменьшение) – процесс изменения напряжений в теле при постоянном его деформировании под действием внешних сил.

В случае быстрой деформации жидкости ведут себя как истинно упругие тела, подчиняясь законам теории упругости Р. Гука. Например, при быстрых воздействиях (прострел пулей) струя воды раскалывается хрупко, как стеклянная нить. При высокой скорости перемещения по воде можно скользить как по льду.

И, наоборот, твердые тела ведут себя как жидкости при медленной деформации – деформационное течение пород за длительный период времени.

Основные теоретические реологические модели, отражающие поведение горных пород при деформировании, приведены в табл. 1.4 [30].

Таблица 1.4

Тип	Модель	Характеристика	
I. Основные			
		Практически не деформируются (ε = 0). Происходит	
жесткии Эвклида 2		хрупкое разрушение в виде разрыва внутренних связеи	
	при напряжении σ, превышающем предел прочност		
Разрыв связей происходит после упругих деф		Разрыв связей происходит после упругих деформаций.	
Упругий	Гука	Закон деформирования:	
σ		$\sigma = E\varepsilon$ , где $\sigma$ – напряжения; $E$ – модуль упругости; $\varepsilon$ –	
		относительная деформация	
		Смещению частей деформированного тела противодей-	
Пластичный	Кулона	ствует внутреннее трение, которое и обусловливает со-	
		противление пластическому деформированию	
		Смещение частиц происходит с постоянной скоростью	
Вязкий	Ньютона	вследствие деформируемости связей.	
		$\sigma = \eta \epsilon$ , где $\eta$ – вязкость	
II. Производные			
Упруго-	Сен-	Деформирование до предела пропорциональности про-	
пластичный	Венана	исходит упруго, а затем по схеме пластичного деформи-	
		рования	
Упруго-	Кельвина –	Деформации связей как упругие, так и вязкие	
вязкий	Максвелла		
Упруговязко-		Сопротивление происходит в результате деформируемо-	
пластичный	Шведова	сти вязких связей и внутреннего трения по плоскостям	
		смещения и разрыва после преодоления упругих связей	
Вязко-		Сопротивление происходит в результате деформируемо-	
пластичный	Бингама	сти вязких связей и внутреннего трения по плоскостям	
		смещения и разрыва	

### Реологические модели для исследования поведения горных пород при деформировании

Основные виды деформации горных пород: сжатие, растяжение и изгиб.

Деформации могут быть упругими – обратимыми и необратимыми, пластическими или хрупкого разрушения. Пластические деформации определяются степенью пластичности. Разрушение же наступает при преодолении предела прочности на завершающей стадии необратимых деформаций.

Большое разнообразие горных пород, изменчивость их состава и свойств вызывают различную реакцию со стороны породы на воздействующую силу, при этом диапазон деформирования горных пород очень широк: от микрон до миллиметров.

Физической причиной разнообразия деформируемости пород является различие внутренних связей, под которыми понимают совокупность сил взаимодействия между частицами и структурными агрегатами.

Для характеристики деформационных свойств твердого тела в упругой области используют:

• модуль (деформации) упругости Е (модуль Юнга);

• коэффициент поперечного расширения µ (коэффициент Пуассона – изменяется в пределах 0,01–0,4);

• модуль сдвига G;

• модуль объемного сжатия К.

Модуль упругости E по закону Р. Гука связывает напряжение  $\sigma$  и деформацию є зависимостью  $\sigma = \varepsilon E$ .

Коэффициент Пуассона  $\mu$  отражает продольную  $\varepsilon_{np}$  и поперечную  $\varepsilon_{non}$  деформации зависимостью  $\varepsilon_{non} = -\mu \varepsilon_{np}$ .

Модуль сдвига G связывает касательные напряжения  $\tau$  с деформацией сдвига  $\xi$  зависимостью  $\tau = \xi G$ .

Модуль объемного сжатия K – гидростатическое давление  $p_0$  с относительно объемной деформацией  $\varepsilon_0$  – связан зависимостью  $p_0 = -K\varepsilon_0$ .

Показатели деформационных свойств в пределах действия закона Р. Гука связаны следующими зависимостями:

$$K = \frac{E}{3(1 - 2\mu)}$$

$$G = \frac{E}{2(1 + \mu)}$$

$$E = 3 K (1 - 2\mu)$$

$$\mu = \frac{E}{2 G} - 1.$$
(1.4)

Горные породы вследствие их сложного строения относятся к анизотропным телам, поэтому упругие константы зависят от направления деформации. Полидисперсное строение горных пород обусловливает появление в них при нагружении необратимых деформаций даже при сохранении линейного характера. Это предопределено межкристаллическими сдвигами, уменьшением пористости пород. При некотором увеличении числа циклов нагружений остаточные деформации в породе снижаются, а упругие свойства возрастают. Поэтому различают:

• модуль упругости при однократном нагружении Е;

• модуль упругости, получаемый после исключения остаточных деформаций путем многократного нагружения *E*<sub>н</sub>;

• модуль упругости, получаемый при динамическом нагружении  $E_{\rm d}$ . Экспериментально установлено, что  $E = (0,7-0,8)E_{\rm h} = (0,3-0,5)E_{\rm d}$ .

Величины модулей упругости, полученные при растяжении Е<sub>р</sub>, изги-

бе  $E_{\mu}$  и сжатии  $E_{c}$ , также будут различны:  $E_{\mu} = (0,25-0,35) E_{c} = (1,2-1,3)E_{p}$ .

Модуль упругости при сжатии, МПа, для некоторых пород:

гранит – 60 000; базальт – 97 000; известняк – 85 000; песчаник – 45 000; глинистый сланец – 20 000; глина – 300.

**Прочность** горной породы определяется значениями критических напряжений, которые приводят к её разрушению.

Основными прочностными характеристиками горных пород являются:

σ<sub>сж</sub> – предел прочности на сжатие, Па;

σ<sub>и</sub> – предел прочности на изгиб, Па;

σ<sub>p</sub> – предел прочности на растяжение, Па.

Для горных пород обычно выполняется условие  $\sigma_{cx} > \sigma_u > \sigma_p$ . Например, для горных пород отношение пределов прочности на сжатие и растяжение может составлять 10–20 раз: гранит – 141 МПа/11 МПа; порфирит 224/18; известняк 28/3; песчаник 164/7.

Условие прочности твердого тела (горной породы) установлено Ш. Кулоном. Оно базируется на том, что разрушение горных пород при действии на них сжимающих нагрузок происходит или в результате сдвига одних частей относительно других, или вследствие отрыва этих частей друг от друга, так как предельные касательные напряжения и напряжения отрыва значительно меньше сжимающих.

Теория Кулона развивает критерий прочности, введенный Трѐски (1868), согласно которому разрушение наступает при достижении касательными напряжениями некоторого максимального значения  $\tau_{max}$ . Эта теория хорошо согласуется с условиями разрушения в случае одноосного сжатия или растяжения, при которых  $\tau_{max} = 0,5 \sigma$ , где  $\sigma$  – нормальное напряжение [30].

Критерий Кулона устанавливает связь касательных напряжений с внутренним трением, возникающем при разрыве связей в разрушаемом материале.

При сдвиге на прочность породы оказывают значительное влияние силы внутреннего трения, которые возрастают от действия нормальных к плоскости сдвига напряжений сжатия.

Сила Q, сдвигающая часть скальной породы относительно другой, преодолевает сопротивление сил сцепления T и силы трения  $F = \mu_0 N$ , т. е.

$$Q = T + \mu_0 N, \tag{1.5}$$

где µ<sub>0</sub> – коэффициент внутреннего трения; *N* – сила, нормальная к плоскости скольжения.

Разделив все члены уравнения на площадь сдвига, можно получить напряжение сдвига, характеризующее прочность твердой породы:

$$\tau = \tau_0 + \mu_0 \sigma, \tag{1.5}$$

где  $\tau_o$  – удельная сила сцепления;  $\sigma$  – нормальное напряжение;  $\mu_o$  = tg  $\phi$ , где  $\phi$  – угол внутреннего трения.

Условие прочности Кулона хорошо объясняет высокую прочность горной породы при вдавливании в неё резца при бурении, так как в этом случае порода находится в напряженном состоянии, близком к всестороннему сжатию. Возникающие в этом случае высокие напряжения сжатия увеличивают силы внутреннего трения. Характеристики  $\tau_0$  и  $\mu_0 = tg \phi$ , входящие в условие прочности, могут быть найдены экспериментально.

Критерий прочности Кулона (1.5) на рис. 1.4 изображен в координатах касательных и нормальных напряжений ( $\tau$ ,  $\sigma$ ). Линия *AP* определяется как касательная к предельному кругу О. Мора, радиус которого  $\tau_{max} = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2)$ , где  $\sigma_1,\sigma_2$  – наибольшее и наименьшее нормальные напряжения в породе. Угол наклона касательной *AP* к оси напряжений  $\varphi$  задает угол внутреннего трения и позволяет определить коэффициент внутреннего трения

$$\mu_{o} = tg \ \varphi = \frac{\tau - \tau_{o}}{\sigma}. \tag{1.6}$$

Из построения на рис. 1.4 видно, что предельное состояние, соответствующее точке P, возникает при  $\tau_p < \tau_{max}$  и при некотором нормальном напряжении  $\sigma_p$ .

На основании теории прочности О. Мора [30], предложенной в 1900 г., рассчитывается интенсивность сил сцепления  $\tau_o$  при одноосных сжатии  $\sigma_{cw}$  и растяжении  $\sigma_p$ :

$$\tau_{o} = \frac{\sigma_{c\pi}(1 - \sin\phi)}{2\sin\phi}; \tau_{o} = \frac{\sigma_{p}(1 + \sin\phi)}{2\sin\phi}; \qquad (1.7)$$

Совместное решение приведенных уравнений дает следующую формулу:

$$\tau_{o} = \frac{\sigma_{p}}{1 + \frac{1}{n}} \operatorname{пpu} \eta = \frac{\sigma_{c\pi}}{\sigma_{p}}.$$
(1.8)

Установлено, что для различных пород отношение η может находиться в пределах 6–80.



Рис. 1.4. Графическая интерпретация критерия прочности Кулона

Анализ приведенных зависимостей показывает, что интенсивность сил сцепления  $\tau_0$  практически равна пределу прочности при растяжении  $\sigma_p$ , т. к. знаменатель в формуле (1.8) близок к 1.

О величине прочности горных пород при растяжении, сдвиге и изгибе, выраженной в долях от предела прочности на сжатие  $\sigma_{cw}$ , можно составить представление по данным табл. 1.5 [21].

Таблица 1.5

Горная порода	Растяжение	Изгиб	Сдвиг
Граниты	0,02–0,04	0,08	0,09
Песчаники	0,02–0,05	0,06–0,2	0,1-0,12
Известняки	0,01–0,04	0,08–0,1	0,15

Прочность горных пород при растяжении, изгибе, сдвиге

Данные, приведенные в табл. 1.5, показывают, что чем больше роль растягивающих напряжений при нагружении горной породы, тем эффективнее должно происходить её разрушение [21, 29, 30].

Для горных пород, находящихся в сложном напряженном состоянии, т. е. испытывающих различные виды напряжений, предельные напряжения могут рассчитываться по методике на основании теории О. Мора. Согласно теории О. Мора, уже использованной при построении диаграммы прочности на рис. 1.4, по значениям напряжений можно выстроить предельную кривую, которая ограничивает область безопасных состояний и позволяет получить значение предельного касательного напряжения, при котором наступает разрушение. Таким образом, с помощью критерия О. Мора оценивается поведение горной породы при объемном напряженном состоянии на основании простых видов пределов прочности.

Паспортом прочности горной породы является кривая, огибающая предельные круги Мора в координатах нормальных  $\sigma$  и касательных  $\tau$  напряжений (рис. 1.5). Предельный круг Мора соответствует предельному состоянию породы, достигаемому при данном соотношении наибольшего  $\sigma_{\text{max}}$  и наименьшего  $\sigma_{\text{min}}$  главных нормальных напряжений, и имеет радиус  $R = 0,5(\sigma_{\text{max}} - \sigma_{\text{min}})$  с координатами центра  $[0,5(\sigma_{\text{max}} + \sigma_{\text{min}});0;].$ 



Рис. 1.5. Графическое определение параметров прочности по методике О. Мора: *1* – круг одноосного растяжения; *2* – круг одноосносного сжатия; *3* – круг объемного сжатия; линия *n* – касательная к огибающей в точке её пересечения с осью; линия *m* – касательная к огибающей в любой точке на ней

На рис. 1.5 приведены наиболее характерные круги Мора, огибающая их кривая и обозначены основные параметры, определяемые по паспорту прочности:

предельное сопротивление срезу  $\tau_o$  (сцепление) при отсутствии нормальных напряжений и угол внутреннего трения  $\phi$ ;

условное сцепление  $\tau_c$  при различных напряжениях  $\sigma$ ,  $\tau$  и соответствующий угол внутреннего трения  $\phi$ .

## Паспорт прочности по данным определения пределов прочности при объемном сжатии, одноосном растяжении и сжатии.

Для построения паспорта прочности используют результаты определения пределов прочности при объемном сжатии  $\sigma_{cx}$  не менее, чем при трех различных значениях бокового давления *p*.

По совокупности парных значений  $\sigma_{c\pi}=\sigma_{max}$  и  $p = \sigma_{min}$  строят полуокружность радиуса 0,5( $\sigma_{c\pi} - p$ ) с координатами центра [0,5( $\sigma_{c\pi} + p$ ); 0;]. Далее добавляются полуокружности с радиусами 0,5  $\sigma_p$  и 0,5 $\sigma_{c\pi}$  с координатами центров ( -0,5  $\sigma_p$ ; 0) и (0,5  $\sigma_{c\pi}$ ; 0), где  $\sigma_p$  – предел прочности при одноосном растяжении по ГОСТ 21153.3–85;  $\sigma_{c\pi}$  – предел прочности при одноосном сжатии по ГОСТ 21153.3–85.

После построения полуокружностей проводят плавную кривую, огибающую все пять (или более) полуокружностей (рис. 1.5), с которой снимают постоянные и переменные параметры сцепления C и угла внутреннего трения  $\varphi$ .

Пластические свойства горных пород характеризуются коэффициентом пластичности  $K_{nn}$  и коэффициентом внутреннего трения в деформируемых слоях породы tg  $\varphi$ .

Угол внутреннего трения можно определить из нижеследующей зависимости на основании экспериментальных данных [21]:

$$\varphi = 2\left[\left(\operatorname{arctg} \frac{\tau_{o} + 2}{2}\right)\right] - 45^{\circ}, \qquad (1.9)$$

где  $\tau_0 = \sqrt{\sigma_{c \#} \sigma_p + 1} - 1 - y$ дельная сила сцепления;  $\sigma_{c \#}$  и  $\sigma_p$  – пределы

прочности породы на сжатие и растяжение.

Угол внутреннего трения в породах наиболее часто находится в пределах 20–60° и уменьшается с увеличением содержания в породе мелких фракций и минералов, способствующих взаимному скольжению одной части породы относительно другой (например, монтмориллонита в осадочных породах).

В табл. 1.6 приведены значения силы сцепления и угла внутреннего трения некоторых горных пород [21].

При деформировании породы могут наблюдаться следующие стадии (рис. 1.6): І – упрочнение и закрытие имеющихся трещин, порового пространства и дефектов, суммарный размер которых в линейном выражении можно оценить величиной  $\varepsilon_{n}$  (рис. 1.6, *a*); ІІ – упругое деформирование; ІІІ – зарождение и развитие новых трещин; ІV – разветвление и слияние трещин, диспергирование материала, приводящее к окончательному разрушению (рис. 1.6).

#### Таблица 1.6

Порода	τ₀, МПа	ф, град
Уголь	4,6–10	35–37
Аргиллит	18–23	33–34
Алевролит	23–26	27–32
Диорит	68	33
Роговик	85	35
Сиенит порфировый	45	31,5
Базальт пикритовый	27	34

Величины силы сцепления и угла внутреннего трения ряда горных пород



Рис. 1. 6. Графики линейного деформирования є (*a*) и изменения объема образца *V* (б) при деформировании горной породы с усилием *P* 

При нагружении горной породы происходит изменение объема образца (см. график на рис. 1.6,  $\delta$ ). В завершающей стадии деформирования образец увеличивается в объеме за счет разрыхления в зоне интенсивного трещино-образования. В начальный же момент нагружения объем образца существенно уменьшается за счет сжатия и смыкания имеющихся в породе трещин.

На процесс разрушения горной породы значительное влияние оказывают пористость и трещиноватость, которые влияют на прочность породы, упругость, коэффициент Пуассона. Так, например, у микроклиновых гранитов при увеличении пористости и трещиноватости с 0,6 до 1 % предел прочности на сжатие снижается с 240 до 180 МПа, а при увеличении пористости до 3 % снижается и составляет 110 МПа [21].

С увеличением пористости снижается модуль упругости, а коэффициент Пуассона, согласно данным из [21], может снижаться при малых значениях пористости и увеличиваться при более высоких значениях порового пространства.

Величина пористости тесно связана с вещественным составом горных пород, размерами, формой и упаковкой зёрен породы. В осадочных

породах пористость может достигать 35 % объема, в вулканогенноосадочных (туфопесчаники, туффиты) и метаморфических – 5–20 %, магматических – не более 5 %.

Пористость горных пород определяет их водо- и газопроницаемость. Слоистым породам присуща анизотропия водо-проницаемости: водопроницаемость вдоль напластования больше, чем перпендикулярно к нему [26].

Таким образом, для анизотропных горных пород характерна и определенная ориентировка пористого пространства.

На рис. 1.7 приведена фотография забоя скважины пробуренной в блоке анизотропного туфодацита [16]. Забой после бурения и распиловки блока пропитан керосином. Сплошной линией и штриховкой уточнен контур забоя, штриховой линией – зона распространения керосина по породе. Форма распространения керосина по породе показывает преимущественное распространение пористости вдоль слоев породы.

Ориентировка пористости вдоль текстурных элементов породы определяет её повышенную деформируемость в направлении перпендикулярно слоистости, сланцеватости и, таким образом, может влиять на процессы



Рис. 1.7. Фото скважины, пробуренной в анизотропном туфодаците, в разрезе

разрушения анизотропной породы, определяя степень неравномерности и асимметрию объемов деформации и скалывания. Проникновение бурового раствора в направлении пористости (слоистости) также существенно влияет на эффективность разрушения породы, определяя некоторую асимметрию разрушающего действия бурового инструмента на породу при бурении.

Современные представления о механике разрушения горных пород основываются на таких теоретических положениях, как:

• критерий прочности А. Гриффитса о влиянии дефектов (трещин) на прочность твердых тел;

• представлениях, модифицирующие теорию А. Гриффитса и утверждающие, что при возрастании сжимающих напряжений трещины должны закрываться, вследствие чего будет развиваться трение по поверхности образованного контакта, а не рост трещины [30,29];

• гипотеза об эффективных растягивающих напряжениях, которые вызваны сжимающей нагрузкой [29].

Названные теории, если их рассматривать в совокупности, позволяют составить достаточно емкое и продуктивное представление о процессах механического разрушения горных пород.

### Контрольные вопросы и задания к 1 главе

1. Назовите основные методы разрушения горных пород.

2. Какова основа механизма разрушения пород при физикомеханическом воздействии на них?

3. Дайте определение горным породам-коллекторам. Назовите виды пород-коллекторов.

4. Дайте определение проницаемости горных пород.

5. Понятие о строении и структуре горных пород различного происхождения.

6. Дайте определение текстуры и анизотропии горных пород.

7. Дайте определение горной породе как физическому объекту.

8. Назовите виды породообразующих связей в горных породах, определяющих их сопротивляемость деформированию и разрушению.

9. Дайте характеристику мерзлых горных пород.

10. Дайте определение напряжения. Возможные виды напряжений.

11. Назовите основные виды и показатели деформации горных пород.

12. Дайте определение пределам прочности горных пород при сжатии, растяжении, изгибе и назовите их соотношение.

13. Дайте определение критерию прочности Ш. Кулона.

14. В чем существо теории прочности О. Мора? Паспорт прочности горных пород.

15. Назовите основные теории прочности, объясняющие процесс разрушения горных пород.

### Глава 2

### ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕХАНИКИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

### 2.1. Основы механики разрушения твердых тел

### 2.1.1. Теоретическая прочность твердых тел

Прочность твердых тел определяется в первую очередь силами взаимодействия между атомами или ионами, составляющими тело, и строением кристаллов (типом кристаллической решетки). Анализируя силы взаимодействия, можно определять предел прочности материала, величину модуля упругости, энергию связи кристалла и коэффициент поверхностного натяжения [30].

На рис. 2.1 показана зависимость (кривая 1) сил межатомного взаимодействия F от расстояния  $r_0$  между центрами двух соседних атомов в твердом теле, если пренебречь влиянием окру-жающих атомов. Между атомами одновременно действуют силы притяжения (кривая 2) и отталкивания (кривая 3). Результирующая этих двух сил (кривая 1) и представляет силу межатомного взаимодействия.



Силы отталкивания при уменьшении расстояния между атомами возрастают быстрее, чем силы притяжения. В связи с этим существует рас-

стояние  $r_0$ , при котором силы притяжения и отталкивания уравновешиваются, а результирующая сила равна нулю. При равновесном состоянии  $r_0 = 1 \text{ Å} (ангстрем) = 10^{-10} \text{ м.}$ 

При расстоянии между атомами меньше равновесного ( $r < r_0$ ) преобладают растягивающие силы, а при большем ( $r > r_0$ ) – силы притяжения.

Механизм упругого деформирования. При сжатии кристалла в пределах упругого деформирования наблюдается стремление к восстановлению прежнего размера и объема кристалла, поскольку при деформации сжатия преодолеваются силы отталкивания и уменьшается расстояние  $r_0$ .

Механизм пластического деформирования. Силы отталкивания действуют до тех пор, пока разрушающие усилия и напряжения не станут критическими и не произойдет разрыв кристалла. После этого наступает этап разъединения частей кристалла породы, происходит увеличение расстояния между центрами атомов, что проявляется в сопротивлении разрушению, а значит, начинают работать силы притяжения между атомами. Разрыв, разделение частей уже практически разрушенного кристалла будет затруднено в той степени, в какой значительны силы межатомного взаимодействия кристалла, и насколько произошло разрушение кристалла.

Как известно, под пределом прочности понимают наибольшее напряжение, которое может выдержать материал. При растяжении образца предел прочности (временное сопротивление) определяется максимальной величиной результирующей силы межатомного притяжения, приходящейся на единицу площади сечения, перпендикулярного направлению растяжения. На рис. 2.1 видно, что результирующая сила межатомного взаимодействия имеет максимальное значение  $F_{\rm max}$ , когда расстояние между центрами атомов составляет  $r_{\rm p}$ .

Для разрушения тела вдоль некоторой поверхности необходимо, чтобы все пары атомов, расположенные по обе стороны от этой поверхности, испытывали действие силы, больше  $F_{\rm max}$ . Напряжение, соответствующее силе  $F_{\rm max}$ , называют теоретической прочностью на разрыв

$$\sigma_{\text{reop}} = (0, 1-0, 2) E,$$

где Е – модуль упругости.

Силу *F*<sub>max</sub> можно ориентировочно определить из закона Кулона [30]:

$$F_{\rm max} = \frac{q^2}{4\pi\varepsilon_{\rm o}r^2},\tag{2.1}$$

где q – заряд иона, Кл;  $\varepsilon_0$  – смещение атомов (деформация), м; r – расстояние между атомами, при котором может происходить разрушение, м.

Поверхностный слой атомов в принятой модели твердого тела можно интерпретировать как растянутую упругую тончайшую пленку. Чтобы

оторвать такой поверхностный слой атомов от других слоев, необходимо совершить работу против сил поверхностного натяжения материала. Если такой отрыв состоится, то произойдет процесс разрушения и в результате появятся две части тела. Как следствие такого разрушения происходит образование новых двух поверхностей.

Если площадь сечения тела в месте разрыва была S, то общая площадь образовавшихся новых поверхностей  $S_1 = 2S$ .

Удельная энергия связи единицы поверхности разрыва твердого тела равна  $\omega_{\text{нов}} = N_{\text{св}}W_1$ , где  $W_1$  – энергия одной связи, а  $N_{\text{св}}$  – количество связей, приходящихся на 1 м<sup>2</sup> поверхности.

Энергия связей для всей поверхности разрушения будет равна  $W = \omega_{\text{нов}} S$ . Эта энергия принадлежит слоям атомов, находящимся с обеих сторон плоскости разрыва. За меру сопротивления материала разрушению берут коэффициент поверхностного натяжения, который обычно используют применительно к жидкостям. В механике разрушения твердого тела этот коэффициент имеет несколько иную физическую интерпретацию. Это величина  $\gamma$ , которая представляет отношение энергии W на границе вещества к единице площади S его поверхности (при постоянной температуре):

$$\gamma = \frac{W}{S}.$$
 (2.2)

В этом случае величину γ, Н/м, называют удельной поверхностной энергией разрушения, которая в количественном отношении представляет работу, необходимую для создания единицы новой поверхности из данного материала. В механике сплошной среды удельная поверхностная энергия разрушения играет очень важную роль, так как представляет собой меру сопротивления материала разрушению в результате развития в нем трещин.

### 2.1.2. Теория разрушения твердых тел А. Гриффитса

На практике разрушение твердого тела происходит при действующем внешнем напряжении, значительно меньшем, чем теоретическое значение предела прочности в 100–1 000 раз, а часто и больше. Такое расхождение объясняется в первую очередь различными неоднородностями структуры тела (наличие трещин, пор, посторонних включений и др.), которые приводят к неравномерному распределению нагрузки по его сечению.

Например, предел прочности на разрушение при растяжении гранита 19 МПа, а модуль упругости  $E = 1,1\cdot10^{10}$  Па. Таким образом, теоретическая прочность гранита может быть  $1,1\cdot10^3$  МПа, что в 58 раз выше реальной прочности. Для мрамора предел прочности 9 МПа,  $E = 5,9\cdot10^{10}$  Па, значит, теоретическая прочность выше в 655 раз выше реальной. Для кварцита  $\sigma = 11$  МПа,  $E = 6,8 \cdot 10^{10}$  Па, а теоретическая прочность выше в 618 раз [30]. Подобные соотношения справедливы практически для всех горных пород.

В минералах дефекты могут быть точечными (примеси, вакансии и т. п.), линейными или объемными (поры, трещины). В горных породах кроме дефектов, содержащихся в минералах, в качестве таковых можно рассматривать границы минеральных зерен, слоев, поскольку трещины, разделяющие целостность образца породы, проходят преимущественно по границам зерен минералов по сложной траектории, образуя поверхность многомерной кривизны.

Таким образом, число дефектов и их влияние на прочность породы зависит от строения (размеров и формы минеральных зерен), внешних условий (внешних давлений) и режимов разрушения.

Влияние дефектов заключается в том, что они уменьшают действующую площадь сечения образца, подвергаемую, например, разрыву. Кроме того, вблизи дефектов концентрируются напряжения и эти места являются очагами процессов разрушения в твердом теле.

В алмазах, которыми оснащены буровые инструменты, дефекты в виде включений в алмаз, например частиц металла, приводят к растрескиванию и разрушению алмазного резца при нагреве в процессе бурения за счет иной теплопроводности и более значительного коэффициента расширения включений.

Исследования по механике разрушения твердых тел берут свое начало с работы английского ученого А. Гриффитса «Явление разрушения и течение твердых тел», опубликованной в 1921 г. [30]. Эта работа является основополагающей, так как в ней процесс разрушения связывается с наличием в теле дефектов и трещин. До этого прочность тела связывали с некоторой константой материала, например предельным значением прочности на разрыв.

Основу для фундаментальных исследований А. Гриффитса по теории трещин составили результаты экспериментов по разрушению стеклянных стержней. В результате испытаний стеклянных стержней диаметром 1 мм на разрыв была получена прочность 196 МПа. Далее для испытаний были использованы образцы меньших диаметров, в частности 2,5 мкм. Испытания показали, что образцы такого диаметра имеют существенно бо̀льшую прочность на разрыв – 5 886 МПа! Введя в анализ гипотезу о существовании в материале трещин, число которых связано с размерами образца, А. Гриффитс объяснил снижение теоретической прочности до реально наблюдаемых величин.

Эксперименты показали, что если величина приложенной нагрузки превышает некоторое ее значение, то происходит развитие трещины.

А. Гриффитс создал теорию, которая объясняла катастрофический характер хрупкого разрушения, огромные ускорения при движении трещин, а также невозможность остановки процесса роста трещины, если он уже прошел критическую точку.

Им решена задача, сформулированная следующим образом: имеется неограниченная изотропная пластина одинаковой толщины, содержащая прямолинейную трещину (рис. 2.2). Плоскость растягивается равномерным напряжением  $\sigma$  в направлении оси *у* (перпендикулярно линии трещины). Необходимо определить, при каком значении внешнего напряжения  $\sigma$  трещина длиной 2*l* станет неустойчивой, т. е. начнет быстро распространяться при действии постоянной внешней нагрузки.

Условие развития трещины А. Гриффитс сформулировал в виде уравнения энергетического баланса:

$$\frac{d}{dt}(W-T) = 0, \qquad (2.3)$$



Рис. 2.2. Задача А. Гриффитса

где *W*- потенциальная энергия деформации пластины; *T* – поверхностная энергия трещины.

Решение начального уравнения позволяет определить напряжение разрушения  $\sigma_c$  в случае плоского напряженного состояния:

$$\sigma_{\rm c} = \sqrt{\frac{2E\gamma}{\pi l}}, \qquad (2.4)$$

где *E* – модуль упругости; *γ* – удельная поверхностная энергия разрушения; *l* – половина длины трещины.

Тело с трещиной находится в состоянии равновесия в том случае, если в любом его объеме соблюдаются условия равновесия. Это означает, что величина нагрузки не меняется, элементы объема не движутся и, как следствие, не происходит распространения трещины. Для начала роста трещины необходимо увеличить нагрузку. При медленном росте нагрузки происходит медленный рост трещины. Малому приращению нагрузки соответствует малое приращение длины трещины. Такое состояние тела с трещиной называют устойчивым.

Если нарушаются условия механического равновесия, трещина распространяется и процесс её роста может происходить и при постоянной нагрузке. Начальное направление распространения трещины будет зависеть от окружающего её вершину поля напряжений и углового распределения соответствующих механических характеристик материала.

В то же время признано, что трещина растет в направлении радиуса ее вершины (точка концентрации напряжений) и перпендикулярно направлению наибольших растягивающих напряжений.

В теории А. Гриффитса поверхностная энергия вновь образованных при разрушении поверхностей рассматривается как константа материала. Однако более поздние исследования показали, что окружающая среда существенно влияет на величину поверхностной энергии и прочность твердых тел.

В табл. 2.1 приведены значения удельной энергии разрушения для некоторых материалов, определяемые по формуле:

$$\gamma = \gamma_0 + \gamma_{\Pi}, \tag{2.5}$$

где γ<sub>o</sub> – удельная поверхностная энергия разрушения, Дж/м<sup>2</sup>; γ<sub>п</sub> – удельная работа пластических деформаций у вершины трещины, Дж/м<sup>2</sup>.

Таблица 2.1

Вид материала	γ₀, Дж/м²	γ, Дж/м <sup>2</sup>
Сталь	2	4 000
Оргстекло	0,5	200
Стекло	1,2	3
Цементный камень	0,4	2,3

Значения удельной энергии разрушения

Из приведенных данных следует, что затраты энергии на пластические деформации существенно более значительны и связаны прежде всего с высокой концентрацией напряжений у вершины трещины. Именно в этом месте происходит процесс разрыва сплошности материала, вызывающий основные затраты энергии на формирование трещины. Для снижения величины у следует оказывать физическое и химическое воздействие на разрушаемое твердое тело с целью снижение работы пластических деформаций у вершины трещины.

# 2.1.3. Понижение прочности твердых тел физико-химическими методами

В 1928 г. академиком П. А. Ребиндером был установлен научный факт адсорбционного понижения прочности твердых тел вследствие уменьшения поверхностной энергии, являющейся результатом физических или химических процессов на их поверхности (на поверхности трещин) [20]. При этом происходит изменение механических свойств тела, приводящее к снижению прочности, возникновению хрупкости, уменьшению долговечности, понижению пластичности и т. д.

В зазоре трещины в породе жидкость образует адсорбционный слой, на который действует давление в направлении дальнейшего продвижения в глубину микротрещины, способствуя, таким образом, её развитию, а значит, разрушению породы (рис. 2.3).

Адсорбция (лат. ad – на, sorbeo – поглощаю) – поглощение веществ из растворов или газов на поверхности твердого тела или жидкости.

Проникновение адсорбирующих молекул *I* в устье микрощелей нейтрализует работу сил сцепления молекул разрушаемого тела *2* и создает раздвигающие усилия. Этот эффект вызывает рост величины деформации в упругих телах или скорости деформации в телах упругопластичных.

Если обозначить A – работу адсорбционных сил жидкости, C – работу сил сцепления в породе, E – работу внешних сил деформирующих тело, то максимальный эффект адсорбционного понижения прочности разрушаемого тела будет, если A+E > C, что приведет к увеличению размеров трещин и дополнительному разрушению тела.



Рис. 2.3. Схема адсорбции жидкости на бортах трещины

Адсорбционный слой жидкости, проникая в трещину, вызывает также давление, которое называется капиллярным. Это давление равно понижению поверхностного натяжения на границе сред порода – адсорбирующая жидкость:

$$p = \left(\frac{2\gamma_{x}}{t}\right) \cos\theta, \qquad (2.6)$$

где t – ширина трещины;  $\theta$  – краевой угол на контакте породы и жидкости.

По некоторым оценкам, капиллярное давление может достигать сотен, тысяч атмосфер, что создает дополнительное раздвигающее усилие при проникновении адсорбирующихся молекул в устье микрощелей. Капиллярное давление приводит к росту величины деформации в упругих телах или скорости деформации в телах упругопластичных.

Проникая в микрощели, адсорбционные слои замедляют их смыкание, что приводит к уменьшению упругой деформации после разгрузки деформированного тела.

Третьим важным элементом влияния адсорбирующих молекул жидкости на поверхности трещин является их действие на зону пластических деформаций у вершины трещины 3 (рис. 2.3). Рост и скорость роста трещины сдерживаются пластическим течением материала в этой области. Адсорбирующиеся молекулы при условии проникновения в эту зону обеспечивают воздействие, результатом которого становится охрупчивание материала, находящегося в процессе пластического течения. Это оказывает очень значительное влияние на интенсификацию процесса разрушения твердых тел, так как по данным табл. 2.1 основные затраты энергии разрушения твердого тела связаны именно с зоной пластических деформаций.

Проблемой в данном случае является реализация условий проникновения молекул жидкости в микрощели, размер которых не превышает размера молекул жидкости.

Для этой цели успешно применяют жидкости с пониженным поверхностным натяжением – поверхностно-активные вещества (ПАВ). В качестве таковых можно применять керосин (при металлообработке резанием) или водные растворы с добавками таких реагентов, как сульфонол (применяют при бурении).

Эффект адсорбционного понижения прочности твердых тел усиливается при уменьшении скорости деформации, что связано с тем, насколько полно пропитывается зона разрушения и деформации. Наибольший эффект адсорбции достигается при оптимальных условиях деформации, т. е. когда образование внутренних поверхностей микрощелей происходит наиболее полно.

Для интенсификации процесса пропитывания зоны трещинообразования в породе эффективно применение ультразвука, вызывающего гидровибрирование молекул жидкости и повышение их подвижности. Испытания разработанных Тульским научно-исследовательским институтом горной промышленности (ТулНИГП) вибро-активных алмазных коронок показали перспективность применения ультразвука для интенсификации процесса разрушения горных пород [5].

Исследование свойств металлических материалов выявило, что активно влиять на процесс пластической деформации, кроме силовых и температурных полей, агрессивных сред, могут еще внешние электрические и магнитные поля, которые оказывают влияние на дислокационный процесс пластической деформации не только магнитных материалов, но и немагнитных. В этом случае происходит взаимодействие внешних полей с электромагнитным полем реальной кристаллической решетки в области пластической деформации (зона 3 на рис. 2.3). Эффект влияния электромагнитных полей на ползучесть показывает, что в случае присутствия полей начальный участок кривой прироста деформации во времени характеризуется большей величиной пластической деформации (рис. 2.4), что сопровождается уменьшением времени до начала разрушения.

Еще большее влияние на механические свойства оказывают переменные магнитные и электрические поля, а также переменный ток с частотой 50 Гц. При этом заметное проявление эффекта электрического и магнитного влияния происходит лишь при наличии пластической деформации, очевидно, потому, что в данной зоне разрушаемый материал максимально активирован пластическими деформационными процессами.

Для представления о скорости роста трещины в различных материалах интересны следующие данные.

В хрупком металле трещина на докритической стадии процесса разрушения движется со скоростью порядка 1 мм/ч. После достижения критического размера за 0,001 с скорость трещины увеличивается до 10 000 км/ч! Трещина в стекле летит примерно в 2 раза быстрее пистолетной пули, т.е. 1,5 км/с. Самую же большую скорость трещина способна развить в алмазе – почти 8 км/с. Как показали иссле-



Рис. 2.4. Деформирование материала под действием внешних сил: I – без дополнительного воздействия;
II – при воздействии магнитного или электромагнитного полей после их включения в момент T<sub>1</sub>

дования, скорость трещины зависит от упругих свойств материала, в том числе от скорости распространения в нем звука. Она составляет обычно 0,3–0,7 значения скорости звука в данном материале.

Скорость звука в материале определяется зависимостью:

$$C = \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \qquad (2.7)$$

где E – модуль упругости, Па;  $\rho$  – плотность материала, кг/м<sup>3</sup>.

Таким образом, скорость развития трещины в материале может достигать величины равной  $0,3-0,7\sqrt{\frac{E}{\rho}}$ . Значительный разброс коэффициента

определяется влиянием дефектов на распространение трещины.

В работе [18] показано, что при достижении трещиной максимальной скорости роста она разветвляется, а скорость роста трещины при этом падает. После этого скорость роста трещины может снизиться или рост может вовсе прекратиться, но может вновь возрасти до максимального значе-
ния с последующим ветвлением. Таким образом, процесс распространения трещины имеет циклы ускорения, ветвления и замедления, повторного ускорения и нового ветвления и т. д. Падение скорости трещины после ветвления объясняется увеличением поглощения разветвившимися трещинами энергии упругой и пластической деформации вследствие увеличения поверхности трещин и соответственно поверхностной энергии.

Наблюдения за развитием трещин показали, что неоднородности и дефекты, встречающиеся в породе в виде границ минеральных зерен и трещин, изменяют её траекторию. При этом получаются мелкие, замыкающиеся на главную магистральную трещину ответвления. Ветвление трещин требует большой концентрации энергии в разрушаемой породе, поэтому при разрушении породы при бурении ветвление трещин приводит к снижению производительности бурения и повышению энергоемкости разрушения.

Для устранения ветвления следует строить процесс разрушения породы на забое так, чтобы в породе создавались преимущественно растягивающие напряжения, сопротивляемость которым у горных пород минимальна.

При бурении скважин адсорбционное понижение твердости буримых горных пород в ряде случаев может оказаться неэффективным по ряду причин.

Первая – отсутствие проникновения бурового раствора в трещины зоны разрушения породы на забое вследствие высокой плотности, вязкости и загрязненности бурового раствора и его низкой способности к фильтрации.

Вторая – поступление в зону разрушения горной породы на забое флюида, находящегося в пустотах (пористость, трещины) в горной породе под давлением, а не фильтрата бурового раствора (возможен вариант поступления смеси «раствор+флюид» при равенстве порового и гидростатического давлений), свойства которого не способствуют активному адсорбционному «ослаблению» горной породы.

### 2.1.4. Теория эффективных растягивающих напряжений

Теория хрупкого разрушения А. Гриффитса достаточно убедительно согласуется с экспериментальными данными разрушения под действием растягивающих напряжений, которые развиваются в перпендикулярных относительно положения трещин направлениях.

Для условий сжатия твердого тела предложена теория, в соответствии с которой сжимающие напряжения приводят к закрытию трещин, вследствие чего развивается трение по поверхности образующегося контакта. При этом установлено, что рассматриваемые условия сводят задачу к уравнению прочности Ш. Кулона [29]. Наиболее продуктивна для понимания процесса разрушения горных пород под действием сжимающих нагрузок теория эффективных растягивающих напряжений [29]. Она позволяет установить механизм формирования напряжений растяжения, касательных напряжений при нагружении породы усилием сжатия со стороны внедряемого инструмента.

Интенсивность растягивающих напряжений во многом зависит от строения горной породы. В данном случае важными параметрами строения породы являются размер минеральных зерен и пористость.

Рассмотрим схемы (рис. 2.5), на которых показан механизм возникновения растягивающих напряжений при внедрении твердого штампа в зернистую горную породу, смоделированную в виде набора шаров. Как следует из схем, центральные шары под внедряемым в породу штампом формируют область сжатия. Одновременно центральные шары, смещаясь вниз, вызывают перемещение боковых шаров в стороны и вверх. Эти перемещаемые вверх шары показывают направление развития растягивающих напряжений, под действием которых и происходит образование лунки разрушения породы при условии достаточной по величине нагрузке сжатия.



Рис. 2.5. Схемы развития напряжений растяжения при действующей нагрузке сжатия *P* 

При этом большое значение на эффективность развития растягивающих напряжений оказывает размер зерен (шаров) и межзернового пространства.

При минимальном размере пор  $a \approx 0$  (рис. 2.5,  $\delta$ ) смещения зерен породы ограничены, поэтому будут развиваться деформации самих зерен, а порода станет проявлять более выраженные упругие характеристики.

Если размер пор значителен и между зернами породы имеется пространство для смещений, то такая повышенная пористость обусловит больший эффект деформации сжатия с минимальным развитием напряжений растяжения, поскольку прежде всего будет происходить смыкание порового пространства. Особые условия развития деформаций и напряжений могут возникать, если поровое пространство заполнено жидкостью. Значит, как это уже рассмотрено, влияние порового пространства будет определяться соотношением порового и внешнего давлений.

Дефекты, которые играют основную роль в теории А. Гриффитса, как это следует из схемы на рис. 2.5, в области сжатия породы будут смыкаться, а в области действия растягивающих напряжений увеличиваться, что и приведет к разрушению породы.

В работе [29] предложен критерий эффективных напряжений растяжения

$$\sigma_t = \left(\sigma_3 - \sigma_1 \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi}\right), \tag{2.8}$$

где  $\sigma_3$  – давление поперечного сжатия;  $\sigma_1$  – давление осевого сжатия;  $\phi$  – угол внутреннего трения породы.

Таким образом, представленная схема показывает механизм трансформации напряжений сжатия в напряжения растяжения, под действием которых и наступает разрушение горной породы, поскольку предел ее прочности на растяжение значительно меньше, чем любой другой параметр прочности. Опытные данные показывают, что усилия растяжения, вызванные касательными напряжениями, при разрушении породы осевыми силами сжатия составляют не более 5–10 % от усилия сжатия. При разрушении горных пород активное участие принимают трещины, пористость, дефекты строения кристаллов и зерен породы. В области сжатия горной породы трещины и поровое пространство смыкаются, увеличивая деформируемость породы, в области растяжения породы трещины начинают «расти», что и приводит к разрушению при меньших напряжениях, чем определено теоретической прочностью породы.

# 2.2. Напряжение в горных породах под действием сосредоточенной силы

Во время приложения к горным породам внешних сил в некотором их объеме могут возникать критические напряжения, что и приводит к их разрушению. Внешние силы, определяющие значения критических напряжений, бывыют статическими или динамическими.

В том случае, если возникающие напряжения превышают предел прочности горной породы, происходит нарушение связей между частицами породы и наступает их разрушение. В соответствии с теорией упругости под действием сосредоточенной силы в упругом полупространстве возникают напряжения, значения которых определяют по теории Буссинеска. При решении данной теоретической задачи принимаются следующие допущения:

• в качестве объекта рассматривается упругое полупространство – упругое тело бесконечно больших размеров, ограниченное с одной стороны бесконечно большой плоскостью;

• площадь контакта внедряемого в упругое полупространство твердого тела (индентора) мала по сравнению с размерами упругого полупространства;

• горная порода представляется как однородное упругое изотропное тело;

• на породу действует только внешняя сила.

#### Основные положения теории Буссинеска

1. Если к упругому полупространству в точке *О* приложить сосредоточенную силу *P* перпендикулярно поверхности, то в твердом теле возникает напряженное состояние в объеме сферы (рис. 2.6).

2. В любой точке сферы (A, M, N) напряженное состояние тела характеризуется вектором  $\sigma$ , направленным к месту приложения сосредоточенной силы P в точке O. Возникающее напряжение в виде суммы векторов  $\sigma$ , может быть представлено в виде нормального  $\sigma_z$  и касательного  $\tau_{zx}$ .

3. В любой точке этой сферы (A, M, N) нормальное напряжение  $\sigma_z$ , параллельное оси OZ, будет иметь значение

$$\sigma_z = \frac{3P}{2\pi} z^3 (x^2 + z^2)^{-\frac{5}{2}},$$
(2.9)

где *х*, *z* – координаты точки, лежащей на окружности.

Касательное напряжение в этой точке соответственно определяется выражением

$$\tau_{xz} = -\frac{3P}{2\pi} x z^2 (x^2 + z^2)^{-\frac{5}{2}} \quad . \tag{2.10}$$

Полное напряжение  $\sigma$ , направленное из точки к месту приложения силы P, будет иметь значение

$$\sigma = \sqrt{\sigma_z^2 + \tau_{zx}^2} = \frac{3P\cos^2\varphi_c}{2\pi l^2},$$
(2.11)

где  $\varphi_c$  – угол между направлением действия силы *P* и вектором полного напряжения; l = OA – расстояние от точки *A* до точки приложения силы *P*.

Из треугольника ОАВ, вписанного в окружность, определим:

$$l = d\cos\varphi_{\rm c} \,. \tag{2.12}$$

После этого получим выражение для расчета полного напряжения:

$$\sigma = \frac{3P}{2\pi d^2}.\tag{2.13}$$

#### Выводы

1. Из выражения (2.11) следует, что полное напряжение в любой точке сферы  $\sigma$  прямо пропорционально силе *P* и обратно пропорционально расстоянию *l* и зависит от угла  $\phi_c$ .

2. На любой горизонтальной площадке, расположенной в пределах поверхности сферы, имеющей диаметр d, полные напряжения  $\sigma$  одинаковы и имеют значения, вычисляемые по формуле (2.13).

Из формулы (2.13) также следует, что чем меньше диаметр сферы *d*, тем больше полное напряжение на ее поверхности. При бесконечно малом диаметре полное напряжение становится максимальным. Такие сферические напряжения называются сферами равных напряжений.

3. Максимальным будет напряжение непосредственно в точке приложения вектора усилия *P*.

4. Анализ полученных зависимостей показывает, что по оси симметрии Z действуют сжимающие напряжения, а на поверхности полупространства имеет место чистый сдвиг.

При  $d \to 0$  напряжение  $\sigma_z \to \infty$ . Следовательно, сжимающие напряжения на поверхности из вышеприведенных формул определить нельзя.

Согласно принципу Б. Сен-Венана, сосредоточенную силу P можно заменить эквивалентной ей распределенной нагрузкой  $P_p$  по кругу радиуса a. В этом случае нормальные напряжения определяются на любом расстоянии от поверхности следующей формулой:

$$\sigma_{z} = P_{p} \left\{ 1 - \left\lfloor \frac{1}{1 + \left(\frac{a}{z}\right)^{2}} \right\rfloor \right\}.$$
(2.14)

Действительно, если z = 0, то  $\sigma_z = P_p$ ; если  $z \to \infty$ , то  $\sigma_z \to 0$ .

Иллюстрацией линий равных напряжений могут служить круги на воде, расходящиеся от брошенного в воду камня, сферы равных напряжений, зафиксированные при внедрении резца в твердое тело (рис. 2.7) или линии деформации в породе, полученные Е. И. Быченковым (рис. 2.8). При этом отмечено, что площадь деформированной зоны возрастает при повышении осевого усилия и снижается при повышении частоты вращения бурового инструмента.



P

Рис. 2.6. Расчетная схема к определению напряжения в соответствии с задачей Буссинеска

Рис. 2.7. Сферы равных напряжений при внедрении резца в твердое тело



Рис. 2.8. Линии деформации и напряжений в породе под торцом коронок (*a*,*б*) и долота (*в*)



Рис. 2.9. Схема линий напряжений в породе при наклонном приложении усилия *Р* 

В том случае, если сила *P* будет приложена к поверхности породы под углом, напряжения в массиве будут распространяться в виде деформированных сфер, форма которых близка к овалу или эллипсу. Разрушение же породы (выкалывание лунки) произойдет в направлении ближайшей свободной поверхности (по направлению действующей силы), что приведет к формированию асимметричной лунки разрушения (рис. 2.9).

# 2.3. Основные параметры процесса разрушения горных пород

Сопротивляясь разрушающим усилиям, горные породы демонстрируют свою прочность.

**Прочность** – совокупность свойств твердых тел, определяющая их способность сопротивляться деформированию и последующему разрушению (разделению на части) под действием внешних нагрузок.

Под действием нагрузки на индентор в горной породе происходят деформации, скорость и характер которых меняется в зависимости от различных факторов. Деформации породы напрямую определяют скорость её разрушения, поскольку задают напряжения и процесс трещинообразования в ней. Напряжения и деформации в породе связаны с величиной контактного давления на породу со стороны инструмента  $p_{\kappa}$ :

$$p_{\kappa} = \frac{P}{S_{\kappa}}.$$
(2.15)

**Контактное давление** – отношение осевой нагрузки *P* к площади опорной или контактной поверхности *S*<sub>к</sub>, внедряемого в породу инструмента.

В результате контактного давления в горной породе возникают контактные напряжения. Распределение контактных напряжений на площадке контакта и в её окрестностях неравномерно и зависит от формы торца внедряемого индентора, а максимальные значения контактных напряжений возникают на некотором удалении от площадки контакта, например на некоторой глубине под центральной частью торца резца.

Концентрация напряжений – увеличение напряжений в малых областях, примыкающих к местам с резким изменением формы поверхности тела, его сечения.

Факторами, обусловливающими концентрацию напряжений (концентраторы напряжений), являются надрезы, трещины и др. Концентраторы напряжений могут быть причиной разрушения тел, так как они снижают сопротивление тел разрушающим нагрузкам. Масштаб разрушения оценивается объемом разрушаемой породы или размером лунки разрушения. Объем разрушенной породы определяют по объему слепка лунки разрушения, например, путем взвешивания и деления веса слепка на плотность материала, из которого он получен.

Энергоемкость разрушения оценивается количеством затраченной энергии на процесс разрушения горной породы. При разрушении горной породы энергия расходуется:

на упругие и пластические деформации в породе;

на преодоление сил трения;

на преодоление сил связи в породе и сил внутреннего трения;

деформацию и нагрев самого инструмента.

В связи с потерями энергии на сопутствующие процессу разрушения явления оценивают полезную энергию разрушения и общую энергию разрушения, Дж. При определенных расчетах учитывают объемную удельную энергоемкость разрушения, Дж/см<sup>3</sup>, и контактную удельную энергоемкость разрушения, Дж/см<sup>2</sup>.

Объемная удельная энергоемкость разрушения определяется как соотношение общей энергии разрушения  $A_{00}$  и объема разрушенной породы V:

$$q = \frac{A_{\rm ob}}{V}.$$
 (2.16)

Контактная удельная энергоемкость разрушения определяется для случая деформирования породы на площади контакта S, когда видимого объема разрушения горной породы не получено. В этом случае удельная энергоемкость рассчитывается как соотношение энергии разрушения  $A_{of}$  и площади контакта S.

Работа, затрачиваемая на разрушение, расходуется на упругопластические деформации породы и деформацию индентора.

Работа, затраченная на деформацию породы, будет пропорциональна объему деформированной породы. При расчетах чаще используют другое соотношение, которое рассчитывают по зависимости:

$$A_{\rm y} = \frac{1}{2} P \zeta_{\rm y}, \qquad (2.17)$$

где *P* – нагрузка, соответствующая деформированию породы на величину деформации  $\zeta_{y}$ .

Работа по деформации породы обычно определяется графоаналитическим методом по диаграммам деформации  $\zeta_y = f(P)$  по площади треугольников (см. рис. 2.10). В данном случае работа упругой деформации породы определяется площадью треугольника *OAB*, а может быть также рассчитана как 1/2 произведения усилия  $P_1$  на деформацию *OB*. Работа по пластическому деформированию породы будет определять площадью фигуры *BACD* (рис. 2.10).



Рис. 2.10. График деформирования горной породы

Условно общая работа по разрушению образца определяется площадью всей фигуры, ограниченной графиком  $\zeta = f(P) - OCD$ , где точка *C* соответствует значению разрушающего усилия  $P_2$  при конечной глубине внедрения индентора в породу, полученной после разрушения.

### 2.4. Влияние формы внедряемого индентора на процессы деформирования и разрушения горной породы

Механическое разрушение горных пород, работу по разрушению породы единичным резцом обычно моделируют внедрением специальных штампов – инденторов.

Индентор (англ. indentor от лат in – в, внутрь и dens (dentis) – зуб, dent – выемка) – твердое тело (алмаз, закаленная сталь) определенной геометрической формы (шар, пирамида, конус), вдавливаемое в поверхность образца при определении твердости материала.

Применяемые инденторы могут иметь различную форму торца. Это, прежде всего, плоская цилиндрическая, коническая, плоская коническая, сферическая, клиновидная формы.

Оптимальной для разрушения горной породы формой индентора, очевидно, является такая, при которой сопротивление породы внедрению будет минимально, а индентор будет сохранять свою работоспособность, то есть не разрушаться под действием соответствующих условиям разрушения нагрузок. Минимальное сопротивление порода окажет индентору в форме тонкой иглы, создающей максимальные контактные напряжения. Однако индентор такой формы будет наиболее слабым и не выдержит минимально требуемых для разрушения породы усилий.

Противоположностью тонкой игле будет плоский круговой штамп, создающий контактные напряжения, обратно пропорциональные площади торца. Такой индентор будет максимально прочным и потому достаточно эффективным для разрушения твердой горной породы смятием и раздавливанием.

### 2.4.1. Разрушение горной породы при вдавливании плоского цилиндрического индентора

При вдавливании в упругое полупространство плоского цилиндрического штампа под его торцом возникают механические напряжения, интенсивность которых по ширине торца штампа выражается зависимостью

$$p(x) = \frac{P}{2\pi a \sqrt{a^2 - x^2}},$$
 (2.18)

где P – осевая нагрузка на штамп, даН; a – радиус торца штампа, м; x – значение координаты на оси OX, м.

Решение данного уравнения позволяет получить следующую геометрическую интерпретацию (рис. 2.11).

В точке О напряжения в соответствии с решением формулы (2.18) определяются из зависимости

$$p = \frac{P}{2\pi a^2},\tag{2.19}$$

согласно которой напряжения прямо пропорциональны величине осевой нагрузки и обратно пропорциональны двум площадям торца индентора.

В точке *С* напряжения теоретически стремятся к бесконечности. На практике значения напряжений действительно очень велики, что приводит уже при достаточно умеренных нагрузках на индентор к выколу породы по периметру торца. В результате пиковые напряжения сглаживаются и соответствуют

значениям, определяемым по формуле  $p = \frac{P}{\pi a^2}$ , т. е. равны отношению действующей силы к площади торца индентора.



Рис. 2.11. Распределение контактного давления под торцом цилиндрического индентора

Данная формула вполне приемлема при определении величины напряжений под торцом плоского цилиндрического индентора.

Величину внедрения индентора в породу определяют по формуле

$$\delta = \frac{P(1-\mu^2)}{2aE},\tag{2.20}$$

где µ – коэффициент Пуассона (см. формулу 1.4); *E* – модуль упругости (Юнга).

Напряженное состояние горной породы под внедряемым плоским цилиндрическим индентором характеризуется наличием следующих областей: І – всестороннего сжатия, ІІ – растягивающих напряжений, ІІІ – в которой порода находится в сложном, но слабо напряженном состоянии (рис. 2.12).

Механизм появления растягивающих напряжений при внедрении индентора рассмотрен на рис. 2.5.

Под штампом в породе формируется область сжатия (уплотнения) породы. Форма этой области для идеально упругих изотропных горных пород соответствует форме части шара (рис. 2.12, 2.13).



Рис. 2.12. Области напряжений под торцом плоского индентора: I – сжатия (ядро сжатия); II – растяжения; III – сложно-напряженного состояния



Рис. 2.13. Схема бокового распора и возникновения трещин при вдавливании индентора

Внутренний деформируемый объем, воспринимающий давление индентора, передает это давление вмещающей ядро сжатия породе, создавая напряжения растяжения. Развитие предельной деформации в глубь деформируемого объема увеличивает напряжения растяжения. В упругохрупких и хрупкопластичных породах под действием растягивающих напряжений возникают трещины скола *1* (рис. 2.13). Для высокопластичных и пористых пород формируемый объем сжатия не приводит к скалыванию породы и образованию лунки. При вдавливании наблюдаются лишь радиальные трещины, вызванные уплотнением породы.

Для пород анизотропных, а также горных пород, ослабленных трещинами или имеющих разнородные включения, форма области сжатия, или ядра сжатия, будет отличаться от сферической с вполне закономерными отклонениями от идеальной сферической формы.

Растягивающие напряжения области II вызваны действием ядра сжатия породы (см. рис. 2.5, *a*, *б*). В области III также присутствуют растягивающие напряжения, но более умеренные.

Главные напряжения на оси симметрии при равномерном распределении давления *p* как функции координаты  $\frac{z}{a}$  можно найти по формулам [30, 39]:

$$\frac{\sigma_1}{p} = \frac{\sigma_2}{p} = -\frac{1+2\mu}{2} + \frac{(1+\mu)\frac{z}{a}}{\sqrt{1+(\frac{z}{a})^2}} - 0,5 \left[\frac{\frac{z}{a}}{\sqrt{1+(\frac{z}{a})^2}}\right]^3; \quad (2.21)$$

$$\frac{\sigma_3}{p} = -1 + \left[\frac{\frac{z}{a}}{\sqrt{1 + \left(\frac{z}{a}\right)^2}}\right]^2; \qquad (2.22)$$

$$\frac{\tau}{p} = \frac{1}{2\pi} \left[ 1 + \sqrt{1 + \pi^2 \left(\frac{1 - 2\mu}{2}\right)^2} \right].$$
 (2.23)

Решение уравнений в виде графиков приведено на рис. 2.14. Из этих данных следует, что с удалением от поверхности контакта сжимающие напряжения уменьшаются, причем наиболее быстро  $\sigma_1$  и  $\sigma_2$ , которые на некоторой глубине переходят в растягивающие. Однако растягивающие напряжения не превышают десятой доли от нормального давления.

Касательные напряжения  $\frac{\tau}{p}$  на оси симметрии *OZ* вначале нарастают и достигают максимума на глубине:

$$Z_m = a \sqrt{\frac{2(1+\mu)}{7-2\mu}} \,. \tag{2.24}$$

Из выражений (2.23) и (2.24) следует, что величина касательных напряжений и глубина их максимальных значений зависят прежде всего от коэффициента Пуассона.



Рис. 2.14. Графики напряжений под плоским индентором на оси его симметрии

Расчеты показывают, что  $Z_m = 0,55a$  при  $\mu = 0,05$ ,  $Z_m = 0,57a$  при  $\mu = 0,1$ ,  $Z_m = 0,6a$  при  $\mu = 0,2$ ,  $Z_m = 0,63a$  при  $\mu = 0,3$ .

**Механизм разрушения.** На первом этапе вдавливания под индентором образуется полусферический объем породы (рис. 2.15), в пределах которого действуют максимальные касательные напряжения. В пределах этой сферы порода максимально уплотняется и формируется ядро уплотнения *3*, ограниченное плоскостью контакта индентора и полусферой максимальных касательных напряжений, диаметр которой равен диаметру индентора. На этом этапе происходит образование конической кольцевой выемки *1* вследствие скалывания породы по контуру штампа за счет растягивающих напряжений или пластической деформации сдвига кольцевого микрообъема за счет действия касательных напряжених напряжений (для пластичных пород).

При дальнейшем увеличении нагрузки максимальные касательные напряжения достигают предельного значения и в точке *А* полусферы создается критическое напряженное состояние, превышающее предел прочности породы. Касательные напряжения должны распространяться по линии I–I (45°), но из-за уплотнения породы в зоне сжатия *3* этого

не происходит. Наблюдается пластическое деформирование в интервале от точки A и выше по контуру полусферы, а в результате при некотором повышении нагрузки на индентор касательные напряжения достигают предельных значений в плоскостях II–II (60°). Это приводит к распространению пластических сдвигов в плоскости, касательной к полусфере. В момент, когда деформации достигают точек C, происходит высвобождение энергии упругого сжатия и наблюдается мгновенный выкол породы по конусу *CAC* со звуковым эффектом микровзрыва. Формируется лунка глубиной  $Z_m$ , размер которой связан с возникновением точки с максимальными касательными напряжениями. После этого наступает состояние одноосного сжатия из-за снятия бокового противодавления. Вследствие этого порода под штампом сразу же разрушается, превращаясь в порошок.



Рис. 2.15. Схема разрушения породы при внедрении индентора с плоским торцом: *1* – кольцевая форма, отделяемая на первом этапе разрушения; *2* – выкол консоли при образовании конической лунки разрушения; *3* – ядро сжатия породы

На рис. 2.16 представлена фотография ядра сжатия в пористом известняке (большое значение коэффициента Пуассона), зоны развития ядра сжатия и трещины – верхняя консольная (слева консоль еще не отделилась) и радиальные, уходящие в глубь от ядра. Размер ядра намного (в 2–3 раза) превышает радиус индентора, поскольку порода податливо деформировалась, что позволило отметить этапы деформирования и разрушения.

Рассмотренная на рис. 2.15 схема соответствует случаю внедрения индентора в изотропную, т. е. идеально равнопрочную во всех направлениях, горную породу.

Форма ядра сжатия породы будет отличаться от шарообразной, в случае если воздействие на неё со стороны индентора производится не

под прямым углом. При этом ядро сжатия в первый момент будет более активно развиваться под краем торца с внутренней стороны угла наклона индентора (рис. 2.17, *a*). В момент, когда напряжения в этой зоне достигнут критических значений, произойдет смятие и скалывание породы по линии AB, напряжения под торцом индентора выравниваются, а ядро сжатия примет форму, близкую к шаровой (рис. 2.17, *б*). В последующем скалывание породы произойдет по линии  $A^{I}B^{I}$ . В результате лунка разрушения будет иметь несимметричный профиль.



Рис. 2.16. Ядро сжатия в известняке



Рис. 2.17. Схемы процесса разрушения породы при вдавливании штампа под углом к поверхности породы

Подобный механизм разрушения может наблюдаться и при вдавливании индентора в породу под прямым углом к поверхности образца, но со смещением точки приложения осевой силы от оси симметрии торца индентора (внецентренное нагружение индентора осевым усилием).

### 2.4.2. Разрушение горной породы при вдавливании индентора сферической формы

Сферическая форма внедряемых инденторов достаточно характерна для породоразрушающих вставок буровых инструментов.

Анализ напряженного состояния породы при вдавливании сферы основывается на теории Г. Герца о сжатии двух соприкасающихся криволинейных тел.

При отсутствии нагрузки сфера контактирует с поверхностью твердого тела в точке. По мере увеличения нагрузки на сферу формируется круговая площадка контакта (рис. 2.18).

Радиус поверхности давления при вдавливании сферы с усилием *Р* определить по формуле

$$\rho = 1,144 \sqrt[3]{\Pr\left[\frac{4\left(1-\mu_{1}^{2}\right)}{E_{1}}+\frac{4\left(1-\mu_{2}^{2}\right)}{E_{2}}\right]},$$
(2.25)

где µ<sub>1</sub>, *E*<sub>1</sub>, µ<sub>2</sub>, *E*<sub>2</sub> – коэффициенты Пуассона и модули упругости для индентора и породы, соответственно; *r* – радиус сферы индентора.

Давление на поверхности контакта сферы с породой можно описать уравнением

$$P(x) = \frac{3P}{2\pi\rho^3} \sqrt{\rho^2 - x^2}.$$
 (2.26)

При x = 0 давление P(x) максимально и равно  $\frac{3P}{2\pi\rho^2}$  (рис. 2.19).

Наибольшее вдавливание индентора в породу при упругом взаимодействии будет в центре контакта:

$$\delta = \frac{3P(1-\mu^2)}{4\rho E}.$$
 (2.27)

Анализ напряженного состояния горной породы под торцом шарового индентора, проведенный Р. М. Эйгелесом [31], показал, что область всестороннего сжатия в данном случае меньше, чем при вдавливании плоского цилиндрического индентора. Максимальные касательные напряжения при вдавливании сферы отмечаются на оси симметрии на глубине от поверхности контакта около 0,5 $\rho$ , а также на контуре давления. Отсюда следует, что разрушение породы при вдавливании сферы начнется прежде всего, на двух участках: на глубине  $Z = 0,5\rho$ , в точке, лежащей на оси симметрии, и на поверхности образца по контуру контакта сферы с породой (рис. 2.19).

Главные напряжения на оси симметрии как функции координаты  $\frac{z}{z}$ а можно найти по формулам [31]:

$$\frac{\sigma_1}{p} = \frac{\sigma_2}{p} = -(1-\mu) \left( 1 - \frac{z}{a} \operatorname{arctg} \frac{a}{z} \right) - \frac{1}{2 \left( 1 + \frac{z^2}{a^2} \right)};$$
(2.28)

$$\frac{\sigma_3}{p} = -\frac{1}{1 + \frac{z^2}{2}}.$$
(2.29)



Рис. 2. 18. Схема внедрения сферического индентора в породу

ρ

Рис. 2.19. Эпюра контактного давления и схема напряженного состояния и разрушения породы под торцом шарового индентора: 1 – очаги максимальных касательных напряжений; 2 – ядро сжатия; 3 – кольцевые трещины отрыва породы

### Касательные напряжения – по контуру контакта индентора $\frac{\tau}{p} = \frac{1-2\mu}{3};$

и на оси симметрии

$$\frac{\tau}{p} = -\frac{1}{2}(1+\mu)\left(1-\frac{z}{a}\operatorname{arctg}\frac{a}{z}\right) - \frac{3}{2\left(1+\frac{z^2}{a^2}\right)}.$$
(2.30)

х

При вдавливании сферы в плоскую поверхность образца упругохрупкой породы в момент достижения некоторого критического значения по контуру контакта сферы с породой образуется круговая трещина за счет растягивающих напряжений, действующих на поверхности образца. Эта трещина развивается вглубь, огибая область сжатия породы под сферой (ядро сжатия). С глубины, равной 0,5р, трещина выходит на поверхность образца (рис. 2.19) и формируется лунка разрушения с образованием крупных фракций породы (отделенная круговая консоль) и раздавленной в порошок породы (материал ядра сжатия и прилегающий к ядру материал).

Глубина лунки разрушения задается глубиной возникновения максимальных касательных напряжений, которая равна 0,5р. Величина р определяется по формуле

$$\rho = \sqrt{2hr - h^2} , \qquad (2.31)$$

а значит, возможная глубина лунки разрушения (из-за малости  $h^2 \approx 0$ ) будет ориентировочно

$$h_{\rm m} = 0, 5\sqrt{hd} , \qquad (2.32)$$

где d – диаметр шарового индентора, м; h – глубина внедрения индентора на заключительном этапе деформирования породы, м.

Формула (2.27) дает решение при упругом контакте индентора с породой. В случае разрушения породы с образованием лунки, которое сопровождается упругопластическим деформированием, глубину внедрения индентора в породу hможно определить из следующих зависимостей, полученных в соответствии со схемой, представленной на рис. 2.20.



Рис. 2.20. Схема к определению глубины внедрения шарового индентора

Под индентором в процессе упругопластического деформирования возникает и развивается до момента выкола лунки буферная зона из разрушенной в порошок породы, которая в некоторой степени становится продолжением внедряемого индентора, так как оказывает разрушающее воздействие на породу, а реакция упругосжатой породы воздействует непосредственно на ядро сжатия, а уже через него на торец индентора.

Упругая реакция породы *P*<sub>р</sub> определяется по зависимости

$$P_{\rm p}=P(1-{\rm tg}\,\varphi)\,,$$

где ф – угол внутреннего трения, град.

Усилие P затрачивается на упругую реакцию породы  $P_p$  и преодоление сил внутреннего трения  $F_{\rm T}$  в деформируемых объемах породы, прежде всего ядре сжатия. Это соотношение запишем в виде

$$P = P_{\rm p} + F_{\rm T}. \tag{2.33}$$

Реакция  $P_{\rm p} = S_{\rm cm} p_{\rm III}$ , где  $S_{\rm cm}$  – площадка смятия, м<sup>2</sup>;  $p_{\rm III}$  – твердость горной породы, Па.

Сила внутреннего трения вычисляется по формуле

$$F_{\rm T} = S_{\rm cm} p_{\rm III} \, {\rm tg} \, \varphi$$

Учитывая, что площадка смятия определяется формулой площади круга радиусом р, который рассчитывается из формулы (2.32), получим:

$$S_{\rm CM} = \pi (2hr - h^2).$$

Решение уравнения (2.33) относительно *h* с учетом входящих параметров позволяет определить глубину внедрения индентора

$$h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P}{\pi p_{\rm III}(1 + \mathrm{tg}\,\phi)}}.$$
 (2.34)

Механизм разрушения породы при внедрении сферического индентора существенно зависит от её свойств. При разрушении упругохрупких пород характерно раздавливание и скалывание, упругопластичных – смятие и образование трещин. Общим в механизме разрушения будет образование кольцевой трещины, устремленной по конусу в глубину породы, и последующее скалывание по периметру в виде консоли. Образующееся при этом ядро уплотнения породы является как бы продолжением увеличенного в глубь породы индентора.

Приведенные выше теоретические положения подтверждаются опытами по внедрению инденторов в упругохрупкую горную породу.



Рис. 2.21. Экспериментально полученная лунка разрушения в граните при вдавливании шара

На рис. 2.21 дана зарисовка лунки разрушения в разрезе и ее вид сверху. Лунка получена при внедрении шара диаметром 20 мм в мелкозер-

нистый долерит. После образования лунки образец раскололся, что позволило отметить вокруг неё кругообразный ореол побелевшей породы диаметром около 15 мм, эллиптически вытянутый в направлении приложения нагрузки. Ореол имеет явные лучи, направленные из центра ядра сжатия к периферии. Изменение цвета породы связано с ее растрескиванием. На дне лунки находится порода из ядра сжатия в виде спрессованного порошка. Ядро легко отделяется от образца в виде целостного объема.

### 2.4.3. Разрушение горной породы при вдавливании пирамидального и клиновидного инденторов

Предельное состояние породы при вдавливании пирамиды или клина наступает при малых значениях осевой нагрузки, поскольку вследствие малости площади контакта развиваются высокие значения контактных напряжений в породе и происходит погружение индентора. Далее нагрузка уравновешивается поверхностью деформируемого тела, прилегающего к граням клина или пирамиды. При этом по мере погружения поверхность соприкосновения индентора и породы увеличивается, а для дальнейшего внедрения требуются все более высокие осевые нагрузки (рис. 2.22).



Рис. 2.22. График деформация – осевая нагрузка для клиновидного индентора

При вдавливании заостренных наконечников в пластичные тела происходит вытеснение материала из-под индентора, а затем – скачкообразное погружение при сколе породы. На графике (рис. 2.22) выделяются следующие участки: 1 – пластическое деформирование, глубина погружения пропорциональна нагрузке до величины  $\xi_0$ ; 2 – хрупкое разрушение; 3-5 – циклы 1 и 2 повторяются.

Хрупкое разрушение происходит при нагрузках, практически равных нагрузкам деформирования ξ<sub>0</sub>. При дальнейшем вдавливании вследствие упругой и пластической деформации глубина погружения растет медленно

вплоть до нового скачка. Порода скалывается под углом больше, чем 120°. Этот угол является углом естественного скалывания.

Одноименные участки на графике 1, 3, 5 увеличиваются из-за роста площади контакта, а скачок в погружении (участки 2 и 4) может быть больше, чем предыдущий. Это связано с увеличением контактной поверхности.

Рассмотрим процесс вдавливания (рис. 2.23) в породу клиновидного индентора с длиной клина l, углом приострения  $2\psi$ . Сопротивление породы разрушению проявляется в виде двух реакций породы N, направленных под прямым углом к боковым поверхностям резца (рис. 2.24). Упругие реакции N воздействуют на индентор через ядро сжатия породы. Вертикальное перемещение резца вызывает силы трения T на боковых поверхностях резца.

Реакция N определяется как сопротивление на площади смятия  $S_{\rm см}$  – опорной поверхности боковой поверхности резца (рис. 2.24), твердостью горной породы  $p_{\rm m}$  и затратами на преодоление сил внутреннего трения, вызванных деформированием породы:

$$N = S_{\rm cm} p_{\rm m} (1 + tg \,\phi), \qquad (2.35)$$

где tg  $\phi$  – тангенс угла внутреннего трения (коэффициент внутреннего трения).



Сила трения поверхностях резца

$$T = N\mu, \qquad (2.36)$$

где µ – коэффициент трения резца о породу.

Проецируя действующие силы на вертикальную плоскость, получаем  $P - 2N\mu\cos\psi - 2N\sin\psi = 0.$  (2.37)

$$N = \frac{P}{2(\mu\cos\psi + \sin\psi)}.$$
 (2.38)

Площадь смятия для реакции N породы  $S_{cM} = a l$ ,

где l – ширина индентора, а поскольку tg  $\psi = \frac{a}{h}$ , то  $S_{cM} = h$ tg  $\psi l$ .

Учитывая, что реакция N рассчитывается по формуле (2.35), получаем

$$N = h \operatorname{tg} \psi l p_{\mathrm{m}} (1 + \operatorname{tg} \varphi). \tag{2.39}$$

Подставив значение N в формулу (2.39) и решив эту зависимость относительно h, получим

$$h = \frac{P}{2p_{\rm m} ltg \,\psi (\mu \cos \psi + \sin \psi) (1 + tg \,\phi)} \,. \tag{2.40}$$

Для случая когда индентор имеет форму равносторонней трапеции с плоской площадкой (например, притупления) шириной b, площадь смятия горной породы будет складываться из площади, равной плоской части торца индентора, равной bl, и площади двух боковых площадок, смятие которых производится наклонными поверхностями индентора (рис. 2.25). Площадь такой боковой площадки  $S_{cm} = htg \psi l$ . Реакция N породы может определяться по формуле (5.7), а реакция  $P_p$  породы – по формуле

$$P_{\rm p} = blp_{\rm III}(1 + \mathrm{tg}\,\psi).$$

Уравнение сил, действующих на внедряемый в породу индентор, можно записать в следующем общем виде:



Рис. 2.25. Схема для определения глубины внедрения в породу клиновидного с площадкой притупления индентора

$$2N\sin\psi + P_{\rm p} + 2\ T\cos\psi - P = 0. \tag{2.41}$$

Учитывая, что сила трения рассчитывается по формуле (2.36), получаем формулу для расчета реакции *N*:

$$N = \frac{P - P_{\rm p}}{2\left(\sin\psi + \cos\psi\mu\right)}.$$
(2.42)

С учетом выражения для расчета реакций N и  $P_p$  из уравнения (2.42) можно получить выражение для определения глубины внедрения в породу клиновидного индентора с площадкой притупления:

$$h = \frac{P - blp_{\rm m} (1 + tg \,\varphi)}{2p_{\rm m} tg \,\psi l (1 + tg \,\varphi) (\sin \psi + \cos \psi \mu)}.$$
(2.43)

На графике (рис. 2.22) возможные значения глубин внедрения клиновидного и пирамидального инденторов, рассчитанные по формулам (2.40), (2.43), будут выглядеть как плавные кривые, огибающие точки дискретного погружения.

Клиновидный и трапециевидный инденторы моделируют фрезерованные зубцы шарошечных долот и вставки буровых инструментов ударного действия, а представленные формулы позволяют оценить влияние ряда параметров на глубину вертикального вдавливания зубцов и вставок в породу в процессе работы данных буровых инструментов.

На рис. 2.26 представлены схемы, показывающие характер развития трещин при внедрении клиновидного индентора с площадкой притупления при его вертикальном и боковом внедрении в породу. Данные схемы поясняют процесс разрушения породы клиновидными породоразрушающими элементами, которыми могут оснащаться некоторые типы шарошечных долот, предназначенные для бурения горных пород средней твердости.

Пирамидальный индентор своей формой моделирует алмазные резцы или фрезерованные зубья шарошечных долот.

Для пирамидального индентора с углом наклона плоскости конуса относительно вертикали  $\psi$  глубина внедрения в породу может рассчитываться по зависимости

$$h_{\rm m} = \frac{1}{\mathrm{tg}\,\psi} \sqrt{\frac{P}{p_{\rm m}\left(1 + \mathrm{tg}\,\phi\right)}}$$

в которой входящие в формулы параметры обозначены аналогично использованным в формулах для клиновидного и трапециевидного инденторов (2.40), (2.43).

В случае если, например, пирамидальный резец с углом приострения вершины 2  $\psi$  и площадкой притупления шириной 2*s*, полученной, например, в результате износа, то в соответствии со схемой, рассмотренной при

внедрении в породу шарообразного индентора (см. рис. 2.19), зависимость расчета глубины внедрения индентора определится по следующей формуле:

$$h_{\rm mn} = \frac{1}{\mathrm{tg}\,\psi} \left( s - \sqrt{\frac{3s^2}{4} - \frac{P}{4p_{\rm m}(1 + \mathrm{tg}\,\phi)}} \right). \tag{2.44}$$

Пирамида с площадкой притупления соответствует форме приостренного неовализованного алмазного резца с площадкой износа.



Рис. 2.26. Характер развития трещин в породе при вертикальном (*a*) и боковом (*б*) внедрении клиновидного с торцевой площадкой притупления индентора: *1* – трещины; *2* – ядро сжатия породы; *3* – глубинные трещины; *4* – радиальные трещины

Сравнение инденторов с различной формой торца показывает, что геометрическая форма рабочей части инструмента, а также ее размеры существенно, а часто кардинально влияют на эффективность процесса разрушения горной породы.

Плоский индентор, для которого характерно постоянство площади контакта при погружении в породу на любую глубину, оказывается в ряде случаев более эффективным по энергозатратам в сравнении со сферическим или клиновидным наконечником. В то же время следует отметить, что плоская форма торца индентора подвержена изменению в процессе эксплуатации, особенно при разрушении твердых пород, из-за концентрации напряжений на краях торца и их преимущественного разрушения. Поэтому для инденторов с плоской цилиндрической формой торца в процессе эксплуатации характерны овализация и сближение плоской формы со сферической.

У клиновидного индентора экстремальные значения напряжений при вдавливании наблюдаются на острой вершине грани, что приводит к разрушению наконечника вследствие высоких напряжений в материале и овализации наконечника.

Анализ эффективности инденторов со сферической и клиновидной формами торца [30] показывает, что при значительной твердости пород эффективнее оказывается сферический индентор.

При разрушении мягких пород, когда глубина внедрения инденторарезца значительна, более эффективен по объему разрушенной породы и энергоемкости разрушения клиновидный индентор, а пород средней твердости – клиновидный и трапециевидный (клиновидный с площадкой притупления), см. рис. 2.25.

Поэтому при изготовлении бурового инструмента для бурения твердых и крепких пород наиболее распространены породоразрушающие элементы со сферической формой торца, для которого характерна относительная равномерность распределения напряжений при вдавливании в породу. Изнашивание сферического индентора приводит к некоторому увеличению радиуса его торца без значительного изменения формы.

Для бурения горных пород средней твердости более предпочтительны трапециевидные породоразрушающие элементы, а также клиновидные и пирамидальные с большими значениями углов приострения.

Для бурения же мягких горных пород более эффективны приостренные клиновидные и пирамидальные породоразрушающие элементы.

### 2.5. Влияние касательной нагрузки на напряженное состояние горной породы при осевом внедрении инденторов

При вращательном бурении наряду с действием осевого усилия реализуется вращение бурового инструмента, поэтому крайне важно оценить напряженное состояние горной породы не только при осевом внедрении инденторов, но и при их перемещении в плоскости забоя.

В работах [1, 25] представлены результаты исследований по внедрению в твердую горную породу плоского индентора с учетом не только нормального P, но и тангенциального усилия T, равного в данном случае произведению усилия P и коэффициента трения  $\mu$ :  $T = P \mu$ . Данные исследования позволили установить следующее:

• при совместном действии нормальной P и тангенциальной T нагрузок под индентором наряду с ядром сжатия наблюдается зона растяжения породы, которая преимущественно развивается в области задней (по направлению движения) части торца индентора (рис. 2.27, a,  $\delta$ );

• с ростом тангенциального усилия размеры зоны растяжения в области задней части резца увеличиваются, а область максимальных растягивающих напряжений смещается под заднюю часть торца индентора;

• рост тангенциального усилия вызывает увеличение смещения области сжатия породы на переднюю, по отношению к направлению перемещения, сторону индентора и одновременно к поверхности образца;

• при снижении коэффициента трения происходит снижение и тангенциального усилия, уменьшаются как растягивающие, так и сжимающие напряжения в породе.



Рис. 2.27. Поле механических напряжений под плоским индентором при действии осевого и тангенциального усилий: a – при  $\mu$  = 0,4;  $\delta$  – при  $\mu$  = 0,8

Таким образом, представленные результаты позволяют утверждать, что роль тангенциального усилия в разрушении породы, его величина, а также скорость приложения играют очень значительную роль в процессе разрушения горных пород.

Итогом проведенного исследования и анализа напряженного состояния горной породы под действием нормальной и тангенциальной нагрузок является подтверждение того, что тангенциальная нагрузка усиливает разрушающие напряжения в породе. Это позволяет снизить необходимые осевые усилия вдавливания резцов в породу для достижения предельного состояния на начальном этапе внедрения резца.

В то же время перемещение экстремальной зоны к поверхности образца указывает на возможное снижение глубины разрушения породы при повышении тангенциального усилия, если при этом не будет обеспечен адекватный рост осевого усилия. Рост скорости приложения тангенциального усилия при резаниискалывании породы приводит к снижению глубины борозды разрушения вследствие возрастающего сопротивления породы.

Снижение коэффициента трения на контакте резец – порода позволяет повысить возможные предельные значения осевого усилия и эффективность разрушения твердых горных пород за счет повышения возможной скорости приложения тангенциального усилия.

В то же время снижение коэффициента трения, как показывают эксперименты, снижает напряжения и глубину формируемой борозды разрушения в породе. Данный вывод подтверждает эксперимент, выполненный В. Е. Копыловым, при резании-скалывании пластинки кварца алмазным резцом со скоростью его перемещения от 2 до 10 м/с. Опыты показали, что при смачивании пластинки кварца водой глубина борозды разрушения, при прочих равных условиях в сравнении с сухим резанием-скалыванием породы, снижается.

При проведении опытов с фиксированием процесса разрушения киносъемкой отмечен веер вылетающего из под резца разрушенного кварца, что можно объяснить, рассмотрев схему на рис. 2.27, резким переходом чрезвычайно упругого кварца из области сжатия в область растяжения при перемещении резца.

# 2.6. Влияние скорости и интенсивности приложения нагрузки на процесс разрушения горных пород

При изучении процессов разрушения горных пород различают режимы статического и динамического нагружения.

При статическом внедрении резцов или инденторов действуют медленно нарастающие и постоянные по величине нагрузки. Динамическое внедрение породоразрушающих элементов происходит при воздействии на индентор быстро нарастающих по величине нагрузок.

Механизм разрушения горных пород существенно зависит от характера действующих нагрузок.

Время нагружения при статическом приложении нагрузок может изменяться от нескольких до десятков секунд. При динамическом нагружении время действия усилий спрессовано до мгновений – сотых и тысячных долей секунды.

Скорость нагружения – скорость роста нагрузки и напряжений в породе, развитие деформаций, при которых наступает разрушение.

При ударном нагружении породы скорость нагружения равна скорости соударения инструмента с породой.

На рис. 2.28 приведены экспериментальные зависимости Л. А. Шрейнера, отражающие связь параметров разрушения и прочностных свойств мрамора от скорости приложения разрушающей нагрузки, которые показывают, что механические свойства горных пород и соответственно параметры разрушения существенно зависят от скорости деформирования пород в момент их нагружения [27].



Рис. 2.28. Экспериментальные зависимости параметров разрушения и прочности мрамора от скорости нагружения индентора: δ – упругая деформация породы, мм; h – глубина лунки разрушения, мм; τ – время контакта индентора с породой, с; K<sub>п</sub> – коэффициент пластичности; p<sub>ш</sub> – твердость, ГПа; p<sub>0</sub> – предел текучести породы, ГПа; A<sub>v</sub> – объемная удельная работа разрушения, Дж/ мм<sup>3</sup>

Деформация породы б и глубина лунки разрушения *h* достигают максимума при определенных значениях скорости нагружения, величина которых находится в диапазоне 10–15 м/с.

Твердость мрамора и объемная удельная работа разрушения с ростом скорости нагружения резко возрастают, а пластичность породы снижается. При скорости нагружения около 40 м/с мрамор ведет себя как хрупкая горная порода.

Таким образом, эффективное разрушение породы возможно при условии, что время контакта индентора с породой будет соответствовать времени, в течение которого напряжения в ней достигнут критической величины, сформируются и прорастут трещины и наступит её окончательное разрушение. Для конкретной горной породы оптимальным может быть определенное соотношение скорости и усилия нагружения. При этом вероятно, что чем выше усилие нагружения, тем меньше требуется времени для развития достаточных для разрушения породы напряжений и разрушающих породу трещин.

При бурении скорость приложения разрушающей нагрузки может быть значительной при ударном разрушении горной породы, достаточно высокой и при высочастотном вращательном бурении алмазным буровым инструментом, в том числе при бурении забойными гидродвигателями.

Скорость перемещения резца долота можно определить из зависимости

 $v_{\pi} = \pi D \omega$ ,

где D – диаметр от центра долота до резца, м;  $\omega$  – частота вращения долота, с<sup>-1</sup>. Например, при диаметре долота 0,19 м и частоте вращения 10 с<sup>-1</sup>, характерной для работы турбобура, линейная скорость резцов на кромке долота составит около 6 м/с.

Как следует из приведенных графиков, при малых скоростях нагружения от 0 до 6 м/с, характерных для современных технологий бурения скважин (на рис. 2.28 этот интервал выделен), влияние этого фактора на процесс разрушения отличается от процесса разрушения при статическом внедрении породоразрушающих элементов не столь существенно, но все же достаточно, что бы изменить результативность процесса бурения.

К. И. Борисовым исследовано влияние линейной скорости перемещения резца бурового инструмента на процесс разрушения горной породы, в результате которого выявлен рост сопротивления горной породы разрушению: усилие резания выросло в 5 раз при повышении скорости резанияскалывания в пределах 0,05–2,35 м/с (рис. 2.29).

В. П. Рожковым [22] проведен эксперимент по вдавливанию конуса Роквелла (угол приострения 120°) в горные породы с различной интенсивностью осевого нагружения *v*<sub>н</sub> от 15 до 60 H/c.

На рис. 2.30 приведены экспериментальные зависимости глубины внедрения индентора от усилия при различных скоростях нагружения индентора.

По результатам экспериментальных работ установлено, что для внедрения в породу на определенную глубину требуется значительно меньшее усилие, если скорость нагружения индентора будет ниже. При этом для внедрения, например, на глубину 200 мкм, независимо от скорости приложения усилия, время до достижения заданной глубины оказалось примерно равным и составило 15–18 с. Изменение скорости приложения усилия приводит к изменению микротвердости породы. Например, микротвердость мрамора при росте интенсивности нагружения от 15 до 60 H/c возросла от 1 до 4,5 кH/мм. Для более твердых горных пород показатель роста микротвердости при повышении скорости нагружения оказался еще выше.



Рис. 2.29. Экспериментальная зависимость усилия резания-скалывания породы от скорости резанияскалывания



Глубина внедрения индентора, мкм



В процессе экспериментальных работ по резанию-скалыванию пород алмазными резцами установлено, что при различных формах резцов и в разнообразных горных породах с повышением скорости движения резца глубина и ширина борозды разрушения уменьшаются.

Таким образом, процесс разрыва связей в горной породе зависит от времени взаимодействия между частицами. Эта зависимость описывается в кинетической теории прочности твердых тел.

Ю.И. Протасовым [18] рассмотрено уравнение следующего вида:

$$d\tau = \tau \alpha_1 dU, \qquad (2.45)$$

где  $d\tau$  – изменение долговечности  $\tau$ ;  $\alpha_1$  – энергетический коэффициент; dU – изменение энергии иона (или другой частицы, составляющей твердое тело).

Из уравнения (2.45) следует выражение [18] для определения времени, в течение которого твердое тело выдерживает определенное напряжение:

$$\tau = \tau_0 e^{\alpha_1 U_c}. \tag{2.46}$$

где т<sub>о</sub> – время, равное периоду колебаний атомов в твердом теле.

Величина U<sub>с</sub> включает две составляющие

$$U_{\rm c} = U_{\rm o} - \gamma_1 \sigma_{\rm p}, \qquad (2.47)$$

где  $U_0$  – энергия межатомных (межионных) связей, совпадающая по величине с энергией сублимации вещества;  $\sigma_p$  – напряжение растяжения в твердом теле;  $\gamma_1$  – структурный коэффициент.

Сублимация (лат. sublimate – возвышение, вознесение) – *переход* вещества при нагревании из твердого состояния в газообразное.

Из выражения (2.47) следует, что растягивающие напряжения уменьшают энергию связи ионов в твердом теле и в наибольшей степени вызывают разрушение твердых тел.

Энергетический коэффициент обратно пропорционален энергии, приходящейся на одну частицу твердого тела (ион или атом) при температуре тела *t*:

$$\alpha_1 = \frac{1}{kt},$$

где *k* – постоянная Больцмана; *t* – температура тела.

Таким образом, с учетом значений U<sub>0</sub> и α<sub>1</sub> из выражения (2.38) запишем

$$\tau = \tau_{o} \exp \frac{U_{0} - \gamma_{1} \sigma_{p}}{kt}.$$
(2.48)

Выражение (2.48) определяет время, в течение которого твердое тело выдерживает напряжение  $\sigma_p$  при температуре *t* до разрушения.

Опыты показали [18], что  $\tau_0$  равно периоду колебаний атомов в твердом теле, т. е.  $\tau_0 = 10^{-12} - 10^{-13}$  с. Выражение (2.48) описывает процесс разрыва связей ионов (атомов) вследствие термических флуктуаций.

**Флуктуация** (лат. fluctuatio – колебание) – отклонение в состоянии вещества от среднего равномерного распределения молекул в нем вследствие, например, нагревания.

Разрыв связей приводит к образованию зародышевых трещин, которые и обусловливают разрушение твердого тела по мере их роста.

Теоретическую прочность твердого тела можно представить в виде двух составляющих:

$$[\sigma] = [\sigma]_1 + [\sigma]_2.$$

Первая составляющая включает следующие параметры:

$$[\sigma]_1 = \frac{E\varepsilon}{D_k},\tag{2.49}$$

где E – модуль упругости;  $\varepsilon$  – относительное удлинение, при котором происходит разрушение твердого тела в процессе его деформации;  $D_k$  – коэффициент концентрации напряжений. Таким образом, при малом времени нагружения твердого тела температура тела для разрушения значения не имеет, а, следуя выражению (2.49), зависит от его упругости, удлинения при растяжении и концентрации напряжений. Предельное возможное удлинение тела при деформировании є равно 0,2 [18], что позволяет по зависимости (2.49) определить возможную теоретическую прочность тела, которая стремится к величине, равной 0,2*E*.

Дефекты понижают прочность тела и их влияние можно учесть через коэффициент концентрации напряжений.

Вторая составляющая прочности определяет влияние следующих факторов:

$$[\sigma]_2 = \frac{\alpha ET}{3D_k} \ln \frac{\tau}{\tau_o}, \qquad (2.50)$$

где α – коэффициент теплового линейного расширения.

С учетом обеих составляющих предельные напряжения разрушения можно определить из зависимости:

$$[\sigma] = \frac{E\varepsilon}{D_k} \left[ 1 - \frac{\alpha T \ln \frac{\tau}{\tau_o}}{3\varepsilon} \right].$$
(2.51)

Из формулы (2.51) следует, что увеличение температуры тела приводит к снижению его прочности. При этом нужно учесть, что при повышении температуры возрастает и коэффициент теплового расширения *α*, что увеличивает степень влияния температуры на разрушение твердых тел, особенно если тело содержит вещества (минералы) с различными коэффициентами теплового расширения. Различная величина расширения входящих в состав тела веществ приводит к его растрескиванию и образованию новых трещин вследствие термофлуктуационного фактора.

Как следует из формулы (2.51), увеличение времени приложения нагрузки приводит к снижению предела прочности, что наглядно видно из графиков на рис. 2.28.

Таким образом, для снижения энергоемкости разрушения горных пород целесообразно применять статическую нагрузку (скорость приложения нагрузки не более 5 м/с), т. е. нагрузка должна быть приложена длительное время.

Это подтверждают эксперименты по разрушению пород усилиями, не превышающими предела прочности породы [8]. Так, при длительном действии нагрузки, создающей напряжения, которые в 1,38 раза меньше предела текучести и меньше, чем твердость горной породы, разрушение породы, тем не менее, произошло, но с задержкой на 182 с.

В то же время при приложении нагрузок, не превышающих предела прочности породы, но вызывающих их упругое деформирование, может наблюдаться некоторое упрочнение породы за счет уплотнения и некоторого деформирования кристаллической решетки минералов.

Соответственно, при повышении нагрузки до критического (по условиям прочности породы) значения время до разрушения значительно сократится и составит значения от десятых долей секунды до секунды.

Для трещины, существующей в породе в качестве дефекта, величину *D<sub>k</sub>* – коэффициент концентрации напряжений, можно выразить в виде формулы [18]:

$$D_k = 1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}},$$

где 2*l* – длина трещины (см. рис. 2.2); *a* – постоянная кристаллической решетки.

С учетом приведенного выражения зависимость (2.51) будет выглядеть следующим образом:

$$\left[\sigma\right] = \frac{E\varepsilon}{1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}} \left[1 - \frac{\alpha T \ln \frac{\tau}{\tau_{o}}}{3\varepsilon}\right].$$
(2.52)

Из выражения (2.52) следует, что при увеличении длины трещины (трещины в породе в виде дефектов строения) предел прочности твердого тела уменьшается. Трещины создают концентрацию напряжений, а имеющиеся в породе трещины в виде дефектов растут за счет температурных флуктуаций. Для снижения разрушающих напряжений при бурении целесообразно осуществлять нагревание горной породы, что, собственно, и реализуется при термомеханическом бурении.

Для повышения же прочности самого бурового инструмента его следует в процессе работы эффективно охлаждать и стремиться повышать прочность снижением числа и размеров дефектов материала.

Как уже отмечено, уменьшение скорости приложения усилий приводит к снижению предельных значений напряжений и энергоемкости разрушения твердых тел.

Рассмотренные закономерности разрушения твердых тел, безусловно, подходят и для горных пород с учетом того, что они более хрупки и значительно легче поддаются разрушению растяжением. Например, предельное значение деформации растяжения є, после которого наступает разрыв сплошности, составляет величину менее 0,1 % в сравнении с 0,2 % для иных твердых тел. Причина этого в очень значительном числе дефектов, в качестве которых выступают не только многочисленные трещины и поры, но и границы зерен минералов, слоистость и др.

Рассмотренные процессы разрушения породы как результат роста трещин позволяют объяснить механизм повышения прочности трещиноватой породы при её растяжении. Для растущей трещины встречающиеся на её пути дефекты в виде трещин или границы зерен минералов, поверхность которых перпендикулярна по отношению к поверхности растущей трещины, являются разгружающими и снимающими концентрации напряжений в конце трещины. Это приводит к остановке роста трещины или изменению траектории её роста. Возможно также ветвление трещины, что сопровождается потерей энергии её роста. Эти явления в результате ведут к увеличению разрушающей нагрузки и предела прочности при растяжении.

Наличием многих трещин различной ориентации частично объясняется повышенная прочность трещиноватых и полиминеральных горных пород. В полиминеральных, а также в поликристаллических породах роль сетки трещин могут выполнять границы минеральных зерен и кристаллов. Сетка трещин может изменить весь механизм разрушения породы. Например, вместо растяжения возможны сдвиговые деформации, при которых характерно ветвление трещин, что приводит к потере энергии разрушения, а в результате к значительному повышению прочности породы.

Повышенная прочность разрушения при сдвиге объясняется наличием сил внутреннего и внешнего трения (зависимость 1.5). Силы внешнего трения, действуя на поверхности разрушения, повышают затраты энергии, косвенным признаком которого является образование мелкой пыли. Известно, что предел прочности пород при сдвиге в 1,5–3 раза выше, чем при растяжении.

По мере увеличения трещины под действием нагрузки скорость её роста повышается, стремясь к скорости звука C в данной горной породе, если длина трещины l растет до бесконечности [23]:

$$V_m = \sqrt{\frac{2\pi E}{q}} \left(1 - \frac{l_o}{l}\right),\tag{2.53}$$

где *E*, q – модуль упругости, Па, и плотность горной породы, кг/м<sup>3</sup>;  $l_o$ , l – полудлина трещин: начальной в виде дефекта и растущей вследствие приложения нагрузки, соответственно, м.

Наблюдения показали, что при достижении трещиной максимальной скорости роста она начинает ветвиться и скорость её резко падает или становится равна нулю. Ветвление и замедление роста трещины происходит в том случае, если она пересекает под прямым или близким к нему углом материнскую трещину или поры, натыкается на раздел минеральных образований. При попадании трещины в зону неупругого и податливого минерала рост трещины может остановиться. Ускорение роста трещины связано с ситуацией, когда направление её роста совпадает с направлением первичных дефектов (материнских трещин и пор, поверхностей раздела минеральных зерен). В слоистых породах преимущественное развитие трещин может совпадать с направлениями слоев.

Большое значение для развития трещин разрушения имеет также распространение порового пространства, соответствующее, как правило, внешней анизотропии кристаллов, т. е. это пористость, ориентированная в направлении слоистости, сланцеватости, флюидальности и др. (см. рис. 1.7)

Ориентировка пористости вдоль текстурных элементов породы определяет её повышенную деформируемость в направлении, перпендикулярном слоистости, сланцеватости и, таким образом, может влиять на процессы разрушения породы, определяя степень неравномерности и асимметрию объемов деформации и скалывания. Развитие трещин в направлении ориентированного вдоль слоев породы порового пространства существенно влияет на эффективность разрушения породы, определяя некоторую зависимость, задающую асимметрию породоразрушающего действия бурового инструмента при бурении [16].



Рис. 2.31. Формы лунок разрушения в анизотропных горных породах при различных углах встречи γ плоскости сланцеватости

На рис. 2.31 представлены некоторые формы лунок разрушения анизотропных пород при различных углах встречи цилиндрического индентора диаметром 1,5 мм и сланцеватости. На дне лунок видны раздавленные элементы ядра сжатия породы. Борта лунок имеют различный угол наклона, часто совпадающей с плоскостями слоев. Размер лунок определяется глубиной проникновения ядра сжатия и уменьшается при снижении угла встречи γ [16].

# 2.7. Особенности разрушения инденторами анизотропных горных пород

Основные особенности механизма разрушения анизотропных горных пород определены неравнопрочностью в различных направлениях [16, 17]. Как правило, анизотропные горные породы – слоистые, сланцеватые или обладающие флюидальностью – имеют более высокие значения упругости и твердости в направлении сформировавшихся слоев.

В то же время при разрушении анизотропных пород более интенсивно развитие трещин и скалывание происходит в направлении плоскостей слоев, что наглядно видно из схем на рис. 2.31.

Для анизотропных горных пород в основном выполняется следующее соотношение деформационных характеристик в соответствии с законом Р. Гука:

$$\xi^{\perp} = \sigma/E^{\perp} \quad > \quad \xi^{\parallel} = \sigma/E^{\parallel},$$

где  $\xi^{\parallel}$  и  $\xi^{\perp}$  – относительная деформация породы вдоль и перпендикулярно слоям соответственно;  $\sigma$  – напряжения в ядре сжатия породы, приводящие к её разрушению (образованию лунки разрушения), Па;  $E^{\parallel}$ ,  $E^{\perp}$  – модули упругости горной породы вдоль и перпендикулярно слоям соответственно, Па.

Поскольку модуль упругости анизотропной породы вдоль слоистости или сланцеватости значительно превышает модуль упругости породы в перпендикулярном направлении, то для получения напряжения, равного о, анизотропная порода должна иметь различную деформацию в разных направлениях перпендикулярно слоистости или сланцеватости.

Таким образом, ядро сжатия для анизотропной породы может формироваться в виде эллипсоида (рис. 2.32). При этом форма ядра будет более вытянута в направлении, перпендикулярном слоистости или сланцеватости, и сжата в направлении слоев. Подобная форма ядра сжатия приводит к выколу лунки асимметричной формы по линиям АБ и ВГ. Асимметрия лунки существенно зависит от направления приложения разрушающего усилия по отношению к слоистости или сланцеватости, что можно видеть на рис. 2.32.

Как следствие, подобная неравномерность деформации и разрушения породы приводит в первую очередь к искривлению ствола скважины при бурении.

На рис. 2.33 дана схема для анализа процесса деформирования и разрушения анизотропной породы шаровым индентором. Область сжатия породы под индентором будет отличаться от симметричной шарообразной
(линия *1*) и получит вытянутость в направлении, перпендикулярном слоям породы (линия *2*), аналогично схеме, показанной на рис. 2.32.



Рис. 2.32. Схема внедрения индентора в анизотропную горную породу



Рис. 2.33. Схема для анализа процесса деформирования и разрушения анизотропной породы шаровым индентором

Усилие воздействия P на индентор затрачивается при деформировании породы на преодоление сил внутреннего трения в деформируемых слоях породы, а также на преодоление упругих реакций. С учетом данной формулировки упругие реакции породы  $P^{//}$  и  $P^{\perp}$ , направленные вдоль и перпендикулярно слоев породы и воздействующие на ядро сжатия породы (контур ядра сжатия – линия l), можно разложить на вертикальные

$$P_{//}^{\rm B} = P\cos^2\gamma (1 - \mathrm{tg}\,\varphi^{//})\,, \qquad (2.54)$$

$$P_{\perp}^{\scriptscriptstyle B} = P \sin^2 \gamma (1 - \operatorname{tg} \varphi^{\perp}) \tag{2.55}$$

и горизонтальные составляющие

$$P_{//}^{\Gamma} = P\cos\gamma\sin\gamma(1 - \mathrm{tg}\,\varphi^{//})\,, \qquad (2.56)$$

$$P_{\perp}^{r} = P\cos\gamma\sin\gamma(1 - \mathrm{tg}\,\varphi^{\perp})\,,\qquad(2.57)$$

где  $\gamma$  – угол между направлением приложения усилия *P* и плоскостями слоев, град;  $\phi^{//}$ ,  $\phi^{\perp}$  – углы внутреннего трения в направлении, перпендикулярном слоям породы, град.

Из формул следует, что при вдавливании индентора в анизотропную породу в процессе её упругого деформирования на его торец оказывают действие неуравновешенные реакции породы. Действие вертикальных ре-

акций, точки приложения которых находятся на расстоянии *а* и *с* от оси индентора, можно привести к действию опрокидывающего момента  $M_{on}$ :

$$M_{\rm on} = P^{\rm B}_{//} a - P^{\rm B}_{\perp} c . \qquad (2.58)$$

Формула для расчета  $M_{on}$  [22] для плоского цилиндрического индентора имеет следующий вид:

$$M_{on} = \Pr[\cos^2 \sin \gamma \sqrt{\frac{1}{K}} (1 - \operatorname{tg} \varphi'') - \sin^2 \gamma \cos \gamma \sqrt{K} (1 - \operatorname{tg} \varphi^{\perp})]. \quad (2.59)$$

Глубина возникновения максимальных касательных напряжений под шаровым индентором, как уже рассмотрено в пп. 2.4.2, равна 0,5р (рис. 2.33), что определяет размер ядра сжатия породы.

Определим *M*<sub>оп</sub> относительно центра ядра сжатия породы согласно уравнению (2.59).

Из схемы, приведенной на рис. 2.33, следует, что радиус ядра сжатия породы  $r_{\rm c} = \frac{\rho}{\sin \lambda}$ , а расстояния *c* и *a* соответственно –  $r_{\rm c} \cos \gamma$  и  $r_{\rm c} \sin \gamma$ .

Угол  $\lambda_a$  к моменту пластического деформирования породы, когда глубина максимальных касательных напряжений под индентором соответствует значению 0,5 $\rho$ , равен 51–53°. С учетом этого  $r_c = 1,25\rho$ , а  $M_{on}$  определится из зависимости

$$M_{\rm off} = 1,25P\rho F(\gamma), \qquad (2.60)$$

где  $F(\gamma)$  – функция главного вектора  $M_{\text{оп}}$  от угла встречи  $\gamma$ , равная выражению в квадратных скобках из формулы (2.59).

Зависимость  $\rho$  от глубины внедрения индентора в породу  $h_{yn}$  можно определить из формулы (2.31).

Действие  $M_{on}$  на индентор вызывает его поворот на некоторый угол [16]:

$$\Psi = \arcsin(\sin \lambda_a F(\gamma)). \tag{2.61}$$

Для опытного определения угла  $\psi$  использовалась установка на базе гидропресса (рис. 2.34). Установка состоит из наковальни 1 и плиты давления гидропресса 2. Для исследований применяется шаровой индентор 3. Для измерения нагрузки – динамометры 4 типа ДОС и ДОР с диапазоном измерений 300, 3000 даН.

Образцы породы 5 помещались в металлическое кольцо 6. В качестве образцов использовался распиленный керн породы туфодацит диаметром 42 мм. Высота образцов составляла 35–40 мм. Кольцо 6 предохраняло образец 5 от преждевременного разрушения при нагружении индентора 3

значительным усилием даже при малом размере образца породы. Деформация сжатия породы и угол поворота индентора 3 измерялись индикаторами типа КИ. Индикатор 7 фиксировал перемещение плиты давления 2  $(l_{\rm n})$ , индикатор 8 позволял определить перемещение стрелки 9, закрепленной на инденторе 3  $(l_{\rm y})$ . Линейная деформация образца рассчитывалась по показаниям индикаторов 7 и 8, а также индикатора динамометра 4  $(l_{\rm g})$ :  $\xi = l_{\rm g} - l_{\rm g}$ .

Угол Ψ определялся как угол поворота стрелки 9, рассчитываемый по показаниям индикатора 8.

На рис. 2.35 представлены расчетная и экспериментальная зависимости  $\Psi = f(\gamma)$  при трех значениях усилия *P*: упругая деформация породы – 4 кH; завершение упругого деформирования породы – 8 кH; завершение пластического деформирования породы – 12 кH.



Рис. 2.34. Схема установки для определения угла поворота шарового индентора при его внедрении в анизотропную горную породу



Рис. 2.35.Экспериментальные (сплошные линии) и расчетные (штриховые линии) зависимости угла поворота индентора Ф при внедрении шарового индентора в анизотропную породу: *1* – *P* = 4 кH; *2* – *P* = 8 кH; *3* – *P* = 12 кH

Как следует из графиков (рис. 2.35), рост угла  $\Psi$  наблюдается по мере развития упругих деформаций. При пластическом деформировании угол  $\Psi$  увеличивается незначительно и его рост после этого практически прекращается. Отмеченная связь угла  $\Psi$  с видом деформации породы подтверждает

природу опрокидывающего момента, воздействующего на торец инструмента или индентора при их внедрении в анизотропную породу, как результат действия упругих реакций деформируемых слоев породы.

Влияние угла  $\Psi$  на процесс разрушения анизотропной горной породы при бурении определяется тем, что происходит её неравномерное разрушение (на забое, керна и ствола скважины), смещение бурового инструмента в плоскости забоя, возникает дополнительная разработка ствола скважины и формируются уступы в его стенке.

Отмеченные особенности механизма разрушения анизотропных горных пород приводят к повышению объема разрушаемой породы и соответственно повышенному износу бурового инструмента, снижению выхода керна, вызывают естественное искривление стволов скважин.

## 2.8. Динамическое разрушение горных пород

# 2.8.1. Механизм и энергоемкость разрушения горных пород при динамическом нагружении

В процессе динамического разрушения горных пород удары наносятся по поверхности забоя буримой скважины. К таким способам разрушения можно бурение скважин шарошечными долотами, работающими в режимах дробяще-скалывающего действия, а также ударно-вращательного бурения. Динамический процесс разрушения в данном случае можно описать уравнениями кинетической энергии  $Э_{\kappa}$  инструмента и потенциальной энергии  $\Pi_{d}$  деформирования породы. Не учитывая потерь части энергии  $Э_{\kappa}$ на рассеивание при деформировании породы, записываем

$$\Im_{\kappa} = \Pi_{\pi} = \frac{mv_0^2}{2} = \frac{P\delta}{2},$$
(2.62)

где m – масса ударного инструмента, кг;  $v_0$  – скорость в момент соударения инструмента с породой, м/с; P – усилие взаимодействия инструмента с породой, Н;  $\delta$  – деформация породы, м.

Из уравнения (2.62) в общем виде можно определить усилие *P*, вызывающее заданное деформирование породы:

$$P = \frac{mv_0^2}{\delta}.$$
 (2.63)

Исследования процесса разрушения горных пород под действием удара показывают [17, 27], что при малой энергии удара зависимость деформации породы от динамической нагрузки имеет вид узкой петли (кри-

вая *1* на рис. 2.36), а на поверхности породы виден лишь след индентора в виде зоны трещин (рис. 2.37, *a*). При дальнейшем увеличении энергии удара появляется круговой скол породы (рис. 2.37, *б*). Этот этап разрушения назван *первой формой хрупкого разрушения*. Характер зависимости деформации от усилия мало изменился в сравнении с кривой *1* на рис. 2.36.

Повышение энергии удара приводит к разрушению породы с образованием лунки (рис. 2.37, *в*). Этот этап разрушения назван *второй формой разрушения пород*, которой соответствует кривая 2 на рис. 2.36.



Рис. 2. 36. Зависимости глубины внедрения индентора диаметром 1,95 мм от величины динамической нагрузки. Энергия удара, Дж: *1* – 0,77; *2* – 2,3; *3* – 4,64; *4* – 10,53



Рис. 2. 37. Схемы разрушения породы при динамическом внедрении индентора: *1* – индентор; *2* – лунка разрушения

Дальнейшее увеличение энергии удара до определенной величины не приводит к изменению формы разрушения. На графике 3 (рис. 2.36) появление первого, а затем второго скачка свидетельствует об избытке энергии для образования второй формы разрушения и о недостатке энергии для перехода к следующей форме разрушения. Избыток энергии приводит к некоторому незначительному увеличению глубины внедрения индентора и появлению трещин и сколов в породе.

Дальнейшее повышение энергии удара до определенного и достаточного уровня приводит к реализации новой – *третьей формы разрушения*, которой соответствует кривая 4 на рис. 2.36.

Для перехода к четвертой форме разрушения потребуется новый и уже более значительный приток энергии удара.

Таким образом, при динамическом внедрении индентора в породу наблюдается определенная периодичность и ступенчатость процесса, во многом схожая с процессом статического внедрения в породу клиновидного индентора (график на рис. 2.22).

Скачкообразность развития форм разрушения горных пород связана с резким увеличением объема V отделяемой при ударе породы. На

рис. 2.38 видно, что при переходе от первой формы разрушения ко второй наблюдается существенный (в 1,7 раза) объем разрушения, но для этого требуется двойное повышение энергии удара [27]. Дальнейшее увеличение энергии сразу не приводит к росту объема отделяемой породы, и только превышение энергии удара, достигнутой на втором этапе разрушения породы более чем в 2 раза, привело к реализации нового этапа разрушения породы. При этом объем разрушенной породы возрос в 1,4 раза. Если сравнивать первый этап разрушения и третий, то при повышении энергии удара в 4,5 раза удалось повысить объем разрушения породы в 2,4 раза.

Кривая энергоемкости (рис. 2.38) имеет максимумы и минимумы, которые соответствуют следующим формам разрушения: максимумы – достижению новой формы разрушения, минимумы – этапам ударного нагружения, недостаточного для реализации формы разрушения более высокого порядка.

Результаты экспериментов показали, что при приложении определенного количества энергии происходит скачкообразное увеличение объема и глубины лунки разрушения. После дости-



Рис. 2.38. Зависимости объема разрушения породы *V* и удельной объемной работы разрушения *A<sub>v</sub>* породы от энергии удара: Э<sub>1</sub>, Э<sub>2</sub>, Э<sub>3</sub> – уровни энергии при первой, второй и третьей формах разрушения породы

жения скачка разрушения масштаб разрушения увеличивается незначительно. С последующим увеличением энергии удара энергоемкость снижается, резко возрастает объем разрушения породы.

Пределом повышения энергии удара является ограниченная прочность инденторов, поэтому резерв повышения эффективности разрушения горных пород ударным воздействием заключается в увеличении ударной стойкости резцов бурового инструмента.

Изучение энергоемкости разрушения горных пород показывает, что следует стремиться к увеличению энергии взаимодействия элементов вооружения бурового инструмента с горной породой. Это направление интенсификации процесса разрушения реализуется повышением подводимой к забою мощности.

С повышением энергии удара растет не только скорость бурения, но и возрастает стойкость инструмента, что может указывать на определенные изменения в механизме разрушения горных пород.

Значительный опыт в разработке и эксплуатации пневмоударников компанией *Atlas Copco* (Швеция) показал, что повышение давление воздуха при бурении дает практически прямопропорциональный рост механической скорости бурения. Пневмоударниками типа *Cop* в твердых горных породах при повышенном давлении воздуха достигаются механические скорости бурения 15–25 м/ч.

Механизм разрушения горных пород и энергоемкость разрушения ударной нагрузкой во многом определяются тем, какую форму имеет индентор.

При использовании плоского индентора отмечается несколько фаз разрушения в зависимости от уровня ударной нагрузки.

1. При нагрузках уровня 30–40 % от необходимой для полного разрушения некоторого объема породы, видимого разрушения не наблюдается, а энергия удара расходуется на упругие деформации (рис. 2.39, *a*).

2. При приложении нагрузки в пределах 50 % от необходимой для разрушения породы, в угловой зоне контакта индентора с породой отмечаются незначительные по глубине трещины, которые развиваются под углом 15–25° к горизонтали (рис. 2.39, б).

3. Нагрузка, составляющая 75 % от необходимой для разрушения, вызывает появление глубоких трещин, которые направлены под углом 45–60° к горизонтали. Глубина трещин особенно велика по периферии зоны разрушения и превышает глубину лунок разрушения в 2–3 раза (рис. 2.39, *в*).

4. При ударной нагрузке, достаточной для полного разрушения породы, глубина лунок разрушения превышает ширину торца индентора в 1,5–2 раза, а трещины 3 уходят вглубь массива от поверхности лунок разрушения на 10–12 мм, обособляя конус – ядро уплотнения породы. Заключительная фаза заканчивается взрывоподобным разрушением конуса и скалыванием объема, обособленного трещинами. Отмечается веер трещин по всему контуру лунки (рис. 2.39, *г*).

Изучение забоя, полученного в блоке породы при бурении ударной машиной, также показало наличие значительного числа трещин, которые уходят из углов забоя в глубь массива на глубину 5–10 мм под углом 45°. Эти трещины наблюдаются в стенке скважины и керне.

При проведении опытов по внедрению в породу клиновидных (с углом приострения 90°) инденторов и аналогичных по форме клиновидных инденторов с площадками притупления шириной 4 мм получены интересные результаты, которые дополняют сведения о механизме разрушения горных пород при ударном воздействии (рис. 2.40, a,  $\delta$ ).

Определено, что при применении инденторов с площадками притупления для некоторых пород возрастает объем разрушения породы в сравнении с лунками разрушения, полученными острыми клиновидными инденторами. Глубина внедрения  $h_0$  острого индентора мало отличается от глубины  $h_{n0}$  лунок разрушения (рис. 2.40, *a*).



Рис. 2.39. Механизм разрушения породы ударом плоским индентором: *a* – упругое деформирование; *б*, *в* – развитие веера трещин *1*, *2* – упруго-пластическое деформирование; *с* – формирование ядра (конус, образованный трещинами *3*) и образование лунки разрушения

При разрушении породы индентором с площадкой притупления глубина внедрения  $h_{\rm n}$  индентора в 10–15 раз меньше глубины  $h_{\rm nn}$  лунки разрушения. Эта разница возрастает с увеличением энергии удара  $A_{\rm yd}$  (рис. 2.40, *б*, рис. 2.41).

В процессе ударного нагружения острые инденторы достаточно быстро затуплялись и теряли острые грани.

Энергоемкость ударного разрушения также существенно зависит от формы и размеров, внедряемых в породу инденторов.

Результаты экспериментальных исследований по изучению влияния формы и размеров инденторов на процесс разрушения, представленные в работе [9], показали следующие результаты:

• увеличение удельной энергии удара приводит к резкому снижению энергоемкости разрушения различных пород (рис. 2.42) до определенного предела, после которого этот показатель снижается незначительно;

• оптимальные значения удельной энергии удара для острого и притупленного клиновидных инденторов отличаются примерно в 1,5 раза, при этом меньшее значение этого показателя у острого индентора, который неспособен, вероятно, воспринимать значительные ударные нагрузки по условию прочности;

• при повышении удельной энергии удара очевидное преимущество имеет индентор с площадкой притупления, способный воспринимать более высокие значения ударного импульса. Разновеличие энергоемкости разрушения для различных пород сокращается и при высоком уровне энергии удара становится совершенно незначительным;

• при малых значениях удара эффективность разрушения породы выше острым индентором.



Рис. 2.40. Схема разрушения породы острым (*a*) и притупленным индентором (*б*)



Рис. 2.41. Зависимости глубины внедрения инденторов в гранит (линии *1*, *2*) и глубины лунки разрушения (линии *1*<sup>\*</sup>, *2*<sup>\*</sup>) от энергии удара: *1*, *2* – притупленный индентор; *1*<sup>\*</sup>, *2*<sup>\*</sup> – острый индентор



Рис. 2.42. Зависимости удельной энергоемкости разрушения *q* различных пород инденторами с площадкой притупления (кривые *1*, *2*, *3*) и острыми инденторами (кривые *4*, *5*, 6) от удельной энергии удара: *1*, *4* – мрамор; *2*, *5* – гранит; *3*, *6* – кварцит



Рис. 2.43. Зависимости удельной энергоемкости *q* разрушения породы шаровыми инденторами с радиусами сферы: *I* – 4,5 мм; *2* – 6 мм; *3* – 10 мм

Динамическое взаимодействие с породой сферических инденторов с различным размером сфер показывает, что при равных значениях силы удара *P* удельная энергоемкость разрушения существенно зависит от радиуса сферы торца индентора: с увеличением радиуса сферы энергоемкость разрушения возрастает. В то же время повышение силы удара снижает различие в энергозатратах на разрушение горной породы сферическими инденторами различного размера (рис. 2.43) [16].

# 2.8.2. Разрушение горной породы ударом при несимметричном нагружении индентора

При взаимодействии с горной породой элементов вооружения шарошечных долот дробяще-скалывающего действия зуб долота внедряется в породу силой  $P_z$ , а второй зуб при перекатывании шарошки по забою наносит по забою косой удар с силой  $P_y$ . Таким образом, разрушение горной породы происходит раздавливанием статическим усилием  $P_z$  и скалыванием несимметричным ударом с усилием  $P_y$  (рис. 2.44).

В данном случае можно отметить универсальность породоразрушающего действия шарошечных долот, а именно сочетание динамических и статических воздействий на породу и возможность реализации породоразрушающих усилий как в направлении перпендикулярно забою (раздавливание), так и в плоскости забоя (скалывание). Можно добавить, что при бурении пластичных пород проскальзывание шарошек на забое обеспечивает еще и резание-скалывание.

Другой случай несимметричного ударного нагружения индентора связан с приложением к инструменту внецентренных ударных импульсов [15].

Анализ процесса разрушения горных пород внецентренным приложением ударов выполнен в соответствии с процессом нагружения породы, реализованным на стенде, схема которого дана на рис. 2.45.

Стенд включает направляющую трубу l, установленную вертикально, ударник 2, долото 3 с шариком 4 и плоскопиленный блок горной породы 5. Долото 3 оснащено восемью породоразрушающими вставками из сплава ВК со сферическими рабочими поверхностями радиусом 4 мм и располагаемые по периметру торца долота 3 с равным шагом. Ударный импульс от ударника 2 к породе передается через шарик 4, что позволяет, меняя положение шарика 4 на поверхности долота 3, изменять эксцентриситет приложения удара.

Энергия удара рассчитывается по формуле

$$A = Qh_{\rm v} \cos \Delta \,, \tag{2.64}$$

где Q – вес ударника 2, H;  $h_y$  – высота сбрасывания ударника 2, м;  $\Delta$  – угол вектора ударного импульса по отношению к оси направляющей трубы l (рис. 2.45), град.

Угол  $\Delta$  рассчитывается по формуле

$$\Delta = \operatorname{arctg} \frac{2E}{l_{y}}, \qquad (2.65)$$

где E – эксцентриситет приложения удара, м;  $l_y$  – высота ударника 2, м.

Главная особенность внецентренного удара состоит в том, что в породе под различными породоразрушающими вставками долота напряжения в момент удара будут не равны.



Рис. 2.44. Схема взаимодействия с породой вооружения шарошечного долота



Рис. 2. 45. Схема установки для исследования процесса разрушения горной породы внецентренными ударами

Нормальные σ<sub>*i*</sub> и касательные τ<sub>*i*</sub> напряжения в породе под каждой из вставок можно рассчитать по формулам:

$$\sigma_i = \frac{3P\cos^2\psi_i \cos^2\Delta}{2\pi r_i^2}; \qquad (2.66)$$

$$\tau_i = \frac{3P \cos\psi_i \cos\Delta \sin\Delta}{2\pi r_i^2}, \qquad (2.67)$$

где i – номер породоразрушающей вставки, определяющий значения  $r_i$ и  $\psi_i$ ;  $r_i$  – расстояние от точки приложения удара до породоразрушающей вставки, м;  $\psi_i$  – угол между вертикалью и направлением от центра приложения удара к *i* породоразрушающей вставке, град; P – сила удара, H. Угол  $\psi_i$  рассчитывается из формулы:

$$\Psi_i = \arccos \frac{L_{\pi}}{r_i}, \qquad (2.68)$$

где *L*<sub>д</sub> – высота долота с шариком, м.

Расстояния  $r_i$  для каждой из 8 породоразрушающих вставок, начиная от ближайшей к центру удара вставки 1 - i = 1 и до самой удаленной вставки 8 - i = 8, определены из зависимостей:

$$r_{\rm l} = \sqrt{h^2 + (R_{\rm B} - E)^2};$$
 (2.69)

$$r_{2,3} = \sqrt{h^2 + 0.75R_{\rm B}^2 + (0.5R_{\rm B} - E)^2}; \qquad (2.70)$$

$$r_{4,5} = \sqrt{h^2 + E^2 + R_{\rm B}^2}; \qquad (2.71)$$

$$r_{6,7} = \sqrt{h^2 + 0.75R_{\rm B}^2 + (0.5R_{\rm B} + E)^2}; \qquad (2.72)$$

$$r_8 = \sqrt{h^2 + (R_{\rm B} + E)^2} , \qquad (2.73)$$

где  $R_{\rm B}$  – радиус размещения породоразрушающих вставок на торце долота, м.

Расчеты по формулам (2.66)–(2.73) показали, что напряжения под вставками не равны, их максимальные значения наблюдаются под теми вставками, которые расположены со стороны точки приложения удара. При этом максимальные значения напряжений при внецентренном ударе выше, а минимальные существенно ниже уровня напряжений, получаемых при центральном ударе, для которого характерно равенство напряжений под всеми породоразрушающими вставками.

Результаты экспериментальных работ по определению объема разрушения мрамора (твердость 765 МПа, коэффициент пластичности 3,3) и гранодиорита (твердость 2 489 МПа, коэффициент пластичности 1,1) при двух уровнях энергии удара – 0,17 и 0,2 кДж при внецентренном приложении ударов в диапазоне эксцентриситета 0–42 мм для долота диаметром 90 мм, представлены на рис. 2.46.

Из представленных данных следует, что наибольший объем разрушения породы наблюдается при определенном значении эксцентриситета приложения удара. При этом объем разрушения при внецентренном ударе превышает объем разрушения породы при центральном ударе (E = 0, рис. 2.46), а прирост объема разрушения более значителен для твердого и хрупкого гранита (линии 2 на рис. 2.46). Учитывая, что при внецентренном ударе энергия снижается по мере увеличения эксцентриситета приложения удара (зависимости (2.64), (2.65), то при некотором эксцентриситете приложения удара (по условиям эксперимента до 30 мм) наблюдается существенное снижение энергоемкости разрушения породы в сравнении с центральным ударом.



Рис. 2.46. Зависимости объема разрушения V мрамора – линии I и гранита – линии 2 от эксцентриситета приложения ударов при энергии удара 0,2 кДж (две верхние линии) и 0,17 кДж (две нижние линии)

Увеличение объема разрушения горных пород при внецентренном приложении удара объясняется концентрацией высоких напряжений под некоторыми вставками. В то же время наличие экстремальных значений напряжений в породе при внецентренном ударе не объясняет до конца причин роста объема разрушения породы по сравнению с центральным ударом той же энергетики.

В данном случае следует предположить наличие других составляющих механизма разрушения породы при внецентренном ударе.

Отмеченная составляющая определяется тем, что в момент внецентренного удара проявляется действие не только осевого в направлении забоя ударного импульса, но и сдвиговое ударное усилие в плоскости забоя. Наличие данной составляющей подтверждается вытянутыми, по направлению к центру приложения внецентренного ударного импульса формами лунок разрушения породы.

Тангенциальные ударные усилия приводят к изменению формы, повышению размеров лунок разрушения и обеспечивают отделение от забоя части массива горной породы, которая испытала разрушающее действие, разделена трещинами, но еще удерживается в лунках разрушения силами своих внутренних связей.

Таким образом, показано, что появление усилий, действующих в плоскости забоя в момент внедрения инденторов (резцов) в породу, приводит к повышению эффективности разрушения горных пород. В настоящее время этот механизм разрушения эффективно используется при бурении шарошечными долотами дробящее-скалывающего действия и может развиваться за счет формы породоразрушающих элементов, повышающих эффект внецентренного приложения разрушающих усилий.

# 2.9. Условия, определяющие состояние горных пород в процессе их разрушения при бурении

Горные породы, в которых бурится скважина, находятся в состоянии всестороннего сжатия, при этом в стенке и забое скважины они испытывают напряжение  $\sigma_r$  от гидростатического давления со стороны столба очистного агента, заполняющего скважину, а со всех других сторон находятся в напряжении под действием горного давления.

Для анализа условий, определяющих состояние горных пород и ствола скважины, рассмотрим схему на рис. 2.47.

На глубине H и  $H_0$  от земной поверхности мысленно выделим некоторые области околоствольного пространства, имеющие размеры, которые обеспечивают элементарный объем и характеризуют условия, влияющие на устойчивость стенки ствола скважины (объем породы 1 на рис. 2.47) и разрушение горной породы на забое скважины (объем 2 на рис. 2.47). Выделенные объемы породы ориентированы в пространстве так, что компоненты напряжений  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$  и  $\sigma_z$  являются главными нормальными напряжениями. В этом случае значения всех компонент будут определяться следующей системой уравнений:

нормальные напряжения

$$\sigma_z = \rho_{\Pi} g H,$$
  

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \rho_{\Pi} g H,$$
(2.74)

где  $\rho_{\rm n}$  – плотность горной породы кг/м<sup>3</sup>; g – ўскорение силы тяжести, м/с<sup>2</sup>; H – глубина скважины, м;

касательные напряжения

$$\tau_{xy} = \tau_{xz} = \tau_{yz} = 0.$$

Коэффициент бокового распора пород λ – важнейшая характеристика, определяющая распределение напряжений в горном массиве. Его можно определить по формуле

$$\lambda = \frac{\mu}{1 - \mu}.\tag{2.75}$$

Для идеально упругих горных пород коэффициент  $\lambda$  может составлять значение 0,25–0,4 [18]. Однако реальные горные породы обладают свойством ползучести, что требует уточнения значения коэффициента  $\lambda$  для каждого конкретного случая, особенно для условий бурения глубоких скважин в малопрочных горных породах. Например, коэффициент  $\lambda$  для малосвязных горных пород может достигать 1 и определяется из выражения

$$\lambda = \mathrm{tg}^2 \left( 45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right), \tag{2.76}$$

где ф – угол внутреннего трения, град.

Для водонасыщенных пород коэффициент  $\lambda$  может достигать 1, для пород дробленных и выветрелых 0,7–0,8.



Рис. 2.47. Схема напряженного состояния горной породы в стенке и на забое скважины: *1* – выделенный объем породы в стенке скважины; *2* – выделенный объем породы на забое скважины

В соответствии с зависимостью (2.74) можно сделать вывод о росте горного давления с глубиной скважин. Вскрытие горного массива нару-

шает сложившийся баланс напряжений и около скважины формируется силовое поле с максимальной концен-трацией напряжений. Когда несущая способ-ность пород оказывается недостаточной, то около скважины образуется некоторая предельная область или область минимальных напряжений (рис. 2.48) [7]. Породы в этой области претерпевают весь спектр деформаций от упругих (область II) до упруго-пластических и пластических (область I) с последующим разрушением. В результате образования трещин породы увеличиваются в объеме и перемещаются в ствол скважины, т. е. или обрушаются, или выпучиваются. При этом напряжения в предельной области уменьшаются, происходит разрядка упругой энергии пласта.



Рис. 2.48. Схема формирования горного давления вокруг скважины: І – область предельного состояния горной породы; ІІ – область упругих деформаций в породе; ІІІ – нетронутый деформациями горный массив; *a*, *b*, *c* – радиусы отмеченных выше областей состояния горной породы; σ<sub>г</sub>, σ<sub>x</sub> = σ<sub>y</sub> – давление столба жидкости и радиальные напряжения в горной породе соответственно

Разрушение пород в приствольной зоне зависит от интенсивности действующих напряжений, реологических свойств породы и скорости вскрытия горного массива. При определенных условиях разрядка упругой энергии может сопровождаться «стрелянием» («стреляющие» аргиллиты Норильского рудного поля), осыпями и обвалами пород. Вероятность этих явлений повышается с глубиной скважины, увеличением механической скорости бурения и поровых давлений.

Состояние пород в приствольной зоне может сопровождаться упругими деформациями и относительной устойчивостью в достаточно длительный период времени (твердые монолитные породы) или неупругими деформациями. Неупругие деформации хрупких пород могут приводить к обвалам, кавернообразованию (рис. 2.49, *a*). Когда породы вязкие и пластичные, то происходит сужение ствола скважины. Если ствол скважины закрепляется, то на обсадную колонну будут действовать дополнительные сжимающие нагрузки, которые могут привести к её деформированию (рис. 2.49,  $\delta$ ).



Рис. 2.49. Возможные осложнения при бурении, вызванные горным давлением и состоянием горных пород: *a* – обрушение пород; *б* – смятие обсадной колонны; *в* – выпучивание глинистых пород вследствие их набухания

Напряженно-деформированное состояние горных пород в приствольной зоне в значительной мере изменяется из-за физико-химического воздействия бурового раствора (смачивание, кольматирование), процессов растворения, выщелачивания. Вследствие проникновения фильтрата из раствора в глиносодержащие горные породы происходит их набухание, выпучивание и обваливание в скважину (рис. 2.49, *в*).

Под влияние бурового раствора может происходить активное развитие предельной области (рис. 2.48). Наиболее активно процесс разрушения пород в предельной области происходит в породах с высоким поровым давлением (АВПД – аномально высоким пластовым давлением), превышающим противодавление со стороны бурового раствора (рис. 2.50).

Для устранения активного разрушения стенок можно использовать методы регулирования свойств и плотности бурового раствора, создавать кольматирующие стенки скважины пленки и корки, отбирать породу из предельной области при сужении ствола, применять специальные режимы бурения. Изменяя физико-химическую природу и плотность бурового раствора, можно направленно влиять на проявление горного давления как в стенках, так и на забое скважины, а также в продуктивном пласте. Поэтому буровой раствор следует рассматривать как важнейший элемент системы управления напряженно-деформированным состоянием горного массива в приствольной зоне.

Радиус предельной области может определяться по формуле [7]:

$$R = a \left[ \frac{(p_{\rm r} - \sigma_{\rm o})(1 - \sin \phi)}{\sigma_{\rm r} - \sigma_{\rm o}} \right]^{\frac{1 - \sin \phi}{2\sin \phi}}, \qquad (2.77)$$

где *а* – радиус скважины;  $p_{r}$  – горное давление;  $\sigma_{o}$  – предел прочности породы при сжатии;  $\phi$  – угол внутреннего трения;  $\sigma_{r}$  – давление столба жидкости в скважине.



Рис. 2.50. Обвалы стенок в интервалах залегания пород в зоне АВПД



Рис. 2.51. Изменение радиуса предельной области во времени согласно формулы (2.77)

Формула (2.77) позволяет рассчитать конечное значение радиуса предельной области, так как она развивается во времени непрерывно с различной скоростью. Скорость развития предельной области может составлять несколько миллиметров в сутки для твердых пород и несколько сантиметров в сутки для пород мягких. На рис. 2.51 дан график развития области предельного состояния горной породы. В соответствии с ним развитие предельной области можно условно разделить на два этапа. Первый этап характеризуется высокой скоростью образования предельной области и составляет примерно 30 суток. На втором этапе скорость развития области резко снижается, приближаясь к нулю.

Исследования горных пород при сложнонапряженном состоянии показывают, что в условиях длительного действия нагрузок породы подвержены ползучести и склонны к релаксации напряжений.

**Релаксация** (от лат. relaxatio — ослабление, уменьшение) – процесс установления термодинамического, а следовательно, и статистического равновесия в физической системе, состоящей из большого числа частиц.



Рис. 2.52. График изменения ползучести пород в зависимости от величины и времени действия нагрузки

Эти явления особенно проявляются с ростом глубины скважины и увеличением температуры пород. На рис. 2.52 показаны типичные кривые ползучести для горных пород, находящихся под нагрузкой. Для ползучести пород в зависимости от величины действующих напряжений и времени характерны следующие стадии деформирования: мгновенная (участок ОА), неустановившаяся (участок АВ), установившаяся (участок ВС) и интенсивного вязкопластического течения или разрушения (участок CD). Таким образом, при образовании ствола скважины уже в первые интервалы времени возможны значительные деформации и даже обрушения породы из стенок скважины, далее процесс замедляется и переходит в стадию медленного нарастания деформаций (участок ВС) с последующим возможным катастрофическим разрушением стенки ствола. Именно интервал ВС на графике показывает основной временной интервал T<sub>6</sub>, который при бурении в сложных условиях может быть использован для наиболее успешного выполнения и завершения буровых работ в открытом стволе. При задержке времени работ могут возникать значительные осложнения, вызванные интен-сивным течением или разрушением породы в стенке скважины (участок CD). Из графиков ползучести породы следует, что чем выше напряжения в породе, тем более коротким является интервал времени T<sub>б</sub>, благоприятный для проведения работ в скважине.

В скважине, заполненной жидкостью, на стенку и забой воздействует гидростатическое давление, которое в статическом состоянии на глубине *H* определяется по формуле

$$\sigma_{\rm r} = \rho_{\rm *}gH + p_{\rm o}, \qquad (2.78)$$

где  $\rho_{\rm m}$  – плотность жидкости;  $p_{\rm o}$  – атмосферное давление.

В верхних интервалах ствола скважины гидростатическое давление будет соответственно меньше и зависеть только от высоты столба жидкости в скважине.

Суммарное давление бурового раствора на забой и стенку скважины складывается из гидростатического давления столба жидкости (зависимость 2.78) и перепада давления, связанного с перемещениями в скважине бурового снаряда и динамикой струй промывочной жидкости у забоя. Во время бурения скважин при циркуляции бурового раствора, в результате спуско-подъемных операций, пуска и остановок бурового насоса, проработок ствола скважины, начала или остановок вращения колонны бурильных труб происходят колебания давления в скважине. Величина этих давлений может быть больше или меньше давлений бурового раствора в статическом состоянии. Экспериментальные исследования показали, что многократно повторяющиеся колебания гидродинамического давления вызывают преждевременные нарушения горных пород стенки скважины, вследствие развития усталостных напряжений. Данное явление приводит к снижению прочности породы на 10-15 %. Другим фактором, способствующим нарушению целостности ствола скважины, является физико-химическое воздействие пород с фильтратом бурового раствора, что приводит к набуханию пород, увеличению их объема и разупрочнению. Это прежде всего связано с разбуриванием глиносодержащих пород и пересечением зон дробления и тектонических нарушений, включающих, как правило, глинку трения – мелкодисперсный продукт разрушения и смещения пород, склонный к набуханию и обваливанию.

Гидродинамическое равновесие при выполнении различных операций бурения можно выразить следующим уравнением:

$$p_{\rm nn} \le \gamma H + \sum p_{\rm ro} \le p_{\rm rp}, \qquad (2.79)$$

где  $p_{пл}$  – давление пластовой жидкости или газа (пластовое давление); H – глубина скважины;  $\gamma$  – удельный вес промывочной жидкости;  $\Sigma p_{тo}$  – суммарная потеря давления при выполнении различных технологических операций бурения;  $p_{rp}$  – давление гидравлического разрыва пород.

Для предотвращения выбросов и обвалов стенок скважины следует создавать определенное противодавление со стороны промывочной жид-кости:  $\sigma_{\Gamma} = \gamma H + \Sigma p_{TO} \ge p_{\Pi \Pi}$ .

Но следует иметь в виду, что при превышении давления  $p_{\rm rp}$  возможна иная проблема – гидроразрыв пород, интенсивное их разрушение и потеря промывочной жидкости.

Значительные колебания давления в стволе скважины происходят при выполнении технологических операций, например, спуске и подъеме инструмента, проработке ствола скважины. Наиболее опасной из названных операций является проработка ствола скважины.

При спуске снаряда (рис. 2.53, *a*) перед инструментом появляется зона повышенного, а за долотом пониженного давления. При подъеме снаряда (рис. 2.53, *б*) возникает эффект «поршневания», когда под долотом развивается зона пониженного давления. В результате горная порода испытывает знакопеременные нагрузки, которые сочетаются с размывом стенок скважины.

К причинам нарушения целостности стенок скважин необходимо отнести:

• низкие прочностные свойства, влажность и обводненность горных пород;

• высокие скорости циркуляции бурового раствора, часто повторяющиеся интенсивные промывки, ускоряющие эрозию пород;

• газоводонефтепрояв-ления, приводящие к резким снижениям противодавления и выбросам;

• воздействие бурового инструмента.

По мере роста величины горного давления (с глубиной скважины) повышается предел прочности породы на сжатие (рис. 2.54), т. е. порода упрочняется. Для различных пород подобное упрочнение разновелико. Возрастают также модуль упругости и другие параметры механических свойств горных пород. Из данного материала можно сделать вывод о повышении сопротивляемости горной породы разрушающему воздействию со стороны бурового инструмента. Коэффициент упрочнения горной породы в связи с увеличением глубины бурения при наличии промывочной среды в скважине, выражается следующей формулой:

$$k = 1 + \frac{\rho_{\mathcal{K}}H}{\sigma_{\text{pa3}}},\tag{2.80}$$

где  $\sigma_{pa3}$  – разрушающее напряжение горной породы, кПа.

Заметное увеличение разрушающего напряжения горной породы на глубине наблюдается при малых значениях  $\sigma_{pa3}$ . Так, если  $L = 1\,000$  м,  $\rho_{\pi} = 13$  MH/cm<sup>3</sup>, а  $\sigma_{pa3} = 10\,000$  кПа, то  $\lambda = 2,3$ , если же  $\sigma_{pa3} = 100\,000$  кПа, то  $\lambda = 1,13$ .

С ростом глубины скважины по мере увеличения всестороннего или, иначе говоря, горного давления закономерно снижается механическая скорость бурения, что описывается уравнением в такой форме [13]:

$$v_{5} = v_{0}e^{-\alpha_{1}(H-H_{0})}, \qquad (2.81)$$

где  $v_6$  – скорость бурения на глубине *H*; *e* – основание натурального логарифма (*e* = 2,718);  $v_0$  – скорость бурения на заданной глубине  $H_0$ ;  $\alpha_1$  – экспериментальная константа (при  $H_0$  = 3 048 м, равна 0,3–0,85·10<sup>-4</sup> м<sup>-1</sup>).



Так, согласно результатам исследований Р. М. Эйгелеса [31], проводившего эксперименты на специальной установке, может происходить снижение механической скорости бурения в несколько раз при повышении горного давления. При этом в различных условиях с использованием разных типов бурового инструмента и очистных агентов изменение механической скорости будет строго индивидуально в силу комплексного влияния ряда факторов.

И все же повышение геостатического давления с ростом глубины скважины (градиент роста 0,025 МПа/м) не объясняет значительного, порой кратного, снижения скорости разрушения горных пород с ростом глубины скважины.

Значительное влияние на процесс разрушения пород на забое скважин оказывает пластовое, или поровое, давление  $p_{пл}$ . Например, в слабоуплотненных породах с высоким давлением флюидов в порах механическая скорость бурения возрастает, что иногда используется для обнаружения пластов с нефтью и газом при разведке месторождений углеводородов.

Особый интерес представляет влияние давления бурового раствора на буримость, поскольку его можно регулировать изменением плотности бурового раствора.

Имеющиеся данные указывают [13], что с увеличением давления на забой скважины буримость горных пород снижается. При этом на скорость бурения влияет разница между забойным давлением бурового раствора  $\sigma_{r}$  (зависимость 2.70) и пластовым поровым давлением  $p_{nn}$ :

$$p_{\rm d} = (\sigma_{\rm r} - p_{\rm nn}).$$

Это давление  $p_{\rm A}$  называют дифференциальным. Оно играет значительную роль в процессе удаления продуктов разрушения из зоны породоразрушающего действия, а также влияет на объем лунок, образующихся при разрушении породы на забое.

Предполагается, что сопротивляемость породы разрушению в забойных условиях определяется зависимостью [13]:

$$\sigma = \sigma_0 + \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} (\sigma_r - p_{nn}), \qquad (2.82)$$

где  $\sigma_0$  – сопротивляемость породы разрушению в атмосферных условиях;  $\phi$  – угол внутреннего трения породы (30–35°).

Фактически на буримость влияет не столько величина порового давления  $p_{\pi\pi}$ , сколько разность давлений бурового раствора и в поровом пространстве пласта на глубине проникновения породоразрушающих резцов в породу забоя. В твердых породах с большими значениями  $\sigma_0$  увеличение сопротивляемости породы разрушению, обусловленное дифференциальным давлением, незначительно. В мягких породах оно имеет более выраженное влияние, поэтому мягкие породы, встречаемые на значительных глубинах, разбуриваются столь же трудно, как и твердые породы. Это связано прежде всего с упрочнением горных пород, а также с процессом удаления образующихся при разрушении горной породы обломков, которые могут быть вытеснены с забоя достаточно быстро или оставаться на месте, подвергаясь повторному разрушению. Это зависит от результирующих сил, воздействующих на частицы.

Рассмотрим механизм влияния дифференциального давления на процесс разрушения породы на примере вдавливания индентора в неё (рис. 2.55, *a*).

При возникновении трещины отрыва в горной породе образуется полость, давление в которой условно равно нулю. Раскрытию трещины препятствует усилие  $F_{\rm n}$ , которое является результатом действия гидростатического давления  $\sigma_{\rm r}$  столба буровой жидкости в скважине и воздействует на отделяемую от забоя часть породы:  $F_{\rm n} = \pi \sigma_{\rm r} (R^2 - a^2)$ .

Из выражения следует, что чем больше давление столба жидкости, тем больше его отрицательное влияние на процесс разрушения породы. Но при этом, как показывают исследования, могут быть различные варианты влияния бурового раствора на процесс разрушения породы на забое, опре-

деляемые как горно-геологическими условиями, так и свойствами буровой жидкости.

Первый вариант развития ситуации с разрушением плотной породы (рис. 2.55,  $\delta$ ) возможен, если буровой раствор и его фильтрат не проникают в трещины зоны разрушения горной породы. Причинами этого могут быть значительная вязкость бурового раствора, содержание в нем твердой фазы, а также высокая скорость породоразрушающего действия со стороны инструмента, вызванная, например, высокой частотой вращения долота. В этом случае рост давления  $\sigma_{r}$  неизбежно ведет к снижению эффективности процесса разрушения горной породы вследствие слабой и неполной очистки забоя, повторного переизмельчения шлама.



Рис. 2.55. Схемы, поясняющие процесс влияния гидростатического σ<sub>г</sub> и пластового *p*<sub>пл</sub> давлений на процесс разрушения горной породы на забое скважины: *a* – действие угнетающего усилия *F*<sub>п</sub>; *б*, *в* – разрушение плотных пород; *г*, *д* – разрушение пористых пород с различной величиной пластового давления *p*<sub>пл</sub>

Если же свойства бурового раствора позволяют ему проникать в трещины и капилляры зоны разрушения достаточно быстро (со скоростью, соизмеримой со скоростью образования трещин зоны разрушения), рост давления  $\sigma_r$  только способствует эффекту породоразрушающего действия плотной породы, так как при проникновении раствора в зону разрушения давление в этой зоне и над ней выравнивается (рис. 2.55, *в*).

В случае если индентор внедряется в пористую породу (рис. 2.55, e), в которой располагается флюид с пластовым давлением  $p_{nn}$ , то в процессе его внедрения флюид начинает поступать в зону разрушения, выравнивая перепад давления. В этом случае угнетающее усилие  $F_{\Pi} = \pi (\sigma_{\Gamma} - p_{\Pi\Pi})(R^2 - a^2)$ , т. е. снижено на величину пластового давления. Но если пластовое давление ниже гидростатического, то процесс разрушения будет затруднен, порода условно упрочнена, а процесс разрушения иметь признаки псевдопластического поведения (рис. 2.56, *a*).

Наиболее эффективно процесс разрушения может развиваться, если пластовое давление превышает гидростатическое ( $\sigma_r > p_{nn}$ ). В этом случае угнетающее давление  $F_n$  не только отсутствует, но и возникают условия для активного отделения разрушенных кусочков породы от забоя (рис. 2.55,  $\partial$ ; рис. 2.56,  $\delta$ ) как при хрупком разрушении породы в атмо-сферных условиях.



Рис. 2.56. Механизм разрушения породы при влиянии дифференциального давления: *a* – большое значение (σ<sub>г</sub> – *p*<sub>пл</sub>) – псевдопластическое поведение; *б* – небольшое или отрицательное (σ<sub>г</sub> – *p*<sub>пл</sub>) – хрупкое поведение.

Нефильтрующиеся жидкости приводят к росту прочностных и пластических свойств горных пород при увеличении гидростатического давления, что проявляется в уменьшении площади зоны разрушения и объема разрушенной под штампом породы, а при давлении более 50 МПа площадь зоны разрушения соизмерима с площадью штампа.

В фильтрующихся жидкостях с ростом гидростатического давления от 50–75 МПа увеличиваются зоны разрушения и объем разрушенной породы под штампом, особенно это заметно при давлении 25–50 МПа. На размеры и объем зоны разрушения весьма существенно влияет вязкость фильтрующей жидкости.

В условиях забоя скважины в процессе разрушения порода не изолирована от воздействия бурового раствора и его фильтрата, а последний, фильтруясь сквозь забой, способствует уравновешиванию гидростатического давления в пределах глубины проникновения. Условием эффективного разрушения является опережающее индентор проникновение фильтрата в глубину породы. При наличии капиллярного давления, превышающего гидростатическое, жидкость проникает в трещины забоя, образуемые долотом, и устраняет всестороннее давление в области разрушения. Поэтому можно считать, что горные породы при разрушении на забое скважины не находятся в объемно-напряженном состоянии в пределах зон разрушения и предразрушения при условии проникновения в них флюида.

Природа влияния дифференциального давления  $p_{d}$  на механическую скорость бурения заключается в ухудшении буримости горных пород за счет роста их прочности вследствие возникновения угнетающего усилия, прижимающего частицы породы (шлам) к забою.

1. Незначительный рост дифференциального  $p_{\pi}$  и угнетающего давлений (1,4–5,0 МПа в зависимости от прочности породы) вызывает уменьшение объема разрушенной породы за каждое поражение забоя в результате перехода от эффективного объемного разрушения к менее эффективному усталостно-поверхностному.

На рис. 2.57 показан механизм влияния внутрискважинного давления  $p_{\rm c}$ , которое может приводить к появлению существенного по величине угнетающего давления. В этом случае рост магистральной трещины  $L_{\rm T}$  при внедрении резца долота в породу на глубину  $\delta$  будет невозможен и зона её разрушения ограничится меньшей по размеру трещиной длиной  $l_{\rm T}$ .



Рис. 2.57. Схема для анализа процесса разрушения породы в условиях угнетающего давления, возникающего вследствие давления внутри скважины  $p_c$ 

С увеличением прочности породы чувствительность к действию дифференциального  $p_{\rm d}$  и угнетающего давлений  $F_{\rm n}$  на разрушение снижается.

2. При современных условиях бурения глубоких скважин реализуется в основном усталостно-поверхностное разрушение, вероятность которого

увеличивается с глубиной скважины. Причина этого – в недостатке осевого усилия.

Сделанные выводы могут иллюстрироваться также опытными графиками (рис. 2.58), из которых следует, что на глубину внедрения индентора в породу существенно влияет не только время внедрения индентора в породу  $\tau_{\kappa}$  и величина осевого усилия *P*, но и вязкость раствора  $\eta$ , которая определяет скорость фильтрации в зону разрушения. В условиях внутрискважинного давления  $p_c$  для достижения равной глубины внедрения индентора, полученной в атмосферных условиях (на поверхности земли), потребовалось существенно более значительное осевое усилие. При этом скорость внедрения индентора оказалась существенно зависимой от вязкости раствора.



Рис. 2.58. Зависимость глубины внедрения индентора в мрамор от времени внедрения при различных условиях и средах: I -атмосферные условия,  $P_{oc} = 0,33$  кH; 2 -вода,  $P_{oc} = 0,6$  кH,  $p_c = 30$  МПа; 3 -глинистый раствор,  $\eta = 1 \cdot 10^{-2}$  Па с,  $P_{oc} = 0,6$  кH,  $p_c = 30$  МПа; 4 -глинистый раствор,  $\eta = 2 \cdot 10^{-2}$  Па с,  $P_{oc} = 0,6$  кH,  $p_c = 30$  МПа; 5 -глицерин, $\eta = 1,4$  Па с,  $P_{oc} = 0,6$  кH,  $p_c = 30$  МПа

Механическая скорость бурения в зависимости от дифференциального давления может определяться по формуле [13]:

$$v_{5} = v_{0}e^{-\alpha_{2}(\sigma_{r} - p_{n\pi})}, \qquad (2.83)$$

где  $v_0$  – скорость бурения при  $\sigma_r = p_{\pi\pi}$ ;  $\alpha_2$  – экспериментальная постоянная, равная (1,2–2,3)·10<sup>-7</sup> Па<sup>-1</sup>.

Если дифференциальное давление поддерживать постоянным, механическая скорость бурения не будет зависеть от давления промывочной жидкости на забой и всестороннего горного давления. Более того, скорость бурения существенно возрастает, если давление бурового раствора становится меньше пластового, т. е. величина дифференциального давления будет меньше нуля (рис. 2.59) [13]. С учетом этого разработаны технологии бурения с нулевым перепадом давления в системе «разбуриваемый пласт – ствол скважины» ( $\sigma_{\Gamma} = p_{\Pi \Lambda}$ ) и с отри-цательным перепадом ( $\sigma_{\Gamma} < p_{\Pi \Lambda}$ ).

Технологии бурения при отрицательном перепаде давления (давление флюида в пласте превышает давление в скважине у забоя) получили название бурение на депрессии.

В то же время рост скорости бурения при снижении дифференциального давления наблюдается в основном только в проницаемых пористых породах (позиция 1 на рис. 2.59). В плотных малопроницамых породах, например, глинах, скорость бурения при изменении дифференциального давления меняется незначительно (позиция 2 на рис. 2.59). Основным направлением интенсификации процесса разрушения таких горных пород может быть применение буровых растворов малой вязкости, с поверхностно-активными компонентами, малым содержанием твердой фазы, а также использование сбалансированных частот вращения долот, обеспечивающих возможность проникновения жидкости в трещины зоны разрушения со скоростью, близкой к скорости их образования.



Рис. 2.59. Влияние дифференциального давления на механическую скорость бурения: *1* – проницаемые породы; *2* – глины

Снижение дифференциального давления до минимальных значений позволяет не только повысить производительность бурения, но и качество вскрытия продуктивных горизонтов, поскольку при превышении пластового

давления над давлением в скважинном призабойном пространстве практически полностью исключается явление кольматации продуктивного пласта.

**Кольматация** (итал. colmata – наполнение) – процесс механического и химического перекрытия пор коллектора при вскрытии продуктивного пласта за счет проникновения в поры бурового раствора.

Особенно актуальной данная задача становится в связи с широкой реализацией бурения вертикально-горизонтальных стволов скважин со вскрытием продуктивных пластов на многие сотни и тысячи метров горизонтальными участками.

#### Контрольные вопросы и задания к главе 2

1. Объясните механизм силового взаимодействия между атомами твердого тела и механизмы упругого и пластического деформирования горных пород.

2. В чем различие теоретической и фактической прочности твердых тел и роль дефектов при деформировании и разрушении твердых тел?

3. Сущность теории А. Гриффитса, её место и роль в теории разрушения твердых тел и горных пород.

4. Сущность теории П. А. Ребиндера об адсорбционном понижении прочности твердых тел. Каков механизм разупрочнения горной породы?

5.Объясните механизм формирования растягивающих напряжений при деформировании сжатия горных пород.

6. Напряжения в упругом материале под действием сосредоточенной силы. Положения теории Буссинеска.

7. Дайте определение механической прочности твердых тел, контактных давления и напряжений, энергоемкости разрушения горных пород.

8. Дайте определение теоретическим основам и изложите механизм разрушения горной породы цилиндрическим индентором с плоским торцом.

9. Дайте определение теоретическим основам и изложите механизм разрушения горных пород при внедрении шарового индентора.

10. Дайте определение теоретическим основам и изложите механизм разрушения горных пород при вдавливании пирамидального и клиновидного инденторов.

11. Каковы основные аспекты влияния касательной нагрузки на напряженное состояние горных пород.

12. В чем проявляется влияние скорости приложения нагрузки на процесс деформирования и разрушения горных пород?

13. Назовите особенности процессов деформирования и разрушения анизотропных горных пород при внедрении индентора.

14. Назовите основные закономерности процесса динамического разрушения горных пород.

15. Каков механизм разрушения горных пород при динамическом внедрении инденторов?

16. Чем заданы возможный предел энергии удара и формы инденторов на эффективность разрушения горных пород?

17. В чем особенности механизма разрушения горных пород несимметричным нагружением инденторов?

18. Каково влияние горного давления на разрушение горных пород при бурении?

19. Каково влияние гидростатического давления на разрушение горных пород при бурении плотных и пористых горных пород?

20. Роль дифференциального давления при разрушении горных пород при бурении.

21. Каков механизм влияния величины пластового давления на процесс разрушения горных пород?

22. В чем суть технологии бурения «на депрессии»?

## Глава 3

## ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ИХ БУРИМОСТЬ

## 3.1. Твердость минералов и горных пород

Способность горной породы сопротивляться разрушению под воздействием внешней нагрузки называют *механической прочностью*. Чем выше механическая прочность горной породы, тем большая энергия расходуется на её разрушение. Буримость как эквивалент механической прочности при разрушении горной породы бурением определяется, прежде всего, её твердостью, абразивностью, упругостью, а также соотношением параметров пластичности – хрупкости.

**Твердость** – сопротивляемость горной породы разрушению (образование лунки разрушения), или пластической деформации, при внедрении в неё другого, более твердого тела, которое характеризуется определенной формой торца и его размерами.

Таким образом, сопротивляемость горной породы внедрению твердого тела – индентора или резца определяется не только ее прочностными свойствами, но и индивидуальными характеристиками инденторов или резцов бурового инструмента, а акт внедрения индентора характеризуется или объемным разрушением с образованием лунки разрушения, или вдавливанием индентора в пластически деформируемую породу.

Механическая скорость бурения наиболее точно оценивается твердостью горных пород. По данным ВИТР, коэффициент корреляции твердости и механической скорости бурения составляет 0,72.

Понятие твердости впервые было введено в минералогии. В 1811 г. Ф. Моос составил шкалу относительной твердости, в которую было включено десять минералов, принятых в качестве эталона: тальк, гипс, кальцит, флюорит, апатит, ортоклаз, кварц, топаз, корунд и алмаз.

Твердость талька принята условно за единицу, а твердость алмаза условно равна десяти. Более твердым является тот минерал, который способен оставить царапину на поверхности другого, более мягкого минерала. Более строгое научное обоснование твердости дано Г. Герцем. За меру твердости Г. Герц принял удельное давление при достижении предельного состояния материала.

В настоящее время, например, в машиностроении распространены методы измерения твердости вдавливанием в поверхность испытываемого тела более твердого индентора до получения пластичного отпечатка. Известны методы Бринелля, Виккерса, Роквелла, Шора.

Метод Бринелля (Ю. А. Бринелль – шведский инженер) – способ определения твердости материалов вдавливанием в испытываемую поверхность стального шарика при заданной нагрузке. Число твердости по Бринеллю (НВ) – отношение нагрузки (Н) к площади (мм<sup>2</sup>) поверхности отпечатка.

**Метод Виккерса** (по названию концерна «Виккерс») – способ определения твердости материала вдавливанием в поверхность образца алмазного индентора (индентор Кнупа) в форме пирамиды с двугранным углом, равным 136°, при вершине. Твердость по Виккерсу (HV) – отношение нагрузки на индентор к площади пирамидальной поверхности отпечатка.

**Метод Роквелла** (С. П. Роквелл– американский металлург) – способ определения твердости материалов (металлов, например, матриц алмазных коронок) вдавливанием в испытываемую поверхность алмазного индентора с углом при вершине 120° или стального шарика. За твердость по Роквеллу (HRc) принята условная величина, соответствующая осевому перемещению индентора на 0,002 мм. Твердость определяется на приборе твердомере.

**Метод Шора** (А. Шор – американский промышленник) – способ определения твердости и упругости материалов по высоте отскакивания легкого ударника, падающего на поверхность испытываемого тела с определенной высоты. Твердость оценивается в условных единицах, пропорциональных высоте отскакивания бойка.

Для измерения твердости минералов и твердых искусственных материалов используют метод Виккерса на приборах ПМТ-3.

Для определения твердости горных пород известны методы истирания и резания горной породы абразивным диском [27].

Метод истирания заключается в следующем: к цилиндру, поверхность которого покрыта абразивной шкуркой, прижимается с постоянной нагрузкой образец породы. При вращении цилиндра с постоянной окружной скоростью происходит истирание образца.

Показатель твердости определяется по формуле

$$\mathrm{TB} = \frac{100Sq}{M_1 - M_2},$$

где S – площадь истирания образца, м<sup>2</sup>; q – удельный вес породы, кг/м<sup>3</sup>;  $M_1$ ,  $M_2$  – масса образца до и после истирания, кг.

Метод определения твердости резанием разработан для её оперативного определения, осуществляется на приборе ОТ-ВИТР. Резание керна производится при постоянной нагрузке на диск по образующим керна несколько раз, после чего вычисляют среднее значение глубины реза, которое обратно пропорционально твердости горных пород, определенной при вдавливании в породу индентора, что позволяет соотнести глубину реза с твердостью породы.

# Метод определения твердости при вдавливании в горную породу плоского цилиндрического индентора.

определения твердости горных Для пород В соответствии ГОСТ 12288-66 применяют метод Л. А. Шрейнера, который состоит С в реализации внедрения плоского цилиндрического индентора в поверхность горной породы. Твердость определяется как соотношение нагрузки, вызвавшей разрушение породы, к площади торца индентора. Метод Л. А. Шрейнера позволяет определить не только твердость, но и оценить упругие и пластические свойства горных пород в процессе испытаний небольших образцов – кубиков с размерами сторон 30-50 мм или цилиндров высотой 40-60 мм, получаемых из керна диаметром 40-90 мм. Образцы должны иметь строго плоскопараллельные шлифованные поверхности.

Для определения твердости горных пород используют закаленные стальные или твердосплавные инденторы с плоскими цилиндрическими торцами различного диаметра (рис. 3.1).

Для испытаний твердых пород применяют инденторы с торцами площадью не более 2 мм<sup>2</sup> (d = 1,5 мм), для менее твердых – с площадью торца 3 мм<sup>2</sup> (d = 2 мм), для сильнопористых и малопрочных пород – с площадью основания 5 мм<sup>2</sup> и более (d = 2,5 и более мм).

Рекомендуется выбирать такой индентор, у которого торец мог бы опираться одновременно на два известных основных компонента, слагающих горную породу: кристалл и цементную связку. Если размер торца индентора будет меньше размера одного из указанных компонентов, то результаты измерений твердости будут соответствовать твердости либо кристалла, либо цементной связки. Поэтому инденторы меньшего диаметра рекомендуется применять для породы с мелкокристаллической структурой, а большего – с крупнокристаллической.

В подготовленную поверхность образца породы инденторы можно вдавливать гидравлическими прессами, которые позволяют точно фиксировать уровень нагрузки и величину продольной деформации при вдавливании индентора в породу.

Для проведения испытаний применяют специальные установки УМГП-3 и УМГП-4 с автоматической записью графиков зависимости деформации породы от нагрузки на индентор.

Установка УМГП рассчитана на нагрузки, устанавливаемые в заданном диапазоне: 0–0,98; 0–2,45; 0–4,9; 0–9,81 кН с предельной вели-чиной внедрения 750 мкм.

При проведении испытаний прибором осуществляется запись графиков деформации породы в масштабе увеличения 1: 400.

Испытания образцов на твердость ведут на малых скоростях нагружения, поэтому полученная твердость соответствует условиям статического вдавливания индентора. Индентор в породу вдавливается до тех пор, пока при некоторой нагрузке не произойдет хрупкое разрушение породы под индентором или не будет достигнута предельная величина его внедрения в породу. Последний случай связан с испытанием пластичных и пористых горных пород, для которых процесс вдавливания наконечника индентора приводит к уплотнению, выдавливанию породы из-под индентора наружу и в стенки лунки, образующейся под индентором.

**Обработка результатов испытаний горных пород на твердость.** Горные породы по характеру зависимости деформации ξ от нагрузки *P* на индентор Л. А. Шрейнером подразделены на три класса:

- упругохрупкие;
- упругопластичные;
- пластичные и пористые.



Рис. 3.1. Индентор для определения твердости горной породы

Рис. 3.2. Зоны контакта и разрушения породы при вдавливании индентора (по Л. А. Шрейнеру): *а* – для упруго-хрупких пород; *б* – для упруго-пластичных пород; *в* – для высокопластичных и пористых пород; *l* – индентор; *2* – зона разрушения

На рис. 3.2 представлены схемы, показывающие зону разрушения для вышеозначенных классов горных пород. Для двух первых классов горных пород характерно хрупкое разрушение, но для упругохрупких горных

пород соотношение глубины лунки разрушения h и глубины внедрения индентора  $\delta - h/\delta > 5$ , для упругопластичных пород  $h/\delta > 2-5$ . Для пород пластичных, высоко пластичных и сильно пористых, как правило,  $h = \delta$ .

В то же время, представленное выше разделение пород является достаточно условным, так как при изменении внешних условий, например всестороннего давления, характерного для залегания горных пород в сложнонапряженном массиве или на значительной глубине, их свойства и характер разрушения существенно меняются. Например, установлено, что пластичные горные породы ведут себя как хрупкие при высоких скоростях приложения нагрузки и упрочняются при залегании на значительной глубине.

На рис. 3.3 представлены диаграммы деформации в зависимости от осевого усилия для вышеозначенных классов горных пород.



Рис. 3.3. Характерные диаграммы деформирования горных пород при определении твердости вдавливанием индентора: *a* – упругохрупкой породы; *б* – упругопластичной породы; *в* – пластичной и пористой породы; δ<sub>y</sub> – интервал упругого деформирования породы; δ<sub>1</sub> – деформирование до момента разрушения породы; δ<sub>1</sub> – глубина лунки разрушения

Твердость горной породы определяется как соотношение предельного усилия, вызвавшего внедрение индентора в породу  $P_{\rm p}$ , к площади торца индентора  $S_{\rm m}$ :

$$p_{\rm m} = \frac{P_{\rm p}}{S_{\rm m}} = \frac{4P_{\rm p}}{\pi d^2},$$
 (3.1)

где d – диаметр торца индентора, мм, кг/мм<sup>2</sup> = 9,8 МПа.

За предельное усилие, определяющее твердость горной породы, принимается для твердых упругохрупких пород усилие, при котором произошел выкол лунки, для пород пластичных и пористых усилие, при котором начинается выдавливание породы из-под торца индентора. Предел текучести горной породы вычисляют как отношение усилия  $P_{\rm o}$  на заключительном этапе упругого деформирования горной породы к площади торца индентора  $S_{\rm m}$ :

$$p_{\rm o} = \frac{P_{\rm o}}{S_{\rm m}}.$$
(3.2)

По диаграммам рассчитывается также коэффициент пластичности горных пород:

$$K_{\rm II} = \frac{A_{\rm ob} - A_{\rm III}}{A_{\rm v} - A_{\rm III}},\tag{3.3}$$

где  $A_{ob}$  – относительная работа, затраченная на разрушение горной породы;  $A_y$  – относительная работа по упругому деформированию породы;  $A_{\rm m}$  – работа по деформированию индентора.

Работа  $A_{ob}$  рассчитывается как площадь фигуры *OACD*, работа  $A_y$  – из диаграммы как площадь фигуры *OAB* (рис. 3.3). Работа по деформированию индентора определяется расчетом по зависимости

$$A_{\rm III} = \frac{P_{\rm p}\Delta l}{2},$$

где  $\Delta l$  – деформация индентора, мм.

Учитывая, что деформация индентора незначительна в сравнении с деформацией горных пород, особенно мягких и средней твердости, расчет  $K_{\rm n}$  допустимо производить без учета деформации индентора.

Для упругих горных пород площади фигур (рис. 3.3, *a*), определяющие работу  $A_{ob}$  и  $A_y$ , будут равны, а значит, коэффициент пластичности  $K_n = 1$ . Этот случай соответствует минимальному значению коэффициента пластичности.

Полученные диаграммы позволяют рассчитать модуль упругости горной породы по данным, полученным с участка графика *OA*, отражающего процесс упругого деформирования породы:

$$E = \frac{P(1 - \mu^2)}{d\xi_{y_{\Pi}}},$$
 (3.4)

где *P* – усилие, вызвавшее упругое деформирование породы ξ<sub>уп</sub>, полученное в соответствии с участком графика деформации породы *OA* (рис. 3.3, *a*), даН; μ – коэффициент Пуассона.

На данном участке диаграммы, отражающем процесс упругого деформирования, рассчитывается также жесткость пары «индентор – порода» по зависимости
$$C = \frac{P}{\xi_{\rm yn}}.$$
(3.5)

Удельная работа разрушения  $A_{\nu}$  определяется как соотношение  $A_{\rm of}$  и объема V лунки разрушения, полученной в породе:

$$A_{v} = \frac{A_{\rm ob}}{V}.$$
(3.6)

Объем лунки разрушения определяется после её очистки от продуктов разрушения и заполнения пластилином или парафином. Затем слепок следует извлечь, взвесить и определить объем, разделив вес пластичного материала на его удельный вес.

Работа по разрушению горной породы, согласно Л. А. Шрейнеру, определяется как произведение работы, затраченной на упругую деформацию породы  $A_y$ , на коэффициент пластичности породы  $K_n$ :

$$A_{\rm of} = \frac{P\delta}{2} K_{\rm m} = \frac{P(1-\mu^2)K_{\rm m}}{2dE},$$
(3.7)

где  $\delta$  – упругая деформация породы, определяемая зависимостью (2.20).

Отношение работы по разрушению  $A_{ob}$  к площади индентора и использование в формуле выражения для расчета твердости породы  $p_{\rm III}$  (формула 3.1), позволяет определить удельную контактную работу разрушения

$$A_{s} = \frac{p_{\rm III}^{2}(1-\mu^{2})\pi r K_{\rm II}}{4E},$$
(3.8)

где r – радиус торца индентора, мм, даН м/м<sup>2</sup> = 9,8 Дж/м<sup>2</sup>.

Приняв, что объем разрушения при вдавливании индентора приблизительно равен  $V \approx \pi r^3$ , глубина лунки разрушения равна r (исходя из глубины возникновения максимальных касательных напряжений) рис. 2.14, угол при вершине лунки – 120°, получим зависимость расчета удельной объемной работы разрушения породы:

$$A_{\nu} = \frac{p_{\rm III}^2 (1 - \mu^2) K_{\rm II}}{4E} \,. \tag{3.9}$$

По твердости горные породы разделены на пять групп (табл. 3.1).

По пластичности горные породы разделены на шесть категорий (табл. 3.2).

В. П. Рожковым [22] применительно к алмазному бурению предложен метод определения **микротвердости** горных пород, поскольку вследствие малых размеров резцов при бурении твердых, крупно- и среднекристаллических горных пород алмазами преодолевается сопротивление отдельных минеральных зерен, и лишь при бурении тонкозернистых резцы преодолевают агрегатную твердость породы.

Таблица 3.1

Номер	Группа пород	Категория горных	Твердость, МПа	
группы	ry -r-r	пород по буримости		
Ι	Мягкие (М)	I, II, III	0–480	
II	Средней твердости (С)	IV, V	480-1 470	
III	Твердые (Т)	VI, VII	1 470-2 900	
IV	Очень твердые* (К)	VIII, IX	2 900–4 900	
V	Весьма твердые* (ОК)	X, XI, XII	4 900-6 800	

### Классификация горных пород по твердости

\* Названия «крепкие» и «очень крепкие» заменены на «очень твердые» и «весьма твердые», как более логичные при разделении горных пород по твердости на основании значений твердости.

Таблица 3.2

Категория по пластичности	Группа пород	Коэффициент пластичности	
1	Хрупкие	1	
2	Пластично-хрупкие	2	
3	Пластично-хрупкие	3	
4	Пластично-хрупкие	4	
5	Пластично-хрупкие	5	
6	Пластичные и высокопористые	более 6	

#### Классификация горных пород по пластичности

Для определения микротвердости породы используется овализованный приостренный индентор, соизмеримый с алмазным резцом среднего размера.

При внедрении приостренного индентора малого размера в твердую породу лунка разрушения не образуется. При этом он производит пластическое оттеснение образуемых при внедрении мелкодисперсных продуктов разрушения минеральных зерен горной породы. Таким образом, размер и форма индентора существенно влияют на характер и механизм разрушения твердых горных пород.

Микротвердость предложено определять по глубине внедрения индентора при определенном усилии нагружения.

Для количественной оценки прочностных свойств горных пород при резании-скалывании инструментами с резцами из полукристаллических алмазов (*PDC*) К. И. Борисовым предложен показатель динамической

**твердости** горной породы *H*<sub>вд</sub>, позволяющий оценивать сопротивляемость породы при изменении линейной скорости приложения усилия резанияскалывания:

$$H_{\rm BJ} = R_{\rm B}/S_k \quad , \tag{3.10}$$

где  $R_{\rm B}$  – выталкивающая резец сила, возникающая в процессе динамического резания образца горной породы при установившемся процессе резания, Н;  $S_k$  – торцевая площадь контакта резца (режущего элемента) установленной формы и размеров с исследуемой горной породой, м<sup>2</sup>.

Для получения количественных значений нового показателя предложена схема проведения измерений по методу жестко фиксированного резца (рис. 3.4). Сущность процесса единичного измерения заключается в следующем:



Рис. 3.4. Схема динамического резания образца породы с жестко фиксированным резцом в устройстве определения динамической твердости горной породы

1. Породоразрушающий элемент *1* (резец), установленной для данной методики формы и размеров, закрепляется в силоизмерительном устройстве *2*, жестко зафиксированном на массивном основании *3*.

2. В целях достижения технологичности и точности измерений производится резание (строгание) исследуемого образца горной породы в процессе его перемещения (протягивания) относительно неподвижного резца.

3. Процесс строгания (резания) в целях достижения точного моделирования работы режущих элементов буровых долот производится при переменной толщине снимаемого слоя (уступа)  $h_i$  от нулевого

значения до момента достижения установившегося процесса разрушения породы в режиме объемного разрушения.

Таким образом, схема получения исходных данных для расчета показателя наглядно моделирует работу резцового инструмента во всех режимах разрушения горных пород при их динамическом резании, что отвечает установленным требованиям.

### 3.1.1. Влияние внешней среды на твердость горных пород

Твердость и иные свойства горных пород существенно зависят от влияния внешней среды. Для установления влияния внешней среды на твердость проведены эксперименты на приборе УМГП-3 в соответствии со стандартной методикой.

При определении механических свойств горных пород применялись цилиндрические инденторы с плоским основанием диаметром 1,8 мм. Исследуемые породы – долерит (упругохрупкая порода) и мрамор (упругопластичная порода). Использовались образцы в виде кубов со стороной 40 мм. Вдавливание инденторов производилось в трёх различных средах: воздух, вода, эмульсия (жидкое мыло концентрацией 0,12 %). Для создания различных сред при вдавливании индентора использовалось металлическое кольцо высотой 5 мм и диаметром 20 мм, которое герметично крепилось к испытываемому образцу. Кольцо перед испытанием заполнялось водой или эмульсией.

При проведении эксперимента по графикам деформации (рис. 3.3) определялись твердость  $p_{\rm m}$ , МПа, коэффициент пластичности  $K_{\rm n}$ , жесткость C, даН/мм, модуль упругости E, МПа, предел текучести  $p_{\rm o}$ , МПа и удельная контактная работа разрушения  $A_S$ , даН мм/ мм<sup>2</sup>.

Результаты экспериментальных работ приведены в табл. 3.3.

Эксперимент показал, что наибольшее влияние на изменение твердости и иных свойств горных пород имеет эмульсия. Под влиянием эмульсии существенно понижаются твердость, коэффициент пластичности, жесткость, модуль упругости, а также энергоёмкость разрушения, но повышается условный предел текучести.

Таблица 3.3

Среда	Воздух	Вода	Эмульсия	Воздух	Вода	Эмульсия
Горная порода	Долерит			Мрамор		
$p_{ m m}$	3 1 5 6	2 831	2 438	981	1 042	893
$K_{{ m n}{ m n}}$	1,5	1,4	1,2	3,1	2,3	2
С	6 527,7	5 373,8	4 030,1	3 398,7	2 601,7	1 857,5
Ε	36 265	29 855	22 389	18 881	14 454	10 319
$p_0$	2117	2374	2078	536	708	707
$A_s$	91,5	83,5	70,7	35,1	38,3	34,3

### Экспериментальные зависимости свойств горных пород от воздействия среды, заданной условиями эксперимента

Самое значительное влияние эмульсии оказывают на изменение свойств долерита, менее значительное – на свойства мрамора, поскольку развитие трещин, по которым в породу на этапе деформирования попадает жидкость, более характерно для хрупкого долерита. Явление хрупкого разрушения и развитие трещин менее значительны у мрамора.

При применении воды также наблюдается снижение твердости, коэффициента пластичности, жесткости, модуля упругости, энергоёмкости разрушения, но эта тенденция менее заметна по сравнению с эмульсией. В работе [22] при определении микротвердости горных пород также отмечено снижение этого показателя при применении жидкостей с поверхностно-активными веществами.

### 3.1.2. Влияние диаметра индентора на твердость горных пород

Влияние диаметра индентора на твердость  $p_{\rm III}$  и удельную контактную работу разрушения  $A_s$  исследовалось по стандартной методике на образцах мрамора и долерита (рис. 3.5).

Результаты этих работ представлены в виде графиков на рис. 3.5.



Рис. 3.5. Экспериментальные зависимости удельной контактной работы разрушения и твердости от диаметра индентора при испытании мрамора и долерита

Основные результаты данного исследования состоят в том, что величина твердости горных пород значительно не изменилась при использовании инденторов различного диаметра, но удельная контактная работа разрушения при этом изменилась существенно. Для долерита более оптимальным по затратам энергии на разрушение оказался индентор с минимальным размером торца, а для мрамора по этому же показателю – индентор наибольшего размера.

Это обстоятельство позволяет сделать вывод о возможных рациональных размерах породо-разрушающих элементов, которыми могут оснащаться буровые инструменты.

Для бурения пород средней твердости коронки и долота оснащаются достаточно крупными резцами, а для бурения более твердых пород, к которым можно отнести долерит, мелкими алмазными резцами, размер которых снижается по мере повышения твердости горных пород. Это соотношение справедливо для любых типов буровых инструментов, например с алмазными резцами, размер которых 0,5–0,7 мм и менее.

### 3.1.3. Разрушение породы внедрением нескольких инденторов

В случае одновременного вдавливания нескольких инденторов в поверхность горной породы напряжения, создаваемые каждым из них, складываются при условии, что расстояние между инденторами оптимально для развития достаточных для разрушения породы напряжений и формирования равномерной поверхности забоя.

Если сравнивать формы забоя после разрушения породы, полученные при одновременном и поочередном вдавливании четырех инденторов в породу при одинаковой схеме их расположения (рис. 3.6, a,  $\delta$ ), то можно отметить, что при одновременном внедрении получена лунка разрушения бо̀льшего объема и более ровная по форме в сравнении с последовательным внедрением. При этом нагрузка на один индентор при поочередном нагружении равняется <sup>1</sup>/<sub>4</sub> величины нагрузки при одновременном внедрении инденторов.

Причиной увеличения объема разрушения горной породы при одновременном внедрении инденторов является то, что в этом случае осуществляется суммирование напряжений в горной породе, создаваемых каждым индентором в формировании единого поля механических напряжений, что приводит к повышению эффективности, в частности снижению энергоемкости, разрушающего действия.

На рис. 3.7 показана схема одновременного внедрения инденторов в породу при различном расстоянии между ними. При малом расстоянии между инденторами *a* напряжения в породе, суммируясь, обеспечивают и суммирование объема разрушения, но при расстояниях *б* и *в* суммирования напряжений не происходит и образуются лунки, характерные для единичного внедрения каждого индентора. Таким образом, при конструировании бурового инструмента следует учитывать свойства породы и размещать резцы на торце долота на определенном расстоянии друг от друга. Соответственно, при бурении пород мягких и средней твердости расстояния между резцами могут быть более значительными, чем при бурении твердых горных пород.

Таким образом, может быть отмечена закономерность оснащения буровых инструментов, состоящая в том, что по мере повышения твердости горных пород плотность размещения породоразрушающих элементов на торце инструмента должна возрастать, а размеры породоразрушающих элементов уменьшаться.

Оптимальные расстояния между резцами и породоразрушающими вставками должны определяться с учетом распределения напряжений при их работе, т. е. формы породоразрушающих элементов и твердости горных пород.

На процесс разрушения горной породы при внедрении инденторов значительно влияет также форма поверхности забоя. На рис. 3.8 рассмотрен случай одновременного внедрения инденторов сферической формы в поверхность породы с уступом. Здесь в особых условиях окажется индентор 2, поскольку основным направлением деформирования породы будет направление в сторону свободной поверхности, а скалывание породы в этом направлении произойдет при существенно меньшей нагрузке, чем скалывание породы инденторами 1, 3 и 4 при условии равенства их размеров и расстояний между ними. Опережающий скол породы индентором 2 приведет к повышению нагрузки на другие инденторы и в целом к более эффективному разрушению в сравнении с работой этих же инденторов, расположенных на плоском забое.



Рис. 3.6. Схемы лунок разрушения при вдавливании четырех инденторов одновременно (*a*) и поочередно (*б*)





Рис. 3.7. Схема одновременного внедрения в породу нескольких инденторов

Другой особенностью разрушения породы при наличии ступенчатости поверхности являются условия скалывания породы в угловых частях забоя. Согласно исследованиям Р. М. Эйгелеса, порода на этих участках забоя упрочнена [31], поэтому в угловых частях забоя следует усиливать разрушающие напряжения, например сближением точки установки индентора в направлении угла забоя.

В данном случае индентор 3 в сравнении с индентором *1* расположен более оптимально.

### 3.1.4. Твердость анизотропной горной породы

Горные породы отличаются существенным отклонением прочностных свойств от средних значений. В ряде случаев эти отклонения не имеют на первый взгляд каких-либо явно установленных закономерностей и распределены в объеме образца или массива горной породы достаточно случайно. Этому есть свои причины и объяснения, связанные с процессами при образовании пород, их тектонической напряженностью и др. Для других горных пород, отличающихся наличием слоистой или сланцеватой текстуры, закономерности изменения прочностных свойств, прежде всего твердости, а соответственно, и буримости, связаны с ориентацией слоев, поверхностей отдельностей, направленной укладкой кристаллов минералов и др. Такие породы характеризуются ярко выраженной анизотропией прочностных свойств.

Анизотропия горных пород существенно влияет на буримость, формирование ствола скважины и приводит к неоправданному росту объема разрушенной породы из-за появления поперечных, дестабилизирующих работу бурового инструмента сил, что снижает его ресурс. Формирование уступов в стенке скважины под влиянием поперечных сил может приводить к потерям действующей осевой нагрузки.

Анизотропия горных пород создает проблемы при кернообразовании и существенно влияет на эффективность бурения, поэтому следует учитывать особенности распределения прочностных свойств горных пород.

Согласно исследованиям, показатели анизотропии различных горных пород могут варьировать в пределах от 1,05 (слабая анизотропия ) до 1,25 (средняя) и 1,8–2,0 (сильная анизотропия горных пород).

Например, работы по определению показателей анизотропии Лениногорского рудного района (Казахстан), выполненные В. Д. Ларионовым, выявили, что анизотропия по твердости максимальна в вулканогенных туфах-туффитах ( $K_{\rm T} = 1,22-1,83$ ), а средняя и наименьшая – в осадочных ( $K_{\rm T} = 1,17-1,27$ ) и магматических породах ( $K_{\rm T} = 1,06-1,08$ ) [16].

На рис. 3.9 приведены результаты определения твердости анизотропного туфодацита. Порода является эффузивной, имеющей флюидальную текстуру, которая определяет анизотропию различной степени, заданную полосчатым чередованием светло- и темно-коричневых субпараллельных слойков [16, 17].

По результатам определения твердости туфодацита в плоскости, перпендикулярной флюидальности, (рис. 3.9, *a*, *б*), показатель анизотропии по твердости  $K_p = 1,65$  (соотношение твердостей, замеренных вдоль и перпендикулярно слоям породы), а распределение твердости по отношению к сланцеватости достаточно близко к линии эллипса.

Согласно полученным данным, породу можно характеризовать как анизотропную упругопластичную средней твердости.

По диаграммам деформации туфа рассчитаны модули упругости *E* и коэффициенты пластичности  $K_{\rm n}$ . Для данной породы определены также предельные значения напряжений на сжатие и растяжение по этим направлениям. Указанные значения параметров составили:  $\sigma''_{\rm p} = 12~963,5~{\rm kTa}$ ,  $\sigma_{\rm p}^{\perp} = 21~658~{\rm kTa}$ ,  $\sigma''_{\rm cm} = 12~287,2~{\rm kTa}$ ,  $\sigma_{\rm cm}^{\perp} = 15~190~{\rm kTa}$ . Коэффициент

Пуассона µ для туфадацита равен 0,07 и 0,1 при испытании породы вдоль и перпендикулярно флюидальности соответственно.

Полученные экспериментально значения параметров позволили рассчитать комплексный показатель, объединяющий все параметры свойств, удельную контактную работу разрушения *A<sub>s</sub>* (формула (3.8).



Рис. 3.9. Диаграмма деформирования (*a*) и полярная диаграмма твердости туфодацита (б) в плоскости перпендикулярной слоям породы

Результаты определения параметров физико-механических свойств туфодацита и показатели буримости алмазной однослойной коронкой приведены в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Угол встре- чи инден- тора и слойков	Твердость горной породы	Модуль упругости горной	Коэффици- ент пла- стичности	Удельная контактная работа раз-	Механическая бурения v <sub>м</sub> , м, кН и частоте $\omega$ , мин	я скорость /ч при <i>Р</i> <sub>ос</sub> , вращения н <sup>-1</sup>
породы γ. град	<i>р</i> ш, МПа	Е, МПа	роды К <sub>пл</sub>	рушения <i>A<sub>s</sub></i> , Дж/мм <sup>2</sup>	1,05 кН; 500 мин <sup>-1</sup>	1,35 кН; 710 мин <sup>-1</sup>
0	1 854	10 143	4,2	1,473	_	_
12	1 747	9 528	3,91	1,303	8,3	15,23
27	1 568	7 948	3,9	1,254	10,1	19,0
45	1 440	7 000	3,42	1,058	—	_
72	1 162	6 285	3,2	0,716	12,6	26,0
90	1 123	5 836	3,1	0,69	_	_

Параметры физико-механических свойств и буримости туфодацита под различными углами к плоскостям флюидальности

Наибольшие твердость, упругость, коэффициент пластичности, удельная контактная работа разрушения получены при испытании горной породы вдоль слоев флюидальности, а наименьшие – перпендикулярно им. Соответственно и буримость горной породы оказалась различной: наибольшие значения механической скорости получены при угле встречи  $\gamma = 72^{\circ}$  (максимальный по условиям эксперимента угол встречи), а минимальные – при угле встречи  $\gamma = 12^{\circ}$ .

Таким образом, интенсивность процессов разрушения горных пород задается часто не только параметрами режима бурения – прилагаемыми усилиями, контактными давлениями, формой и размерами породоразрушающих элементов, но и направлением приложения разрушающих усилий относительно расположения структурных и текстурных элементов горной породы.

# 3.2. Изнашивание буровых инструментов и абразивность горных пород

## 3.2.1. Теоретические основы процесса изнашивания бурового инструмента

В процессе работы буровой инструмент изнашивается. При определенной степени износа инструмент становится непригоден для эксплуатации и требует восстановления или замены.

При изнашивании происходит постепенное изменение формы и размеров породоразрушающих элементов инструмента. Наиболее интенсивно изнашиваются те места на поверхности инструмента, которые при работе испытывают максимальные напряжения – режущие кромки резцов, участки торцов с резким изменением линий формы.

**Изнашивание** – явление, при котором с поверхности твердого тела в процессе его взаимодействия с абразивной средой отделяются частицы материала и происходит изменение геометрической формы и массы тела.

Результат изнашивания — изменение геометрических параметров твердого тела, измеренный как потеря массы тела, называют износом.

К основным видам износа при трении относят:

• изнашивание схватыванием при малых скоростях перемещения трущихся поверхностей, при котором образуются задиры поверхностей;

• окислительное изнашивание, обусловленное разрушением окислительных пленок и их новым непрерывным восстановлением;

• тепловое изнашивание, характерное для высоких скоростей перемещения трущихся поверхностей и высоких давлений в зоне контакта; • осповидное изнашивание, обусловленное усталостными процессами в металле при трении качения;

• абразивное изнашивание, обусловленное наличием абразивной среды в зоне трения и характеризующееся пластическим деформированием, царапанием, микрорезанием поверхности металлов и сплавов.

Поверхность металла более интенсивно изнашивается при нагревании в условиях термического разупрочнения.

Все виды изнашивания наблюдаются при бурении, но при разрушении горных пород наиболее часто и полно проявляется абразивное механическое изнашивание. При абразивном механическом изнашивании большое значение имеет абразивность горных пород.

Величина абразивного износа определяется по зависимости

$$q = \frac{W}{A_{\rm r}},\tag{3.11}$$

где W – износ, кг;  $A_{\rm T}$  – работа сил трения, Дж.

Работа сил трения определяется зависимостью

$$A_{\rm T} = \mu_{\rm T} P L_{\rm T}, \qquad (3.12)$$

где  $\mu_{\rm T}$  – коэффициент трения; *P* – нагрузка на инструмент в направлении контакта взаимодействующих тел, H;  $L_{\rm T}$  – путь трения, м.

Коэффициент трения обычно представляют в виде двух составляющих:

$$\mu_{\rm T} = f_a + f_{\rm T}, \qquad (3.13)$$

где  $f_a$  – молекулярная составляющая силы трения, характеризующая долю затрат работы на формирование и разрушение молекулярных связей, образующихся в точках контакта скользящих поверхностей;  $f_{\rm T}$  – механическая составляющая сил трения, характеризующая долю затрат работы на разрушение внутренних связей разрушаемого материала.

Молекулярная составляющая трения при пластическом контакте  $f_a$  определяется зависимостью [3]:

$$f_a = \frac{\tau}{\sigma_{\rm T} k} + \beta, \tag{3.14}$$

где  $\tau$  – сдвиговое сопротивление молекулярной связи, Па;  $\sigma_{\rm T}$  – предел текучести материала, Па; k – коэффициент, учитывающий форму индентора;  $\beta$  – коэффициент молекулярной составляющей.

Механическую составляющую силы трения  $f_{\rm T}$  можно представить выражением

$$f_{\rm T} = \frac{0.31}{r_{\rm K}} \sqrt{\frac{P}{k\sigma_{\rm T}}},$$
 (3.15)

где *r*<sub>к</sub> – радиус кривизны поверхности, м.

Таким образом, общий коэффициент трения определяется зависимостью

$$\mu_{\rm T} = \frac{\tau}{\sigma_{\rm T}k} + \beta + \frac{0.31}{r_{\rm K}} \sqrt{\frac{P}{k\sigma_{\rm T}}}.$$
(3.16)

Анализ формулы (3.16) показывает, что молекулярная составляющая не зависит от действующей нагрузки и определяется прочностью материала. Проанализировав формулу (2.52), можно отметить, что прочность изнашиваемого материала (бурового инструмента и его элементов) снижается при росте его температуры и коэффициенте теплового расширения, а также наличии значительных дефектов материала.

Механическая составляющая коэффициента трения зависит от нагрузки, кривизны поверхности изнашиваемого тела и также его прочности, которая будет ниже в условиях нагрева силами трения.

Работа сил трения, например долота для бурения с отбором керна с наружным радиусом R и внутренним радиусом r задается при вращении с длиной траекторий перемещения при бурении точек I и 2, располагаемых на наружном и внутреннем контурах торца инструмента ( $2\pi R$  и  $2\pi r$ , рис. 3.10, a).



Рис. 3.10. Схемы к анализу изнашивания коронки при бурении: *а* –; *б* –

Таким образом, путь, пройденные точкой l, расположенной на наружной кромке торца, за один оборот бурильной головки на забое будет больше пути, пройденного точкой 2, находящейся на внутренней кромке торца, в R/r раза. Отсюда следует, что износ торца бурового инструмента (линия 3 на рис. 3.10,  $\delta$ ) может быть более интенсивным на наружной кромке и меньшим в точке, близкой к внутреннему краю торцевой поверхности. В то же время эпюра контактных давлений 4 (рис. 3.10,  $\delta$ ) для плоского торца показывает, что внутренняя кромка торца инструмента также изнашивается достаточно интенсивно из-за упрочнения породы в углу забоя и концентрации напряжений на кромке. При бурении с отбором керна внутренняя кромка торца интенсивно изнашивается вследствие скопления в ней кусочков породы, отделившихся от керна и собирающихся в «узком» месте у торца коронки.

В работе [3] приведена зависимость, определяющая линейный износ торца бурового инструмента:

$$W_{\pi} = \mu_{\tau} \frac{P\omega}{R - r} t, \qquad (3.17)$$

где  $\omega$  – частота вращения, мин<sup>-1</sup>; *t* – время работы на забое, мин.

Анализ зависимости (3.16) показывает, что износ торца бурового инструмента возрастает с увеличением осевого усилия P и частоты вращения  $\omega$ .

В большей степени изнашиванию подвергается наружная кромка долота и более удаленные от центра точки торца, а также внутренняя кромка короночного кольца.



Рис.3.11. Схемы профилей долот с алмазным вооружением и пластинами *PDC* и забоя скважины: *1* – общий вид; *2* – с учетом расстановки резцов

Особый интерес представляет так называемая «нулевая» точка на торце долота при сплошном без отбора керна бурении. Эта точка располагается в геометрическом центре торца (рис. 3.11). Уникальность её состоит в том, что скорость резания-скалывания породы в ней равна нулю, путь трения стремится также к нулю, а порода может разрушаться только раздавливанием. Это обстоятельство приводит к изнашиванию инструмента в области, прилегающей к «нулевой» точке, и способно резко ограничивать скорость разрушения горной породы при бурении. Проблема «нулевой» точки особым образом решается при проектировании долот.

Среди таких решений основными являются следующие:

• в долотах режуще-скалывающего действия (алмазные, с твердосплавными резцами или резцами *PDC*) не выполняется центральный промывочный канал для прохода бурового раствора, так как он будет перекрываться породой из центра забоя; промывочный канал 2 выполняется только с боковым расположением (рис. 3.12,  $a, \delta$ );

• для подрезания породы в центральной части забоя устанавливается резец 1, направленный от периферии центральной выемки на торце к центру, т.е. с боковым расположением резца *1* (рис. 3.12, *a*);

• в центре торца устанавливают специальный конический резециндентор *I*, обеспечивающий раздавливание породы (рис. 3.12, *б*);

• в шарошечных долотах для разрушения породы в центре долота шарошка 3 имеет вершину, ориентированную в направлении центра, которая перекрывает центральную точку торца, а остальные шарошки 4 долота выполнены с усеченными вершинами (рис. 3.12, *в*).

Отмеченные закономерности и особенности изнашивания бурового инструмента и эффективного разрушения породы при их бурении долотами могут быть воплощены в ступенчатом профиле торца инструмента, общая форма которого повторяет линию естественного износа торца. Ступенчатость торца интенсифицирует процесс разрушения породы за счет увеличения свободной поверхности разрушения. В то же время такой профиль будет отличаться повышенной износостойкостью.



Рис. 3.12. Схемы технических решений разрушения породы в центральной точке долота: *а* – с боковым расположением резца *1*; *б* – с центральным расположением резца-индентора *1*; *в* – с использованием шарошек с приостренной *3* и срезанными вершинами *4* (вид с торца); *2* – промывочный канал

При анализе изнашивания учитывают также возможные поперечные колебания инструмента, возникающие вследствие его вибрации, и износ боковых наружных и внутренних поверхностей инструмента, его подрезных породоразрушающих элементов.

### 3.2.2. Влияние внешней среды на абразивное изнашивание инструмента

Внешняя среда вызывает различные химические, адсорбционные и диффузные эффекты на поверхностях трения и в поверхностных слоях изнашиваемых тел [20].

**Диффузия** (лат. diffusion – распространение) – проникновение молекул одного вещества в другое при их непосредственном соприкосновении, обусловленное тепловым движением молекул.

В качестве среды рассматриваются очистные и охлаждающие агенты, применяемые при механическом разрушении, а также насыщаемые в процессе бурения продуктами разрушения горных пород – частицами породы различной фракции и металлом изношенных поверхностей инструмента. Поэтому агрессивность среды, определяющая изнашивание инструмента, может характеризоваться и образуемыми продуктами разрушения как породы, так и самого инструмента.

Образуемые продукты разрушения вызывают изнашивание инструмента в зависимости от твердости минералов, находящихся в образованных осколках породы, формы и размеров этих осколков. Основное влияние на процесс изнашивания инструмента оказывают две характеристики очистных агентов:

смазывающая способность;

охлаждающая способность.

В качестве показателя смазочной способности сред обычно рассматривают коэффициент трения взаимодействующей в определенной среде пары «инструмент – горная порода».

Как показывают экспериментальные исследования [25], величина коэффициента трения существенно зависит от режима взаимодействия поверхностей трения. Так, при повышении осевого усилия прижатия инструмента к породе и частоты его вращения наблюдается характерная зависимость изменения коэффициента трения (рис. 3.13), из которой следует, что по мере увеличения подводимой к забою мощности коэффициент трения вначале возрастает, а затем снижается. Рост коэффициента трения наблюдается и на участке поверхностного разрушения горных пород (участок графика I на рис. 3.13). Снижение коэффициента трения начинает происходить на этапе объемного разрушения горной породы (участок графика II на рис. 3.13), когда снимается слой породы резцами инструмента. Этот участок снижения коэффициента трения включает и последующий этап термического разупрочнения самого инструмента, и его активное изнашивание (участок III на рис. 3.13).

Анализ влияния таких сред, как вода, воздух, глинистый раствор и раствор на нефтяной основе [25], показал, что при реализации малой и средней мощности разрушения смазочная способность рассматриваемых сред различна. С ростом осевых нагрузок и частоты вращения инструмента (участки II и III на графике рис. 3.13) под влиянием нарастающего теплового воздействия смазывающая пленка на границах взаимодействующих поверхностей инструмента и породы разрушается и происходит выравнивание коэффициентов трения (рис. 3.14).

Таким образом, роль смазывающей способности очистных агентов при бурении такова, что они в зависимости от величины коэффициента трения могут различным образом влиять на изнашивание инструмента на этапе поверхностного истирания и практически не оказывают какого-либо решающего влияния при работе инструмента в условиях критического нагрева. На этапе эффективного объемного разрушения роль смазывающей способности очистного агента достаточно велика, но она ниже, чем при поверхностном истирании породы.

Охлаждающая способность среды при оценке интенсивности изнашивания инструмента проявляется в способности отводить тепло от нагреваемого инструмента и тем самым влиять на величину коэффициента трения. На рис. 3.15 [25] приведены графики, отражающие зависимость скорость относительного изнашивания инструмента от смазывающей способности среды и удельной мощности трения на контакте «инструмент – порода». Относительная охлаждающая способность воды, глинистого раствора, раствора на нефтяной основе и воздуха в соответствии с работой соотнесены следующим образом: 1 : 0,95 : 0,32 : 0,015. Охлаждающая способность воды и глинистого раствора существенно выше, чем у раствора на нефтяной основе, и еще более высокая в сравнении с воздухом. Это значит, что инструмент при бурении с применением воды и глинистого раствора будет лучше охлаждаться. При повышении температуры среды до точки кипения жидкости соотношение относительной охлаждающей способности у названных веществ снижается: 1 : 0,78 : 0,72 : 0,14.



Рис. 3.13. Характер зависимости коэффициента трения µ<sub>т</sub> от подведенной к инструменту мощности N для разрушения горной породы



Рис. 3.14. Зависимость коэффициента трения пары сталь-доломит от удельной мощности в различных средах: *1* – вода; *2* – глинистый раствор; *3* – раствор на нефтяной основе; *4* – воздух

Влияние смазочной и охлаждающей способностей сред в процессе изнашивания проявляется одновременно. Относительная скорость изнашивания стали (рис. 3.15):

 $a/a_{\scriptscriptstyle \mathrm{B}},$ 

где *а* – скорость изнашивания стали в определенной среде;  $a_{\rm B}$  – скорость изнашивания стали в воде, при умеренном режиме изнашивания, задаваемом удельной мощностью трения  $N_{\rm yg}$ , Вт/мм<sup>2</sup>, определяется смазочной способностью раствора. Поэтому раствор на нефтяной основе, обеспечивающий минимальный коэффициент трения, позволяет получить наименьшую скорость изнашивания стали (область I на рис. 3.15).

При повышении удельной мощности трения скорость изнашивания при промывке раствором на нефтяной основе становится выше, чем при промывке водой, т. е. в режиме высокой удельной мощности (область II на рис. 3.15), который соответствует условиям реального бурения твердых пород, скорость изнашивания определяется охлаждающей способностью среды. Например, низкая охлаждающая способность воздуха вызывает высокую скорость изнашивания во второй области.



Рис. 3.15. Зависимость относительной скорости изнашивания от удельной мощности трения при разрушении доломита: *1–4* – то же, что на рис. 3.14

Причины повышенного износа (область II на рис. 3.15) при использовании веществ с низкой способностью к теплоотводу обусловлены тем, что чем меньше охлаждающая способность среды, тем выше температура инструмента при прочих равных условиях и тем раньше рабочая поверхность стали потеряет устойчивость.

В то же время судить о влиянии среды на процесс изнашивания инструмента следует с учетом скорости разрушения (изнашивания) горной породы. В этом случае необходимо оценивать относительный износ инструмента и износ горной породы –  $h_{\mu}/h_{n}$ . В данном случае чем меньше износ инструмента  $h_{\mu}$  и выше износ породы  $h_{n}$ , тем эффективней будет процесс бурения.

Для адсорбционного понижения твердости горных пород применяют водные растворы с различными поверхностно-активными веществами (ПАВ). Но растворы с ПАВ обладают более низкой, чем вода, охлаждающей способностью, а значит, могут вызвать повышенный износ инструмента. В то же время применение растворов с ПАВ может приводить к понижению прочностных свойств металлов, сплавов и алмазных резцов, из которых устроен буровой инструмент, вследствие адсорбционного понижения их прочности.

Например, по данным специалистов ВИТР, бурение с применением 1 % раствора эмульсии из кожпастола привело к повышению износа коронок в 1,5 раза.

В Институте сверхтвердых материалов национальной Академии наук (ИСМ НАН) Украины [2] проведены исследования по установлению влияния растворов с ПАВ на изнашиваемость алмазного инструмента. Установлено, что водный раствор с ОП-10, в сравнении с промывкой водой, по-

вышает износ твердого сплава ВК6 (вольфрам + кобальт – 6 %), пропитанного медью, но снижает износ вольфрама, а также твердого сплава ВК6 [2]. Наиболее значительным оказалось влияние на изнашивание матриц коронок раствора на основе смеси гудронов (СГ). Изучение механизма абразивного износа материала в водном растворе с добавлением СГ показало, что наблюдается размягчение или упрочнение поверхностного слоя матрицы на глубину до 1 мкм.

Бурение с применением раствора на основе СГ показало увеличение проходки на коронку в 3,5 раза, а механической скорости бурения на 12 %, что позволило утверждать, что работоспособность инструмента при этом повышается только за счет снижения интенсивности изнашивания матрицы.

Таким образом, промывочные жидкости существенно влияют на интенсивность изнашивания инструмента.

Механизм изнашивания твердого сплава типа ВК состоит в том, что с повышением удельной мощности трения и, соответственно, температуры сплава происходит уменьшение твердости и прочности как карбида вольфрама (основа), так и связки кобальта. Но при этом кобальт быстрее теряет свои прочностные свойства, что приводит к выкрашиванию зерен карбида вольфрама, которые внедряются в породу и попадают в промывочную жидкость. Зерна вольфрама, полученные при разрушении сплава, активно участвуют в работе изнашивания инструмента, деформируя и царапая его [25].

Скорость изнашивания твердого сплава резко возрастает с повышением удельной мощности трения, поэтому при бурении следует обеспечить его охлаждение растворами и использовать для бурения пород мягких и средней твердости.

**Влияние осколков разрушенных горных пород на изнашивание** определяется двумя основными характеристиками: зернистостью и твердостью.

Большей способностью изнашивать буровые инструменты обладают крупнозернистые горные породы, особенно при наличии в их составе пород достаточно твердых минералов, например кварца.

В зависимости от размера частиц, отделившихся от породы при разрушении, процесс их взаимодействия с инструментом разделяют на пассивный и активный [25].

При пассивном процессе взаимодействия осколки породы размером, меньше, чем величина зазора между поверхностями рабочего торца инструмента и забоя, могут взаимодействовать без значительного контактного давления на поверхность инструмента, свободно проходя в зазорах и совершая лишь поверхностное шлифование или царапание (рис. 3.16, *a*).

При активном процессе взаимодействия кусочки породы размером больше, чем зазоры, воспринимают усилия со стороны инструмента и вне-

дряются в материал инструмента, например в более мягкую связку матриц коронок, перемещаются между поверхностями забоя и инструмента, царапая его (рис. 3.16, б). При этом размер осколков породы, вызывающих наибольший износ поверхности инструмента, будет равен или несколько превысит зазор между поверхностями породы и торца инструмента *H*.



Рис. 3.16. Варианты схем изнашивания инструмента кусочками разрушенной породы

Возможен и третий вариант взаимодействия, при котором мелкий шлам, скапливаясь под инструментом, создает шламовую подложку для инструмента. В этом случае также наблюдается силовое взаимодействие кусочков породы и поверхности инструмента (рис. 3.16, *в*). Подобный режим работы инструмента возможен при недостаточном количестве очистного агента.

Четвертый вариант взаимодействия предполагает изнашивание резца и поверхности инструмента при скалывании породы перед передней гранью резца (рис. 3.16, *г*). В этом случае активно изнашивается передняя грань резца и поверхность матрицы перед резцом.

При движении инструмента с линейной скоростью v (рис. 3.16, a) осколки породы, выходя из-под торца инструмента, ударяются о боковые поверхности резцов или корпуса инструмента. В этом случае энергия силового взаимодействия пропорциональна произведению

$$U=0,5 v^2 m_{\kappa} \sin\beta,$$

где *m*<sub>к</sub> – масса кусочка породы; β – угол наклона поверхности или резца.

Из данного соотношения следует, что износ повышается при увеличении частоты вращения инструмента, зернистости и формы кусочков породы и определяется формой изнашиваемых поверхностей – наибольшим износ будет, если угол  $\beta = 90^{\circ}$ . Поэтому целесообразно при изготовлении бурового инструмента учитывать движение шлама, направляя его в наиболее изнашиваемые места, например в промывочные каналы, по наклонным поверхностям.

Максимально абразивным будет шлам твердых минералов с острыми гранями и выступами.

### 3.2.3. Направления и методы повышения износостойкости и создания высокоресурсного бурового инструмента

Разработка методов повышения износостойкости бурового инструмента является актуальным и многоплановым направлением развития буровых технологий, основной задачей является создание производительного и высокоресурсного бурового инструмента.

**Ресурс** (франц. ressources) – средства, запасы, возможности, источники чего-либо, в данном случае – интервал времени, предусмотренный паспортными данными на техническое средство или инструмент, в течение которого использование технического средства по назначению в соответствии с техническими условиями гарантирует получение положительного результата, поскольку обеспечено запасом работоспособного состояния техники.

Ресурс бурового инструмента может определяться длиной интервала или временем бурения при достижении определенной механической скорости.

Ресурс бурового инструмента определяется сохранением вооружения: геометрической формы, параметров приострения резцов, диаметра инструмента на определенном этапе породоразрушающего воздействия. Для шарошечных долот ресурс определяется и сохранением работоспособности опор вращения (подшипников) шарошек. Чем длительнее будет этот этап, тем выше эффективный ресурс бурового инструмента.

Эффективный ресурс бурового инструмента определяется длительностью этапа породоразрушающего воздействия, при котором достигается максимальная и близкая к ней механическая скорость бурения.

В то же время очевидно, что если происходит механическое разрушение породы, то ресурс инструмента объективно ограничен. Если разрушается и изнашивается порода, то будет изнашиваться и разрушаться сам буровой инструмент.

Таким образом, любой породоразрушающий инструмент, предназначенный для разрушения породы одним из механических способов, не может иметь неограниченный ресурс и быть абсолютно универсальным по породоразрушающему действию.

Поэтому разработка инструмента в направлении совершенной высокоресурсной, универсальной и производительной системы связана с переходом на микроуровень с заменой полей механических напряжений, под действием которых происходит разрушение породы, на поля иной природы. Например, тепловое поле, которое может обеспечить плавление породы, электромагнитное поле для дробления пород при реализации электроимпульсного бурения, поле плазмы, силовое и температурное поля светового лазерного импульса и др. Такие инструменты могут быть универсальны (при корректировке параметров управления), иметь неограниченный ресурс и высокую производительность.

По оценкам специалистов, на пути к реализации подобных инструментов и технологий рациональным промежуточным этапом развития может быть комбинирование механического разрушения пород резанием, скалыванием или дроблением с термическим или электротермическим. В данном случае интенсификация разрушения достигается за счет наложения поля механических напряжений и температурного поля.

При механическом разрушении горных пород ресурс инструмента напрямую определяется его износостойкостью.

Основными направлениями повышения износостойкости инструмента, повышающими его эффективный ресурс, являются:

• разработка высокопрочных, повышенной сопротивляемости к динамическим нагрузкам и терморазупрочняющему воздействию твердых и сверхтвердых материалов, таких как сплавы типа ВК или пластины с поликристаллическими алмазами *PDC*;

• защита изнашиваемых поверхностей корпуса и вооружения долот наплавляемыми твердыми сплавами и поликристаллическим алмазным покрытием;

• разработка долговечных, в условиях высокого гидростатического давления и абразивного воздействия, опор шарошечных долот.

• повышение эффективности отвода тепла от бурового инструмента, прежде всего его породоразрушающих элементов;

• повышение прочности резцов и корпусов бурового инструмента методами поверхностного и объемного упрочнения;

• снижение динамических нагрузок на буровой инструмент, возникающих при вибрации буровой компоновки и самого инструмента вследствие разрушения неоднородных и трещиноватых пород;

• создание инструментов с формами торца и схемами вооружения, обеспечивающими равномерный износ рабочих породоразрушающих поверхностей (торцевой, боковых наружной и внутренней);

• создание инструментов с рабочими породоразрушающими поверхностями или резцами, обеспечивающими при изнашивании сохранение начальных геометрических параметров вооружения (эффект самозатачивания);

• создание инструментов, у которых осуществляется восстановление рабочих породоразрушающих поверхностей одновременно с разрушением породы.

Разработка высокопрочных, повышенной сопротивляемости динамическим нагрузкам и терморазупрочняющему воздействию твердых и сверхтвердых материалов. При ударном бурении, а также бурении шарошечными долотами особенно твердых горных пород изнашивание породоразрушающих элементов сопровождается их скалыванием вследствие динамических нагрузок.

Спеченные твердые сплавы состоят из карбида вольфрама WC и кобальта Со в различных процентных отношениях. Карбид вольфрама придает сплаву высокую твердость и износостойкость, но при этом он весьма хрупок.

Кобальт – ковкий и вязкий металл, в расплавленном состоянии он хорошо смачивает зерна карбида вольфрама и при затвердении прочно связывает их.

Спеченный сплав типа ВКЗ, ВК6, ..., ВК25 изготавливают из порошковой смеси карбида вольфрама и кобальта путем прессовки в специальных графитовых пресс-формах и спекания при температуре ниже температуры плавления карбидов.

Цифры в марке сплава соответствуют процентному содержанию кобальта, в зависимости от которого сплавы отличаются, прежде всего, прочностью на изгиб, плотностью и твердостью. В данном случае возникает противоречие, которое состоит в том, что очень твердый сплав с высоким содержанием WC, отличаясь высокой износостойкостью, приобретает хрупкость, а значит, низкую сопротивляемость скалыванию при динамических нагрузках.

Компания Sandvik (Швеция) разработала твердосплавный материал (Dual Property – DP) для изготовления вставок долот для ударновращательного бурения. За счет варьирования содержанием кобальта достигается изменение твердости и прочности материала. При изготовлении породоразрушающих вставок производится изменение характеристик материала послойно по их сечению, что позволяет получить на поверхности и в центре вставки максимальную твердость, а в среднем слое пониженную твердость, что в целом приводит к более высокой прочности породоразрушающего элемента. Варьируя составом и размерами слоев, специалисты компании Sandvik добиваются высокой сопротивляемости бурового инструмента износу и разрушению при бурении конкретных горных пород (рис. 3.17).

При бурении одной из проблем предохранения алмазных резцов от разрушения, как природных, так и искусственных, является термическое разупрочнение. Природа термического разупрочнения природных алмазных резцов определяется наличием в них инородных включений в виде иных минералов, коэффициенты теплового расширения которых выше, чем у алмаза. Именно поэтому при нагреве до температуры существенно ниже той, при которой алмаз может разрушаться (до 1 000 °C), может происходить его растрескивание и разрушение. В данном случае проблема может быть решена только за счет применения алмазов высокого качества с минимальным содержанием инородных минералов.



Рис. 3.17. Породоразрушающая вставка *DP* компании *Sandvik* и её характеристика твердости

Для резцов из искусственных алмазов, таких как резцы *PDC (policristalline diamont cutters)*, проблема неравномерности теплового расширения определяется их конструкцией и технологией изготовления. Резцы *PDC* состоят из дисков с синтетическими алмазами и более толстой подложки сцементированного кобальтом карбида. Кобальт обеспечивает сцепление алмаза с подложкой, являясь связующим материалом. При наращивании алмазной пластины кобальт проникает в алмазный слой вследствие диффузии под давлением и при высокой температуре.

Кобальт имеет более значительный коэффициент теплового расширения, чем алмаз. Поэтому при бурении и нагреве резцов долота кобальт расширяется больше, чем алмаз. При температуре 700 °C расширение кобальта приводит к нарушению сцепления кобальта и алмаза, поэтому резцы *PDC* не следует нагревать до более высокой температуры. Чтобы преодолеть это ограничение производят термостойкие алмазные пластины *PDC (TSP)* путем обработки новых пластин в кислоте с целью выщелачивания кобальта. Резцы *TSP* устойчивы при температуре 1 150 °C, но возникает проблема прикрепления их к основе. В этом случае можно применить только механическое соединение, а не припаивание. Вместо кобальта можно использовать кремний, который при соединении с алмазом дает карбид кремния. Карбид кремния имеет меньший коэффициент теплового расширения и позволяет резцам *PDC* работать при температуре 1 150 °C, поэтому имеются проблемы закрепления резцов.

Резцы *PDC* в сравнении с природными алмазами способны выдерживать большие динамические нагрузки, но уступают природным алмазам по износоустойчивости. Эти две противоречащие друг другу характеристики зависят, прежде всего, от размера алмазных зерен, образующих поликристалл. Мелкие зерна повышают сопротивляемость износу, но снижают динамические характеристики и, наоборот, крупные зерна алмазов, повышая сопротивляемость динамическому воздействию, снижают защиту от износа. Для повышения сопротивляемости износу при сохранении высокой динамической прочности поликристаллы изготавливают их смешанных по крупности зерен, от средних по размеру до самых мелких.

Эффективность резцов *PDC* зависит от толщины алмазного слоя, которая зависит от диффузии кобальта в вольфрамо-кобальтовой подложке в алмазный слой, а также от напряжений при тепловом расширении подложки при изготовлении пластины *PDC* и её последующей усадке. Высокие остаточные напряжения и не заплавленные зерна алмазов в результате неполного проникновения кобальта могут вызвать расслоение и разрушение резцов. Все это ограничивает возможности создания более массивного алмазного слоя. В усовершенствованных резцах *ASTRA* используется не плоская поверхность подложки (рис. 3.18, *a*), а рифленая, с насечками и сложной поверхностью, повышающей площадь сцепления алмазного слоя с подложкой до 20–40 % (рис. 3.18, *б*, *в*).



Рис. 3.18. Варианты изготовления пластин *PDC*: *а* – плоская подложка; *б* – рифленая поверхность подложки с фаской; *в* – возможные варианты выполнения рифленой поверхности подложки

Для повышения изностойкости алмазного слоя от действия динамических нагрузок, особенно на этапе приработки инструмента, алмазные резцы выполняют с фаской, предотвращающей скалывание острого края резцов (рис. 3.18, б).

Компания *Smiht Bits*, учитывая, что жестко закрепленные в корпусе долота пластины *PDC* получают односторонний износ, разработала долота с резцами *ONYX 360* и *ONYX II*, которые установлены в наиболее нагру-

женных частях торца долота с возможностью вращения в процессе резания-скалывания породы вокруг продольной оси резца на 360° (рис. 3.19). Возможность проворота резца обеспечивает равномерное по периметру изнашивание резца и рост его ресурса.

Наплавка на зубья шарошечных долот, выполняемая электродами с высокой температурой плавления, не позволяет получить качественное покрытие из-за так называемой температурной деградации твердого сплава. Слой сплава получается пористым, прочностные характеристики твердого сплава заниженными. Для повышения качества поверхности применяют специальные выдвижные электроды с тонкой оболочкой, которые позволяют быстро, не перегревая сплав, наносить слой твердого покрытия на зубцы. В результате получается плотная без трещин поверхность с высоким уровнем сопротивления износу и эрозии.

Для упрочнения поверхности и повышения качества поверхности зубьев шарошек в настоящее время применяют методы порошковой металлургии и горячего прессования.

Профилированные вставки для шарошечных долот с синтетическим поликристаллическим алмазным покрытием (рис. 3.20) отличаются более высоким уровнем износостойкости имеют высокие ударные и тепловые характеристики. На куполе слой алмаза имеет максимальную толщину, утончающуюся к краям. Покрытие выполняют трехслойным для обеспечения наилучшего соединения алмазного слоя и подложки с целью устранения напряжений между ними из-за разности теплового расширения.



Рис. 3.19. Резец ОNYX 360



Рис. 3.20. Твердосплавная вставка с алмазным покрытием

В табл. 3.5 приведены характеристики слоев покрытия вставок шарошечных долот.

На долотах *PDC* для защиты корпуса от изнашивания выполняют следующие защитные элементы:

• двухслойное покрытие корпуса долота:

• первый слой – защитное покрытие из плотной массы ультратвердых вольфрамовых карбидов;

• второй слой – порошковое покрытие, имеющее гетерогенную смесь металлических порошков из пылеобразных матричных компонентов карбидов вольфрама, выполненное методом газопламенного напыления с одновременным проплавлением, что обеспечивает сопротивление ударным нагрузкам, выполняет роль антивибрационного покрытия и защищает долота от изнашивания и эрозии, в том числе и при высокой температуре;

• упрочненный корпус долота за счет покрытия сплавом WCo;

• антисальниковое покрытие корпуса долота специальным сплавом снижает налипание породы на корпус и лопасти долота, что положительно сказывается на производительности бурения.

Таблица 3.5

Алмазный слой	Размер алмазных зерен, мк	Алмаз	Кобальт	Карбид вольфрама	Толщина, мм
Верхний	8	95	5	0	0,25
Средний	8	62	16	22	0,25
Нижний	8	42	16	42	0,25
Подложка			18	82	

Характеристика поликристаллического алмазного покрытия твердосплавной вставки

Разработка долговечных в условиях высокого гидростатического давления и абразивного воздействия опор шарошечных долот. Ресурс шарошечного долота определяется в равной степени изнашиванием как вооружения, так и опор шарошечных долот. В настоящее время применяют маслонаполненные опоры для шарошек, оснащенные совершенными сальниками для защиты полости с подшипниками от попадания бурового раствора и абразива.

Система защиты опор шарошек предусматривает наличие диафрагмы, уравновешивающей давление внутри полости с подшипниками и гидростатическое давление, что снижает вероятность проникновения раствора внутрь полости.

В качестве сальников применяют резинометаллические конструкции и сальники из эластомера. Профиль сальников выполняется овальным для повышения поверхности прилегания.

В качестве опор вместо роликовых подшипников применяют подшипники скольжения, которые более долговечны, так как имеют большую опорную площадь. Подшипник скольжения изготавливают в виде плавающей втулки из сплава бериллия и меди. В качестве твердой смазки применяют серебряное покрытие. Все это позволяет снизить трение и износ опоры.

Все поверхности опор скольжения шлифуются, обеспечивая минимальное трение.

**Повышение эффективности отвода тепла от бурового инструмента.** По данным специалистов Тульского научно-исследовательского горного предприятия (ТулНИГП) [5], для снижения износа алмазных резцов бурового инструмента важно учитывать теплопроводные свойства материала матрицы, которые должны быть максимально близки к теплопроводности самих алмазов для быстрого отвода тепла от режущих граней алмазов при бурении. Наиболее близка к алмазам по значению теплопроводности матрица, состоящая из смеси ВК с медной связкой.

Определенную роль при отводе тепла от породоразрушающих элементов имеет и материал корпуса инструмента. В данном случае следует использовать материал с более высоким уровнем теплопроводности. По данным из работы

[5], изготовление корпусов коронок из композиционного материала ДЗО-ЖМ, теплопроводность которого более чем в 2 раза выше стали 20, позволило снизить нагрев рабочего торца инструмента на 120° и повысить его ресурс.

С целью интенсификации отвода тепла от рабочих поверхностей создают буровой инструмент [5] с тепловыми трубами, располагаемыми в матрице и корпусе коронок и частично заполненными теплоносителем. Эффективная теплопроводность «тепловых труб» в десятки раз выше, чем меди, серебра, алюминия и др. высоко теплопроводящих металлов.

**Тепловая труба** – устройство, способное передавать большие тепловые мощности при малых перепадах температуры. Состоит из герметичной трубы, частично заполненной жидким теплоносителем, который, испаряясь у одного конца (нагреваемый конец) тепловой трубы, поглощает теплоту, а затем, испаряясь и конденсируясь на другом (более холодном) конце трубы, отдает её. Жидкость из зоны конденсации возвращается в зону нагрева под действием силы тяжести или по специальным капиллярам.

По данным ТулНИГП [5], каналы в коронках целесообразно заполнять теплоносителем, например водой на 25 % их объема, что позволяет оптимально решить задачу отвода тепла от рабочих поверхностей коронок. Для применения разработаны и испытаны алмазные коронки с тепловыми трубами типа МЦПИМ.

Повышение прочности резцов и корпусов бурового инструмента методами поверхностного и объемного упрочнения. Поверхностное и объемное упрочнение бурового инструмента используется как отдельные технологические операции, так и в сочетании с другими.

Методы поверхностного упрочнения достаточно разнообразны, но в бурении нашли применение такие, как упрочнение поверхностей труб токами высокой частоты, деформационное упрочнение резьбовых соединений обкаткой роликом, абразивная обработка поверхностей алмазов, твердых сплавов после их спекания, комбинированная абразивно-элекролитическая обработка и др.

Основной недостаток поверхностного упрочнения состоит в том, что малая толщина упрочненного слоя не способна значительно повысить ресурс инструмента, а особенности методов не позволяют производить обработку инструментов в собранном готовом виде [5, 26].

С этих позиций существенно выше эффект от применения методов объемного упрочнения, т. е. глубинного, затрагивающего значительную часть или всю внутреннюю структуру материала. В данном случае наиболее отработанной технологией упрочнения бурового инструмента является метод криогенной обработки и предложенный в Томском политехническом университете метод радиационного упрочнения путем облучения малыми дозами гамма-квантов или электронов [23], что вызывает перестройку кристаллов и резкое улучшение физических свойств.

Увеличение прочности обрабатываемого материала при криогенной обработке и облучении достигается за счет сокращения числа и размеров дефектов материала, осуществляемого в процессе глубокого охлаждения, т. е. сжатия структурных элементов и структурной перестройки материала.

Для криогенной обработки применяют жидкий азот, который используют для упрочнения инструмента не только в бурении, но и машиностроительной отрасли. Температура охлаждения инструмента в азоте составляет не менее – 196 °C.

По различным данным обработка инструмента в жидком азоте позволяет увеличить ресурс инструмента до 2 раз, механическую скорость – в 1,2–1,3 раза. Радиационное облучение инструмента позволяет повысить его ресурс в 1,5 раза, а механическую скорость – на 20–40 % [23].

Перспективным направлением упрочнения бурового инструмента является комплексная обработка, основанная на низкотемпературной закалке азотом и облучении малыми дозами гамма-квантов, что дает возможность осуществить радиационный отжиг и регулировать показатели прочности, понижая хрупкость, полученную материалом при охлаждении в азоте [23].

Важным обстоятельством, определяющим равномерность изнашивания алмазного бурового инструмента, является получение матриц, обладающих равной прочностью и твердостью материала по всему объему. Существенные отклонения прочности и твердости матрицы возможны при их изготовлении. Поэтому одним из направлений повышения ресурса инструмента является совершенствование технологий его изготовления, обеспечивающих равномерную прочность матричных колец.

Снижение динамических нагрузок на буровой инструмент. В процессе бурения инструмент на забое подвергается действию продольных и поперечных колебаний, влияющих негативно на ресурс инструмента и его повышенный износ, особенно при бурении трещиноватых горных пород.

Снижение динамических нагрузок на инструмент при вращательном бурении достигается применением средств гашения колебаний бурильной колонны.

Для снижения колебаний бурового инструмента известны разработки специалистов ТулНИГП [5] по созданию алмазных коронок с матрицами и корпусами, отличающимися использованием материала с высокой демпфирующей способностью.

**Демпфер** (нем. dämpfer – глушитель) – принудительное гашение колебаний системы.

Для матриц подбирается размер частиц твердосплавной шихты: порошка карбида вольфрама и износостойкого наполнителя, что позволяет получить определенную структуру матрицы, гасящую колебательные процессы, и за счет этого снизить динамическое воздействие на алмазные резцы [5]. В этом же направлении выполнены работы по созданию алмазного бурового инструмента с корпусами из композиционного вибропоглощающего материала Д30-МП.

Испытания коронок с матрицами и корпусами, выполненными из демпфирующих материалов, показало рост эксплуатационных показателей на 25–30 % [6].

Для снижения динамических нагрузок на резцы и матрицы коронок осуществляют их наклон в сторону, обратную направлению движения, задавая отрицательные значения передних углов.

**Равномерный износ рабочих поверхностей бурового инструмента** обеспечивается за счет формы торцевой части, спроектированной с учетом линии износа. Пример подобного решения представлен на рис. 3.10.

В Институте сверхтвердых материалов НАН Украины ведутся работы по созданию бурового инструмента, который бы обеспечивал равномерность износа матрицы коронки за счет распределения нормальных нагрузок на алмазные резцы пропорционально их прочности и концентрации в матрице [2]. С этой целью матрица коронки выполнена в виде двух сопрягающихся колец, насыщенных алмазами. При этом алмазосодержащие кольца имеют равную толщину и образуют скошенный торец (рис. 3.21). Угол скоса а торца определяется из выражения

$$\alpha = \arcsin \sqrt{\frac{F_2 K_2}{F_1 K_1}},\tag{3.18}$$

где  $F_1, F_2$  – разрушающая нагрузка алмазов в кольцах 1 и 2;  $K_1, K_2$  – концентрация алмазов соответственно в кольцах 1 и 2.

Максимальные нормальные нагрузки испытывают алмазы на плоском торце, перпендикулярном оси коронки. С уменьшением угла наклона  $\alpha$  нагрузки на боковую поверхность торца снижаются пропорционально величине  $\sin^2 \alpha$ . Таким образом, варьируя значениями угла  $\alpha$ , концентрацией и прочностью алмазов, создается конструкция, обеспечивающая равномерный износ матрицы коронки, так как алмазы на рабочих поверхностях колец испытывают нагрузки, которые пропорциональны их прочности и концентрации в матрице.



Рис. 3.21. Схема профиля коронки

Известны и другие, достаточно многочисленные варианты создания буровых инструментов, в которых учитывается необходимость равномерного изнашивания рабочих поверхностей с целью повышения эффективности бурения.

Эффект самозатачивания реализуется за счет формы и конструкции резцов или матриц бурового инструмента.

Например, резец коронки СА для бурения абразивных горных пород средней твердости выполнен из прямоугольных штабиков 2, обвязанных лентой и пропаянных латунью (рис. 3.22, *a*). При изнашивании торцевой части резца поверхность износа *l* для каждого штабика имеет криволинейную притупленную форму, а в целом геометрия торцевой части резца практически мало изменяется.

Секторы алмазной мелкорезцовой импрегнированной коронки БИТ (рис. 3.22,  $\delta$ ) выполнены наклонными в направлении их движения при бурении имеют алмазосодержащий слой 4 и слой без алмазов 5. При бурении слой 5 изнашивается быстрее чем слой 4, поэтому сектор опирается на забой торцом слоя 4, геометрия которого не меняется при изнашивании. Исследования показали, что в данном случае достигается более высокая механическая скорость бурения, больший ресурс инструмента и отсутствует традиционная связь между темпом падения механической скорости и изнашиванием коронки при бурении.

Восстановление рабочих породоразрушающих поверхностей параллельными с разрушением породы процессами мало используется в настоящее время по сравнению с представленными выше методами.

Например, известно дисковое долото с системой восстановления угла заточки диска *l* абразивной, прижимаемой к диску деталью *2* (рис. 3.23, *a*). Таким образом, изнашиваясь и притупляясь на забое, диски долота проворачиваются и затачиваются в противоположной от забоя точке.



Рис. 3.22. Схемы самозатачивающихся породоразрушающих элементов: *а* – резец коронки СА (породы средней твердости, абразивные); *б* – сектор алмазной коронки БИТ: *1* – линия износа; *2* – твердосплавные штабики; *3* – обвязка штабиков; *4* – алмазосодержащий слой; *5* – слой матрицы без алмазов



Рис. 3.23. Схема инструментов с восстанавливаемыми породоразрушающими поверхностями

Для восстановления породоразрушающей поверхности могут применяться различные механические, электрохимические способы затачивания и восстановления. Например, для определенных условий может использоваться инструмент для вращательного бурения с подвижными лентами, на которых размещены породоразрушающие элементы (рис. 3.23,  $\delta$ ). Если в зоне II происходит разрушение породы и изнашивание инструмента, то в зоне I может быть предусмотрено восстановление рабочих поверхностей инструмента.

### 3.2.4. Методы изучения изнашивания инструмента при взаимодействии с горной породой. Абразивность горных пород

Абразивность горных пород – способность горной породы, как в агрегатном, так и разрушенном состоянии изнашивать буровые инструменты в процессе трения.

Известны следующие основные методы изучения абразивного изнашивания металлов и сплавов, работающих в контакте с горной породой [25, 27].

1. Метод бурения-резания состоит в абразивном изнашивании твердосплавных резцов применительно в работе вооружения долот режущескалывающего действия. Истиранию о породу подвергаются два стержня под действием осевого усилия и крутящего момента (рис. 3.24, *a*). Метод предложен Е. Ф. Эпштейном, Н. И. Любимовым и др.

2. Метод истирания, или сверления, породы эталонными стержнями (рис. 3.24, б) предложен Л. И. Бароном, М. И. Койфманом и др.

Испытывается стержень, изготовленный из стали У8 диаметром 8 мм, под нагрузкой 15 H, при частоте вращения 400 мин<sup>-1</sup> за 10 мин. Показатель абразивности рассчитывается по формуле

$$A_{\rm a6p} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \Delta q_i}{2n},\tag{3.19}$$

где  $\Delta q$  – потеря веса стержня, мг; *n* – число парных опытов.

Для метода сверления составлена классификация горных пород по абразивности (табл. 3.6).

3. О. Н. Голубинцев для оценки абразивности горных пород предложил метод, оценивающий показатель абразивности одновременно с определением твердости горной породы. С этой целью индентор вдавливают в породу, одновременно вращая. Подобный метод, получивший название «сверление», использовался ранее М. М. Протодьяконовым и В. И. Карповым.

4. Метод изнашивания эталонного стержня на цилиндрической вращаемой поверхности керна, предложенный Б. Фишем и др. (рис. 3.24, *в*).

#### Таблица 3.6

Класс породы по абразивности	Название класса	Показатель абразивности	Пример соответст- вия горных пород классу абразивности
Ι	Весьма мало абразивные	5	Мрамор
II	Мало абразивные	10	Аргиллит
III	Ниже среднего абразивные	18	Джеспилит
IV	Среднеабразивные	30	Кварц
V	Выше среднего абразивные	45	Граниты, песчаник
VI	Повышенно абразивные	65	Гнейсы, граниты
VII	Высоко абразивные	90	Порфирит
VIII	В высшей степени абразивные	Более 90	Корундосодержащие

Классификация горных пород по абразивности

Прижатый к керну стержень одновременно с вращением керна продвигается по его поверхности. Данный метод позволяет производить истирание стержня по поверхности породы, не засоренной продуктами износа.

5. Метод изнашивания кольца при трении скольжения по поверхности породы. Изнашивание производится при охлаждении кольца и равномерной подаче горной породы. Таким образом, данный метод позволяет оценить влияние среды на процесс изнашивания металлов и сплавов (рис. 3.24, *г*).

6. Метод изнашивания металла при ударном взаимодействии с горной породой, предложенный В. Н. Виноградовым, Г. М. Сорокиным и Г. К. Шрейбером, подобен методу сверления, но при этом эталонный образец совершает не вращательное, а возвратно-поступательно движение, нанося удары по поверхности образца породы.

7. Метод буровой коронки позволяет максимально приб-лизить условия эксперимента к реальным условиям бурения, поскольку исследование произ-водится при бурении коронками малого размера при осевом усилии 500 даН, частоте вращения 200 мин<sup>-1</sup> и подаче воды для охлаждения коронки 10 л/мин. Показатель абразивности в данном случае рассчитывается по формуле

$$A_{\rm k} = \frac{P_1 - P_2}{l},\tag{3.20}$$

где  $P_1$ ,  $P_2$  – масса коронки до и после бурения, г; l – интервал бурения, м.

Как показывают результаты работ по определению абразивности вышеперечисленными методами, основной проблемой их применения является сходимость воспроизводимых результатов при исследовании характеристики изнашивания бурового инструмента. Поэтому названные методы имеют достаточно узкое применение при выполнении специализированных исследовательских работ. 8. Метод изнашивания свинцовой дроби в мелкодисперсном порошке разрушенной породы (определение категории горных пород по буримости по ОСТ 41-89–74 для вращательного и ударно-вращательного бурения горных пород при разведочном бурении на твердые полезные ископаемые и воду). Коэффициент абразивности  $K_{a\delta}$  исследуемой породы определяют по формуле

$$K_{\rm a\delta} = \frac{Q}{100},\tag{3.21}$$

где Q – потеря в результате абразивного износа об испытываемую породу массы свинцовой дроби, мг.



Рис. 3.24. Схемы изнашивания образцов из металла или сплавов при изучении абразивности горных пород: *P* – нагрузка на образец; *v*<sub>п</sub> – скорость подачи; *l* – образец из металла или сплава; *2* – горная порода; *3* – охлаждение диска

Потеря массы свинцовой дроби определяется на устройстве ПОАП-2М в течение 20 мин. С этой целью в специальные керамические стаканы помещают по 1 см<sup>3</sup> породы из полученной при определении  $F_{\pi}$  пробы в виде мелкой фракции и дробь № 4 (21 дробинка для одной пробы), № 5 (26 дробинок) или № 3 (14 дробинок). Массу дроби в пробе определяют перед проведением испытаний.

Помещенные в стаканы породу и дробь истирают в вибраторе ПОАП. После испытаний дробь промывают, протирают и вновь взвешивают. В результате определяют разницу массы дроби Q до и после испытаний.

Коэффициенты динамической прочности и абразивности определяют по двум пробам, а результат испытаний считается приемлемым, если разница среднеарифметического отклонения двух значений не превышает 25 %.

# 3.3. Классификация и описание горных пород, предназначенные для выбора типа долот

В результате определения твердости и абразивности основных типов горных пород для выбора долот используется классификация, в основе которой обозначение твердости горных пород в соответствии с классификацией (см. табл.3.1). В дополнение к твердости учитывается также высокая степень абразивности горной породы. Высокая степень абразивности породы обозначается буквой «З».

Данная классификация включает следующие горные породы.

**М** – алевролит глинистый плотный, антрацит, аргиллит средней плотности, гипс плотный, рыхлые доломиты, змеевики с включением асбеста, змеевик отапькованный, известняк мягкий, конгломерат слабых осадочных пород на известково-глинистом цементе, карналлит мергель, сланец охристый, сланец углистый с прослойками глины, хлоритовый, серицитовый, тинистый, углистоглинистый, уголь.

**M3** – колчедан зоны выветривания, ракушечник, сланец кварцевосерицитовый, сланец песчанистый слабый, соль каменная, опока тонкозернистая, мергель, брекчия, лимонит, крепкие угли.

С – известняки, алевролиты, аргиллиты, конгломераты осадочных пород, песчаники слабосцементированные, доломиты, сланцы выветренные, сланцы охристые и углистые, угли средней крепости. Выветренные базальты, диабазы, габбро, пегматиты, порфириты, амфиболиты, туфы.

СЗ – слабо окварцованные плотные известняки, окремненные глинистые сланцы, метаморфированные сланцы, песчаники аркозовые, магнезиты. Выветренные трещиноватые граниты, порфириты, гранодиориты, кварцевые породы – альбитофиры, порфиры.

**Т** – альбитофиры, березиты плотные, базальты пористые, доломиты, известняки тонкозернистые, доломитизированные, очень плотные, сланцы окварцованные, сидериты липариты мелкозернистые, опоки кремнистые, пегматиты слюдистые, туфы порфировые, туфобрекчии альбитофиров, туфопесчаники, филлиты, фосфориты плотные окремненные.

**ТЗ** – альбитофиры кварцевые, апатит березиты окварцованные, диабазы крупно- и среднезернистые, габбро, диориты твердые, дуниты среднезернистые, известняки окварцованные, песчаники среднезернистые плотные, сидериты окремненные, перидотиты, змеевик окремненный, березиты плотные, габброамфиболиты, гнейсы крупнозернистые и среднезернистые, доломиты окварцованные, известняки окварцованные, кварциты с сульфидами, магнезиты окварцованные, пегматиты слюдистые, пироксениты, порфириты среднезернистые, сиениты среднезернистые, титаномагнетитовая порода, фосфориты окремнелые.

**ТКЗ** – базальты среднезернистые и мелкозернистые, габбро мелкозернистые, граниты мелкозернистые, гранодиориты мелкозернистые, гнейсы биотитовые, гнейсы пироксеновые, гнейсы кварцевые, джеспилиты плотные, диабазы мелкозернистые, диориты окварцованные, известняки кремнистые, пегматиты слабые, песчаники кремнистые плотные, порфиры кварцевые, порфиры мелкозернистые, роговики железистые, сиениты плотные мелкозернистые, сиениты нефелиновые, сланцы кремнистые яшмовидные.

К – альбитофиры окварцованные, андезиты и базальты плотные, диабазы и габбро плотные, граниты крупно- и средне-зернистые, кварциты, песчаники кварцевые, порфириты и роговики плотные, скарны окремненные, яшма.

**ОК** – андезиты сливные, джеспилиты сливные, кварциты, кремень, микрокварциты сливные, роговики магнетито-роговообманковые, магнетитовые скарны окремненные, титано-магнетитовые сливные породы, яшмы сливные.

Учитывая, что долота в соответствии с ГОСТ 20692–75 маркируются аналогично, то выбор долота, соответствующего типу горной породы, представляется достаточно простым.

# 3.4. Оценка буримости горных пород физическими дистанционными методами

Современное бурение является наиболее информативным инструментом исследования недр. Для развития методов изучения недр осваиваются технологии получения научной, технико-технологической и геологогеофизической информации в процессе бурения или по данным геофизической съемки такими методами, как акустический каротаж, гамма-каротаж и др. Эта информация поможет по косвенным данным определить тип породы и спрогнозировать вероятную твердость горных пород, что позволит выбрать для бурения тип долота и оптимизировать параметры режима бурения.

Для решения названных задач в практике бурения скважин и при лабораторных исследованиях применяют метод, основанный на регистрации и анализе акустических колебаний, возникающих в результате взаимодействия бурового инструмента с породой на забое буримой скважины.
Существование акустического поля при механическом разрушении горных пород обусловлено явлением вызванной акустической эмиссии.

*Акустическая эмиссия* – излучение акустических колебаний, вызванных динамической перестройкой структуры материала в процессе деформирования и разрушения (разрыва связей).

При бурении акустическая эмиссия возникает при образовании микротрещиноватости в процессе взаимодействия резцов инструмента с породой. Излучаемый при этом сигнал имеет спектр, который устойчиво зависит как от механических свойств и структуры горных пород, так и режима разрушения горных пород (поверхностное истирание, усталостное или объемное разрушение).

При стендовых исследованиях акустическими датчиками определялась зависимость регистрируемых спектров от параметров режима бурения (осевой нагрузки, частоты вращения и др.). Эксперимент показал, что при стабильных режимах бурения породы одного состава акустические сигналы характеризуются практически одинаковыми частотными спектрами, обусловленными явлением вызванной акустической эмиссии. При изменении литологического типа породы спектра претерпевают изменения. Стабильность характеристических частот обусловлена особенностями образования микротрещин в зоне воздействия породоразрушающего инструмента на породу.

Наряду с методом вызванной акустической эмиссии для исследования процессов разрушения горных пород в Томском политехническом университете разработаны аппаратура и методики регистрации импульсного электромагнитного поля, позволяющие оценивать сопротивление твердых тел разрушению. Данным метод позволяет фиксировать процессы зарождения и развития трещин при нагружении путем измерения потенциала электромагнитного поля, который меняется при изменении электромагнитной ситуации внутри тела за счет деформаций кристаллических решеток и образования разрывов связей внутри кристаллов.

При промысловом бурении, когда требуется осуществить оптимальный выбор бурового инструмента, в качестве значений о твердости горных пород используют данные акустического каротажа в сочетании с другими геофизическими методами, такими как гамма-каротаж и газовый каротаж. Скорость прохождения звука через горные породы зависит от их плотности и твердости соответственно. Именно этот объективный фактор является основой метода. С этой целью разработана программа определения прочности горных пород по данным акустического каротажа (*RSA*). С помощью системы *RSA* можно определить твердость горных пород с учетом естественных условий их залегания на глубине, т. е. действующего горного давления, упрочняющего породу, а также степень анизотропии и условия залегания. Подобный анализ позволяет оптимизировать процесс бурения и обеспечить выбор более эффективного инструмента, рекомендовать наиболее верные параметры режима бурения и предусмотреть меры по снижению естественного искривления скважины.

Например, для исследования прочностных свойств горных пород дистанционными методами может использоваться кросс-дипольный акустический каротаж (*CDX*) серии *Compact* компании *Weatherford*. Зонд диаметром 2,5 дюйма позволяет получить параметры для построения моделей волн, провести анализ механических свойств горных пород, а также наличие, степень и ориентацию анизотропии горных пород, а полученные данные могут транспортироваться как по кабелю, так и иными беспроводными средствами передачи информации, например гидравлическому или электромагнитному каналам связи забойных телеметрических систем (3TC). Исследования по технологии кросс-дипольного акустического каротажа возможны и через буровой инструмент.

Таким образом, наряду с традиционными методами исследования прочностных свойств горных пород, их буримости развиваются и находят применение методы дистанционной диагностики, возможности которых достаточно велики, особенно при использовании в сочетании с возможностями компьютерных технологий.

#### Контрольные вопросы и задания к главе 3

1. Дайте определение твердости горных пород и назовите методы её определения. Классификация горных пород по твердости.

2. Назовите основные параметры свойств горных пород, определяемые при испытании горных пород на твердость по методике проф. Л. А. Шрейнера.

3. Что такое удельная контактная работа разрушения горных пород при вдавливании индентора?

4. Каково влияние воды и водного раствора с поверхностноактивными веществами (ПАВ) на твердость горных пород?

5. Как влияет диаметр индентора на твердость и удельную контактную работу разрушения горных пород?

6. В чем особенности механизма разрушения горных пород при вдавливании нескольких инденторов?

7. Что такое анизотропия горных пород и каковы особенности определения твердости анизотропных горных пород?

8. Дайте определение изнашиванию бурового инструмента. Каковы меры изнашивания?

9. Каковы особенности изнашивания бурового инструмента при вращательном бурении?

10. В чем состоит влияние внешней среды на изнашивание бурового инструмента?

11. Каково влияние смазывающей способности среды на изнашивание бурового инструмента?

12. Каково влияние охлаждающей способности среды на изнашивание бурового инструмента?

13. В чем состоит механизм термического разупрочнения и изнашивания металла и твердого сплава при бурении?

14. Каково влияние раствора с поверхностно-активными веществами (ПАВ) на изнашивание бурового инструмента?

15. Каково влияние осколков разрушенной породы на изнашивание бурового инструмента?

16. Назовите методы повышения износостойкости бурового инструмента.

17. Что такое ресурс, эффективный ресурс бурового инструмента?

18. Дайте определение абразивности горных пород, назовите методы определения абразивности горных пород и изнашиваемости бурового инструмента.

19. Дайте определение классификации горных пород по абразивности.

20. Какова методика определения абразивности горных пород по изнашиванию свинцовых шариков (дроби) в соответствии с ОСТ 41-89–74?

21. Назовите группы горных пород по твердости и абразивности, принятые для маркировки долот в соответствии с ГОСТ 20692–75.

22. В чем существо и назначение метода акустической эмиссии?

23. Дайте определение лабораторным физическим методам оценки буримости горных пород (методы акустической эмиссии и импульсного электромагнитного поля).

24. Как осуществляется прогнозирование прочностных свойств горных пород методами промысловой геофизики?

25. Назовите задачи, которые могут решаться с использованием оперативных методов оценки физико-механических свойств горных пород.

### Глава 4

### ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ

### 4.1. Общая характеристика механических способов разрушения горных пород при бурении скважин

#### 1. Вращательное бурение. Вращательное бурение резцовым твердосплавным инструментом (лопастными долотами, твердосплавными коронками).

Данный способ и инструменты предназначены для бурения мягких и средних по твердости горных пород как при роторном (с вращением бурильной колонны) бурении, так и бурении забойными двигателями – турбо-, электробурами, винтовыми забойными двигателями.

Реализуются резание и скалывание под действием:  $P_{\rm oc}$  – осевого усилия и  $F_{\rm p}$  – усилия резания (рис. 4.1).

Параметры резца:

α – угол приострения резца;

γ<sub>п</sub> – передний угол резца;

γ<sub>3</sub> − задний угол резца;

β<sub>р</sub> – угол резания.

#### Основные формы резцов:

I – с положительным передним углом;

II – с отрицательным передним углом;

III – самозатачивающийся резец.

#### Вращательное бурение буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих материалов и поликристаллических алмазов.

Применяется для бурения мягких, горных пород средней твердости с пропластками твердых при роторном бурении и бурении турбо-, электро-бурами, винтовыми забойными двигателями.

Элементом вооружения являются вставки из композиционного материала славутич или алмазно-твердосплавные пластины *PDC (policristalline*  diamont cutters) Stratapax (General Electric, США), Sindit (De Beers, ЮАР), алмазно-твердосплавные пластины – АТП (ИСМ и ВНИИалмаз, Украина и Россия соответственно).

Пластинами *PDC* оснащают резцы бурового инструмента, предназначенные в основном для бурения мягких пород и пород средней твердости. Передний угол резцов с *PDC*  $\gamma_{n}$  изменяется от –5 до –25° (рис. 4.2).



Рис. 4.1. Схема параметров вооружения твердосплавного инструмента



Рис. 4.2. Резец с пластиной *PDC*: 1 – слой поликристаллических алмазов; 2 – подложка из твердого сплава; 3 – твердосплавная опора; 4 – корпус коронки

При бурении пластично-хрупких пород разрушение осуществляется вдавливанием, резанием и сдвигом. При бурении хрупких пород (твердых) наблюдается раздавливание и скалывание породы алмазными резцами пластинки.

*Вращательное бурение алмазным однослойным инструментом (алмазные долота, головки, коронки).* Применяется для бурения горных пород средней твердости и твердых.

При бурении алмазным инструментом реализуются смятие, раздавливание, резание, скалывание породы.

Основная форма резцов:

• дробленый (необработанный) алмаз (по мере износа приобретает овальную форму);

• округлый – овализованный алмаз;

• округлый – полированный алмаз.

Размер резцов определяется зернистостью используемых алмазов.

Зернистость алмазов изменяется в основном от 5–10 до 150–200 шт. на карат (1 карат = 0,2 г). Соответственно размер зерен от 3–2,5 мм до 0,8 и менее.

Овализованные и полированные алмазы реализуют в основном раздавливание, необработанные алмазы с острыми гранями резаниескалывание. Для повышения эффективности разрушения алмазы в коронках могут устанавливаться ориентированно наиболее твердыми гранями в направлении резания-скалывания.

При повышении размера алмаза процесс разрушения видоизменяется от резания к скалыванию, далее к раздавливанию и к упругому деформированию.

Более крупные и дробленые алмазы применяют для бурения менее твердых горных пород, более мелкие, овализованные и полированные, для бурения твердых и крепких горных пород.

Алмазный резец закреплен в твердосплавной матрице (WC+Co) и для эффективного разрушения может выступать из матрицы на высоту, в основном, не превышающую <sup>1</sup>/<sub>3</sub> диаметра алмаза.

Алмазный инструмент характеризуется разновысотностью резцов  $(h_1 \neq h_2 \neq h_3)$  на рис. 4.3), которая максимальна на начальном этапе бурения – приработке инструмента.

Для повышения эффективности разрушения горных пород алмазный инструмент изготавливают с заданным выступанием алмазов из матрицы.

Для эффективного разрушения горной породы необходимы высокие значения частоты вращения инструмента (800–1 000 мин<sup>-1</sup>).



Рис. 4.3. Овализованные алмазы в матрице коронки



Рис. 4.4. Схема работы дробовой коронки

*Вращательное бурение алмазными импрегнированными коронками.* Бурение твердых и очень твердых горных пород. При бурении реализуется истирание, микрорезание.

Для эффективного разрушения горной породы необходимы высокие значения частоты вращения инструмента (1 000 мин<sup>-1</sup> и более).

Для изготовления инструмента применяют природные и искусственные алмазы минимальных размеров. Размер зерна 0,9–0,5 мм (зернистость 150 и более шт./кар.).

*Вращательное бурение дробовыми коронками (дробью).* Бурение твердых и очень твердых горных пород (рис. 4.4). Реализуется смятие, раздавливание, скалывание.

Дробовое бурение в значительном объеме применялось до периода широкого использования алмазного инструмента.

### Вращательное бурение шарошечными долотами.

Инструмент дробящее-скалывающего действия (рис. 4.5).

Способ предназначен для бурения горных пород как мягких, так и средней твердости, твердых и самых твердых. При бурении реализуются раздавливание, дробление, скалывание, резание породы при проскальзывании шарошек. Схема взаимодействия шарошки долота дана на рис. 2.44.



Рис.4.5. Геометрические размеры породоразрушающих элементов шарошечных долот для бурения различных по твердости горных пород

Этапы разрушающего действия:

• косой удар – скалывание породы под действием усилия  $P_y$ ;

• раздавливание породы и углубление лунки под действием усилия  $P_z$ ;

• скалывание и подрезание породы при проскальзывании в направлении вращения шарошки.

По мере увеличения твердости горных пород от мягких до средних угол приострения α клиновидных зубьев увеличивается от 30–40 до 80–90°, а размер породоразрушающих зубьев и вставок уменьшается (рис. 4.5). Для бурения твердых и очень твердых пород используются овальные и шарообразные твердосплавные вставки.

Инструмент безударного раздавливающего действия. При бурении дисковые долота, вращаясь, перекатываются по забою и острыми ребрами шарошек раздавливают породу под действием осевого усилия и развиваемых в породе контактных напряжений. Инструмент с зубчато-дисковыми шарошками. Реализует разрушение мягких и средней твердости горных пород резанием-скалыванием зубьями дисковых шарошек *l*, установленных в радиальном направлении относительно корпуса долота (рис. 4.6, 4.7). Вращение и перекатывание шарошек по забою происходит за счет зацепления зубьев с образовавшейся криволинейной поверхностью у стенки скважины.



Рис. 4.6. Схема долота с зубчатодисковыми шарошками



Рис. 4.7. Схема вибрационного бурения

2. Ударное бурение. Реализуется дробление и скалывание упругохрупких горных пород под действием удара.

Для бурения используются ударные способы разрушения горных пород под действием энергии сбрасываемого с определенной высоты бурового снаряда, например ударно-канатное бурение (способ применялся для бурения нефтяных скважин до 1900 г.) или забивной способ с помощью устройства ударного действия.

3. Комбинированное (с вращательным) механическое разрушение горных пород. Ударно-вращательный способ бурения. Реализуется разрушение за счет удара высокого уровня энергии, а вращение инструмента носит вспомогательный характер, определяя схему поражения забоя породоразрушающими вставками долота или коронки. Для бурения используются гидро-, пневмоударники и буровой инструмент с резцами в основном клиновидной и шарообразной формы. Способ успешно применяется для бурения горных пород самой различной твердости и при сооружении скважин различного назначения – взрывных, гидрогеологических, инженерно-геологических, геологоразведочных и др., диаметра и глубины.

*Вращательно-ударный способ бурения.* Способ применяется для бурения твердых горных пород алмазным инструментом при сооружении в основном геологоразведочных скважин.

При бурении реализуется разрушение породы за счет действия осевой силы и усилия резания. Ударное воздействие на породу с высокой частотой, но малой энергией дополняет породоразрушающее воздействие на породу основных факторов, характеризующих врашательное бурение – осевая нагрузка и частота вращения. Для бурения используются алмазный однослойный буровой инструмент или шарошечные долота и высокочастотные гидроударники.

*Гидромеханический способ бурения.* Реализуется при вращательном способе бурения скважин, при котором горные породы разрушаются под воздействием стационарных высоконапорных тонких струй промывочной жидкости (воды или бурового раствора) и механических породоразрушающих элементов (резец, шарошка).

Струями воды формируются щели в породе, а механическим инструментом производится скалывание ослабленных межщелевых блоков. При гидромеханическом разрушении осуществляется непрерывное динамическое и статическое воздействие на забой. Давление жидкости, необходимое для гидромеханического разрушения рыхлых пород, 20–50 МПа, мягких и средней твердости – 70–100, очень твердых – более 150 МПа. Рациональные окружные скорости перемещения насадок 10–40 см/с.

*Термомеханический способ бурения.* Вращательный способ бурения горных пород твердосплавным или алмазным буровым инструментом с одновременным нагреванием до высокой температуры торца инструмента и горной породы на забое. Нагревание породы снижает ее твердость и упругость, повышает пластичность.

**4. Вибрационное бурение.** При вибрационном бурении используются приостренные наконечники (грунтоносы), которые соединяются через бурильные трубы с вибратором (рис. 4.7). Применяется для бурения преимущественно несвязных горных пород (пески). Углубление скважины происходит практически без разрушения горной породы за счет разуплотнения вследствие уменьшения сил трения между слабосвязанными частицами породы.

Компания Sonic Samp Drill разработала технику бурения на основе ударного бурения и высокочастотных вибраций для бурения самых прочных пород. Применение вибрационной установки колонкового бурения (рис. 4.7) позволяет в 1,5–2 раза увеличить производительность по сравнению с традиционными видами бурения. В зависимости от модели буровой установки колонкового бурения вибрационная мощность импульса составляет до 350 кН. В основе системы Sonic заключены два эксцентрика *1*, ко-

торые приводятся в движение двумя высокоскоростными (12 000 мин<sup>-1</sup>) гидромоторами. Гидромоторы генерируют высокочастотные (до 180 Гц) вибрации, которые непосредственно передаются на буровой башмак 2 и вызывают активное разупрочнение и разрушение горной породы.

**5. Шароструйное бурение.** При шароструйном бурении для разрушения горных пород используется энергия большого количества стальных или твердосплавных шаров, многократно соударяющихся с забоем с большой скоростью. Шары приводятся в движение специальным жидкостным или воздушным инжекторным (шароструйным) аппаратом.

На рис. 4.8 приведены схемы, поясняющие связь основных параметров резцов буровых инструментов, таких как размер, угол приострения и передний угол, с твердостью горных пород.



Рис. 4.8. Схемы, показывающие связь размеров резцов *H*, угла их приострения α и переднего угла γ<sub>п</sub> с твердостью горных пород

Как следует из схемы на рис. 4.8, с увеличением твердости горных пород размеры резцов  $H_p$  уменьшаются, угол приострения а возрастает, передний угол  $\gamma_{\pi}$  из положительного становится отрицательным, а его отрицательное значение увеличивается по мере повышения твердости горных пород.

Наиболее производительным из механических способов бурения скважин в твердых породах является процесс бурения забойными пневмоударниками в режиме ударно-вращательного бурения при высоком значении давления подаваемого воздуха (механическая скорость более 20 м/ч по самым твердым породам).

Вращательное и вращательно-ударное бурение алмазным инструментом, шарошечными долотами твердых пород значительно уступают по производительности пневмоударному бурению.

При соударении шаров с твердой горной породой со скоростью порядка нескольких десятков метров в секунду она разрушается. Продукты разрушения частично циркулируют с инжектируемой жидкостью, измельчаются и выносятся из скважины восходящим потоком промывочной жидкости.



Рис. 4.9. Долото *PDC Tornado* после проходки 1 150 м

При бурении скважин на нефть и газ в настоящее время основными инструментами остаются шарошечные долота, реализующие дробяще-скалывающее воздействие на горную породу и долота режущескалывающего действия с резцами типа *PDC*. Если для современных шарошечных долот проходка на долото может составлять 100–200 и даже несколько сотен метров при скорости бурения 10–20 м/ч, то долота с резцами *PDC* показывают выдающиеся результаты при разрушении мягких и горных пород средней твердости: проходка может достигать 1 000 и более метров, а механическая скорость 20–40 м/ч.

Например, в Эвенкии в июле 2012 г. успешно произведена отработка матричного *PDC* долота 215,9 мм серии *Tornado* производства компании *DDI*, США (рис. 4.9). Бурение осуществлялось ротором и винтовым гидродвигателем. Проходка на долото составила 1 150 м до первой реставрации при средней скорости бурения 20 м/ч, максимальная скорость достигала 40 м/ч.

# 4.2. Основные принципы и закономерности разрушения горных пород при бурении

Эффективность бурения определяется объемом разрушенной буровым инструментом породы в единицу времени. Объем разрушенной породы в единицу времени непосредственно связан с величиной мощности *N*, подводимой к забою. Объем породы, разрушаемый в единицу времени, можно определить из зависимости [27]:

$$V = \frac{N}{A_V},\tag{4.1}$$

где N – мощность, подведенная к забою для разрушения породы в единицу времени, кВт ч;  $A_V$  – энергоемкость разрушения породы определенного объема, кВт/м<sup>3</sup>.

Объем разрушенной в единицу времени породы можно найти, используя значение скорости бурения:

$$V = v_{\rm M} F \,, \tag{4.2}$$

где  $v_{\rm M}$  – механическая скорость бурения, м/ч; F – площадь забоя скважины, м<sup>2</sup>.

Из равенства формул для определения объема разрушенной породы (4.1) и (4.2) получим [27]:

$$v_{\rm M} = \frac{N}{A_V F}.$$
(4.3)

Из данного выражения следует, что скорость бурения пропорциональна количеству подведенной к забою мощности, обратно пропорциональна энергоемкости разрушения породы и площади забоя.

Таким образом, интенсификация процесса разрушения горной породы при бурении может осуществляться вследствие:

• увеличения передаваемой горной породе энергии, что предполагает также необходимость снижения ее потерь при передаче от источника энергии до забоя скважины;

• уменьшения энергоемкости процесса разрушения горной породы;

• уменьшения площади забоя скважины.

В свою очередь, увеличение передаваемой горной породе энергии может быть получено в результате:

• увеличения частоты вращения породоразрушающего инструмента;

• увеличения осевой статической или ударной нагрузки на породоразрушающие резцы бурового инструмента;

• передачи горной породе дополнительной тепловой энергии (термомеханическое бурение);

• передачи горной породе дополнительной гидродинамической энергии (гидромониторное бурение).

Уменьшение энергоемкости разру-шения горной породы можно достичь за счет:

• создания породоразрушающего инструмента, максимально соответствующего по своим характеристикам прочностным свойствам горных пород; • применения понизителей твердости горных пород (жидкости с ПАВ, ультразвуковые колебания жидкости и др.);

• разработки оптимальных режимов бурения.

Реальное уменьшение потерь энергии при передаче от источника до породоразрушающего инструмента возможно вследствие перемещения привода вращения инструмента к забою скважины (применение забойных гидро- или электродвигателей, редукторов-мультипликаторов, повышающих частоту вращения инструмента при умеренной частоте вращения бурильной колонны).

Снижение площади забоя скважины происходит за счет непрерывного уменьшения диаметра породоразрушающих инструментов и площади их торца (применение, например, коронок и долот с утонченной (уменьшенной) рабочей торцевой поверхностью).





Рис. 4.10. Зависимость мощности разрушения породы при бурении шарошечными долотами диаметром 59 мм (линия 1) и 76 мм (линия 2) от механической скорости бурения v<sub>м</sub>; кривая 3 – удельные затраты мощности, равные отношению N/v<sub>м</sub>

Отношение  $\frac{N}{F} = N_0$  в формуле (4.3) определяет значение удельной забойной мощности, подводимой к

инструменту для разрушения породы, которая ограничена возможной прочностью породоразрушающего Поэтому инструмента. наиболее перспективным для достижения высокой скорости бурения является условий, обеспечивающих поиск минимальную энергоемкость разрушения породы.

На рис. 4.10 приведены экспериментальные зависимости [10], отражающие связь механической скорости бурения с мощностью, подводимой к забою. При определенном уровне подводимой мощности механическая скорость бурения начи-

нает снижаться и возрастают удельные энергозатраты, т. е. режим разрушения породы становится менее эффективным.

Обобщенный параметр режима работы породоразрушающего инструмента при вращательном бурении – реализуемая на забое мощность [10]:

$$N = \frac{\mu_{\kappa} P_{\rm oc} R\omega}{97,5},\tag{4.4}$$

где  $\mu_{\kappa}$  – коэффициент сопротивления породы вращению бурового инструмента;  $P_{oc}$  – осевая нагрузка на инструмент, Н; R – радиус торца бурового инструмента, м;  $\omega$  – частота вращения,  $c^{-1}$ .

С учетом данной зависимости формула определения скорости бурения (4.3) получит следующий вид:

$$v_{\rm M} = \frac{\mu_{\rm K} P_{\rm oc} R\omega}{97, 5A, F}.$$
(4.5)

Если частоту вращения выразить через линейную скорость перемещения резцов:

$$\omega = \frac{v_{\pi}}{\pi D},\tag{4.6}$$

то формулу для расчета скорости бурения можно представить в виде

$$v_{\rm M} = \frac{\mu_{\rm K} P_{\rm oc} v_{\rm J}}{2\pi 97, 5A_{\rm v} F}.$$
(4.7)

Соотношение  $\frac{P_{\rm oc}}{F} = q_3$  определяет значение удельного контактного

давления на забой скважины. Следуя начальным условиям, при расчете  $q_3$  используют значение всей площади забоя скважины без учета площади породоразрушающих элементов, которыми вооружен торец коронки или долота.

Буровой инструмент опирается на забой породоразрушающими элементами, площадь которых, например, равна  $F_{n}$ . При этом  $F_{n} < F$ . В данном случае для эффективной работы инструмента очень важны схема установки, размеры и форма породоразрушающих элементов. Рациональное и эффективное вооружение инструмента значительно влияет на энергоемкость разрушения горной породы, определяет стойкость инструмента. Приняв соотношение  $\frac{P_{oc}}{F_{n}} = q$  за удельное контактное давление на породу со стороны бурового инструмента, при условии равномерного распространения напряжений в породе по всей площади забоя, выражение (4.7) представим

напряжений в породе по всей площади забоя, выражение (4.7) пре, в виде

$$v_{\rm M} = \frac{\mu_{\rm K} v_{\rm \pi}}{2\pi 97, 5A_{\rm v}} q \,. \tag{4.8}$$

Таким образом, производительным вращательное бурение будет при высоких значениях удельного контактного давления на забой, линейных скоростях перемещения резца, повышенном значении коэффициента со-

противления породы и минимальной энергоемкости разрушения горной породы.

Линейные скорости перемещения резцов при современном бурении не превышают в основном 2–5 м/с, а их увеличение затруднительно по техническим причинам.

Одна из проблем бурения, особенно сплошным забоем, связана с реализацией равной и достаточной скорости перемещения резца бурового инструмента.

Из формулы (4.6) следует, что линейная скорость перемещения резца пропорциональна радиусу бурового инструмента, а значит, в центре торца она будет рана нулю (нулевая точка, рис. 4.11). Таким образом, при бурении скважины режим разрушения породы на забое, особенно резаниемскалыванием, не является тождественным, что определяет особые подходы при конструировании и оказывает влияние на результативность отработки буровых инструментов. Например, периферийные и внутренние породоразрушающие элементы фактически разрушают различные по прочностным механическим характеристикам разновидности одной буримой горной породы, поскольку динамическая твердость (см. формулу (3.10) периферийных участков горной породы линейно возрастает по сравнению с той же характеристикой внутренних участков забоя. Это является следствием более значимого скоростного упрочнения горной породы для резцов долота, размещенных на его периферии.

При бурении кольцевым забоем проблемы нулевой точки и упрочнения горной породы на периферии забоя проявляются в меньшей степени. Для долот проблема нулевой точки является достаточно значимой и требует специальных конструктивных решений, позволяющих устранить ее влияние на процесс бурения.

Одним из важнейших параметров, определяющих режим разрушения породы, является величина удельного контактного давления *q* на породу.

В зависимости от величины удельного контактного давления выделяют три режима разрушения породы:

- поверхностное (истирание, шлифование);
- усталостное;
- объемное.

На рис. 4.11 дана зависимость механической скорости бурения от осевого усилия и выделены основные режимы разрушения горной породы.

Режим поверхностного разрушения наблюдается при малом значении осевого усилия, когда удельное контактное давление значительно меньше твердости горной породы  $q << p_{\rm m}$ . В этом случае происходит поверхностное истирание и шлифование породы, повышенный нагрев и износ бурового инструмента. Процесс бурения при таком режиме разрушения не может быть эффективным, что подтверждается высокими энергозатратами (кривая *g* на рис. 4.11).



Рис. 4.11. Зависимость механической скорости бурения *v*<sub>м</sub> и удельных энергозатрат на разрушение *g* от осевого усилия (удельного контактного давления на породу *q*): I – поверхностное разрушение; II– усталостное разрушение; III– объемное разрушение; IV– чрезмерно высокая *P*<sub>oc</sub>, приводящая к раз-





Рис. 4.12. Схема, отражающая значения линейной скорости для резцов коронки при бурении

Режим усталостного разрушения горных пород возникает в том случае, если  $q < p_{\rm m}$ . При таком соотношении твердости породы и контактного напряжения разрушение происходит вследствие циклического нагружения, при котором достигается предел усталости горной породы [ $\sigma_{-1}$ ]. Предел усталости любого материала ниже предела прочности в 20–30 раз и он достигается при повторяющихся циклах нагружения породы, возникающих вследствие перемещения по забою резцов бурового инструмента. Аналитически усталостную кривую можно выразить зависимостью, отражающей снижение предела прочности породы до напряжения, уровень которого достаточен для её разрушения под влиянием внешних сил:

$$\sigma_{y} = \sqrt[m]{\frac{\sigma_{B}}{N}}, \qquad (4.9)$$

где *N* – число циклов нагружения; *m* – степень усталостной кривой; σ<sub>в</sub> – предел прочности горной породы.

Из зависимости (4.9) следует, что прочность породы снижается при повышении числа циклов её нагружения. В данном случае под циклом на-

гружения понимают повторяющееся деформирование породы в режиме «сжатие нагрузкой – восстановление прежнего размера при снятии нагрузки». Цикличность «нагрузка – разгрузка» реализуется при бурении вследствие повторяющегося воздействия резцов бурового инструмента на определенный участок породы на забое (рис. 4.13). Повторяющиеся циклы «нагрузка–разгрузка» приводят к растрескиванию породы и её ослаблению. В результате прочность породы снижается, приближаясь к значению предела усталости (рис. 4.13). Соответственно, снижается и твердость породы в поверхностном, ослабленном трещинами слое до значения  $p_{\rm m}^{\rm y} < q$ . В этом случае наступает разрушение породы в поверхностном слое после нескольких проходов резцов бурового инструмента.

Наиболее оптимален для разрушения горной породы режим объемного разрушения, при котором  $q \ge p_{\rm m}$ . В этом случае резцы инструмента внедряются в породу и производят её разрушение за один цикл воздействия с образованием борозды или лунки разрушения, объем которой при бурении твердых пород может значительно превышать объем внедрения резцов в породу.

Дальнейшее повышение осевого усилия (рис. 4.13) уже не приводит к значительному росту скорости бурения, поскольку наступает режим активного разрушения самого бурового инструмента.

Одним их основных положений механики разрушения горных пород при вращательном бурении является правило, в соответствии с которым определенной нагрузке на инструмент соответствует оптимальная скорость движения резца. В этом случае реализуются наибольшая глубина разрушения породы и минимальный износ самого инструмента, т.е. процесс разрушения горной породы осуществляется в самых оптимальных условиях.

В работе [10] приведены экспериментальные данные о влиянии частоты вращения инструмента на глубину борозды разрушения, которые показывают, что при увеличении скорости перемещения резцов, даже при условии, что осевая нагрузка достаточна для эффективного разрушения породы, глубина борозды разрушения, образуемая алмазом, снижается (рис. 4.14).

Снижение глубины борозды разрушения при повышении частоты вращения инструмента приводит к снижению темпа роста механической скорости бурения. Например, в [12] приведены данные о том, что рост частоты вращения инструмента в 6,9 раза привел к повышению механической скорости бурения только в 3,1–3,3 раза при различных значениях нагрузки на коронку.

Типичный характер изменения механической скорости от осевой нагрузки показан на рис. 4.12. В соответствии с данными из работы [10] эта зависимость может соответствовать следующей эмпирической формуле:

$$v_{\rm M} = ae^{bP}, \qquad (4.10)$$





Рис. 4.13. Усталостная кривая снижения прочности породы при циклическом нагружении породы при прохождении резцов по забою: *N*число циклов нагружения породы при прохождении резцов инструмента

Крутящий момент, Н·м, в общем виде может определяться из зависимостей:

$$M_{\rm \kappa p} = \frac{N}{\omega} = P_{\rm oc} \mu_{\rm \kappa} R , \qquad (4.11)$$

где N – мощность, затрачиваемая на разрушение породы, кВт;  $\omega$  – частота вращения инструмента, с<sup>-1</sup>;  $P_{\rm oc}$  – осевая нагрузка, Н;  $\mu_{\kappa}$  – коэффициент сопротивления породы вращению бурового инструмента; R – средний радиус торца бурового инструмента.

Крутящий момент линейно возрастает при увеличении осевой нагрузки на инструмент (рис. 4.15). При увеличении



Рис. 4.14. Зависимость глубины борозды разрушения алмазным резцом *h* от частоты вращения ω при нагрузках на алмаз, *H*: *1* – 140; *2*–100; *3* – 56; *4* – 35



Рис. 4.15. Зависимость крутящего момента от осевой нагрузки при бурении алмазной коронкой диаметром 59 мм с частотой вращения: *1* – 625 мин<sup>-1</sup>; *2* – 1500 мин<sup>-1</sup>

частоты вращения крутящий момент несколько снижается, что связано с уменьшением углубления резцов инструмента в породу.

Зависимость крутящего момента от углубления за один оборот инструмента на забое показывает линейный рост  $M_{\kappa p}$  вследствие увеличения сил сопротивления (рис. 4.16).

В формулах (4.4) – (4.7) показана связь затрат мощности на разрушение породы на забое и механической скорости бурения с коэффициентом сопротивления породы вращению бурового инструмента  $\mu_{\kappa}$ , который учитывает механическую и молекулярную составляющие сил трения, а также индивидуальные особенности и свойства горных пород, вызывающие упругие и пластические реакции на продвижение резцов по разрушаемой породе.

Зависимость коэффициента  $\mu_{\kappa}$  от частоты вращения и осевого усилия дана на рис. 4.17 [10]. Учтя при анализе выражение (4.13), а также зависимости крутящего момента от частоты вращения, осевого усилия и углубления инструмента за один оборот вращения, можно установить между всеми этими параметрами закономерную связь, которая устанавливается в зависимости от глубины внедрения резцов в породу при бурении:



Углубление за оборот, мм/оборот Рис. 4.16. Зависимость крутящего момента от углубления инструмента за один оборот в различных горных породах: *1* – известняк; *2* – кварцит; *3* – гранит



Рис. 4.17. Зависимость коэффициента сопротивления  $\mu_{\kappa}$  от частоты вращения ( $\omega$ ) и линейной скорости перемещения резца (v):  $1 - P_{oc} = 12 \text{ кH}; 2 - P_{oc} = 6 \text{ кH}$ 

• рост осевого усилия приводит к повышению глубины внедрения резцов в породу, а в результате увеличивается сопротивление вращению инструмента на забое и крутящий момент;

• повышение частоты вращения вызывает уменьшение глубины внедрения резцов в породу, что приводит к некоторому снижению сопротивления вращения инструмента на забое и крутящего момента.

В результате разнообразных исследований установлено наличие четкой зависимости механической скорости, углубления за один оборот инструмента на забое и забойной мощности от подачи промывочной жидкости. В большинстве случаев отмечается [3, 4, 6, 10, 12], что оптимальное количество промывочной жидкости, подаваемой в скважину, соответствует максимальным значениям механической скорости и углубления за один оборот и минимуму удельных энергозатрат на бурение (рис. 4.18).

При этом выявленный оптимум может смещаться в большую или меньшую сторону по количеству подаваемой к забою жидкости в зависимости от значений параметров режима бурения. В данном случае справедлива зависимость, из которой следует, что при равных значениях углубления в породу за оборот наибольшая подача промывочной жидкости соответствует более высокой частоте вращения.

Таким образом, повышение механической скорости бурения и забойной мощности связано с оптимальными условиями очистки забоя.

Дальнейшее повышение подачи промывочной жидкости приводит к



Рис. 4.18. Зависимость забойной мощности *N* и механической скорости бурения *v*<sub>м</sub> от подачи промывочной жидкости на забой

проявлению эффекта гидроподпора бурового инструмента, что снижает внедрение резцов в породу и, соответственно, понижаются механическая скорость бурения и затраты мощности на разрушение горной породы (рис. 4.18). При бурении шарошечными долотами явление гидроподпора чаще происходит при наличии гидромониторных насадок вследствие более значительного перепада давления при равных значениях подачи промывочной жидкости при бурении долотами без насадок (и с насадками).

## 4.3. Формирование зоны предразрушения при механическом разрушении горных пород

При механических способах бурения одновременно с отделением от массива продуктов разрушения горной породы в призабойном пространстве формируется особый слой породы, который ослаблен развитой системой микротрещин. Академик П. А. Ребиндер назвал этот слой породы зоной предразрушения [22].

Зона предразрушения горной породы имеет распространение по поверхности забоя, ствола скважины и керна. С точки зрения интенсификации процесса бурения и снижения энергоемкости разрушения горной породы наиболее продуктивна зона предразрушения забоя скважины.

Причинами появления зоны предразрушения являются напряжения и деформации горной породы, которые распространяются равномерно во все стороны от точек приложения разрушающих усилий со стороны породоразрушающих резцов и вставок бурового инструмента.

Таким образом, образование зоны предразрушения – закономерность процесса механического разрушения горных пород, проявляющаяся при всех механических способах бурения.

Закономерности формирования зоны предразрушения исследовались в ИСМ АН Украины [21] с применением метода люминесцентной дефектоскопии. Зона предразрушения изучалась в призабойных участках пробуренных алмазным импрегнированным инструментом стволов скважин. Бурение осуществляли при различных осевых нагрузках и фиксировали углубление за один оборот инструмента на забое. После бурения производилась обработка призабойной зоны ствола люминесцентными жидкостями, обладающими высокой смачивающей и проникающей способностью. Полученные срезы призабойной зоны в дальнейшем исследовались на люминесцентном дефектоскопе. По свечению люминесцентной жидкости определяли область распространения трещин зоны предразрушения.

Результаты замеров глубины развития зон предразрушения, образовавшихся при бурении гранит-порфира, габбро и кварцито-песчаника, приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Порода	Паказатали	Осевая нагрузка, даН				
Порода	Показатели		500	750	1 000	1 250
	Глубина зоны предразрушения <i>h</i> <sub>3</sub> , мм;	1,8	2,5	2,85	3,0	3,1
Гранит-	Углубление за оборот <i>h</i> , мм;	0,024	0,039	0,051	0,056	
порфир	$h_{3}/h$	75	64	56	53	
Габбро	Глубина зоны предразрушения $h_3$ , мм;	0,18	0,35	0,4	0,51	0,55
	Углубление за оборот <i>h</i> , мм;	0,0175	0,0335	0,039	0,055	0,0645
	$h_{3}/h$	10,2	10,4	10,2	9,2	8,5
	Глубина зоны предразрушения $h_3$ , мм;	1,2	1,65	1,87	2,1	2,1
Кварцито-	Углубление за оборот <i>h</i> , мм;	0,0075	0,0125	0,0185	0,0215	0,024
песчаник	$h_{3}/h$	160	132	101	97	87

Результаты исследования зоны предразрушения

Как следует из полученных данных, зона предразрушения по своей глубине значительно превышает величину проходки за один оборот инструмента на забое (рис. 4.19). Это соотношение особенно велико в хрупких горных породах, а минимально у более пластичного габбро. С ростом осе-

вого усилия в диапазоне 250–750 даН величина зоны предразрушения возрастает, а при дальнейшем повышении осевого усилия глубина развития зоны предразрушения увеличивается незначительно.

Исследование зоны предразрушения в тех же горных породах после бурения твердосплавными резцами показало, что наблюдаются выявленные при алмазном бурении закономерности, но глубина развития зоны предразрушения в сравнении с глубиной разрушения породы резцом значительно уменьшилась, особенно у габбро, что связано со значительным увеличением размеров резцов, снижением удельных контактных напряжений на породу и размеров ядра сжатия породы в сравнении с глубиной внедрения резцов.



Рис. 4.19. Борозда разрушения и зона предразрушения, образовавши-еся при разрушении гранита резцом

Таким образом, в результате экспериментов [21] удалось установить:

• при взаимодействии бурового инструмента с породой помимо зоны разрушения формируется образованная системой микротрещин зона предразрушения;

• зона предразрушения образуется при всех рассмотренных видах взаимодействия инструмента с породой – резании, резании-скалывании, раздавливании и смятии;

• зона предразрушения способствует разрушению горной породы при дальнейших циклах нагружения;

• глубина развития зоны предразрушения при разных способах бурения и применяемых инструментах различна, но при этом сохраняются общие закономерности развития образующих зону предразрушения трещин;

• в пластичных горных породах и мягких минералах зона предразрушения не образуется.

Зона предразрушения в упруго-хрупком долерите и упругопластичном анизотропном спекшемся туфе изучалась визуально в процессе экспериментальных работ [19].

Из образцов забоев скважин, полученных после разбуривания блоков пород, были изготовлены шлифы для изучения в отраженном свете под микроскопом *Polam C-111*.

Для изготовления шлифов использованы штуфы забойных зон долерита и спекшегося туфа, полученные при бурении алмазным однослойным инструментом с водой и водным раствором 0,3 % сульфонола.



Рис. 4.20. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита с указанием областей, составляющих зону предразрушения: 0,2 мм – чрезвычайно разрушенной породы; 1,7 мм – ослабленной трещинами



Рис. 4.21. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце спекшегося туфа с указанием размеров областей, составляющих зону предразрушения: *I* – разрушенной породы; *2* – пластических деформаций

В процессе изучения шлифов под микроскопом сделаны фотографические снимки зон предразрушения горных пород.

С учетом вычисленных значений увеличения микроскопом и фотографическим аппаратом рассчитаны приближенные значения мощностей зон предразрушения горных пород.

На рис. 4.20 представлен фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита [21]. На снимке показано, что зона предразрушения в твердой породе, в данном случае долерите, состоит из двух областей (границы областей на рис. 4.20 обозначены пунктирными линиями): чрезвычайно разрушенной и ослабленной трещинами. При этом мощность первой составляет 0,17 мм, а мощность второй 1,7 мм (см. рис. 4.20). Можно отметить, что форма зоны предразрушения практически повторяет форму забоя.

В спекшемся туфе, упругопластичной анизотропной породе зона предразрушения представлена также двумя областями (рис. 4.21): чрезвычайно разрушенной и пластических деформаций. Область чрезвычайно разрушенной (смятой, разрыхленной) породы расположена на глубине 0,12 мм от забоя породы. Область пластических деформаций охватывает призабойную область и область стенки скважины. Примерная мощность данной области – 0,42 мм.

Образец, фотографический снимок которого приведен на рис. 4.21, получен при бурении с осевым усилием – 600 даН, частотой вращения – 150 мин<sup>-1</sup> с применением эмульсионного промывочного агента [21].

По результатам проведенного исследования на данной стадии работ можно сделать следующие выводы:

• размеры зоны предразрушения увеличиваются при повышении осевого усилия и несколько снижаются с ростом частоты вращения бурового инструмента;

• зона предразрушения в упруго-хрупком долерите представлена чрезвычайно разбитой трещинами породы, при этом трещины развиваются, как правило, между минеральными зернами, разрушению также подвергаются более хрупкие кристаллы;

• в породах более пластичных (спекшийся туф) зона предразрушения развивается в виде «разрыхленной», смятой породы без образования явных трещин;

• трещины зоны предразрушения анизотропных пород развиваются преимущественно вдоль плоскостей слоистости, сланцеватости или флюидальности.

Зона предразрушения горной породы при бурении является объектом технологического воздействия с целью интенсификации процессов разрушения, например за счет адсорбционного понижения прочности. Цель подобного воздействия – развитие зоны предразрушения, ослабление поверхностного слоя забоя скважины и снижение энергоемкости разрушения горных пород при бурении.

# 4.4. Особенности формирования стволов скважин при бурении

В процессе бурения колонна бурильных труб в скважине деформируется с образованием спиральной формы упругого равновесия. В результате буровая компоновка получает прогиб, а инструмент располагается в скважине с некоторым перекосом (рис. 4.22). Перекос бурового инструмента приводит к неравномерности распределения контактных напряжений под торцом и может служить причиной неравномерного износа бурового инструмента.



Рис. 4.22. Схемы работы бурового инструмента, располагаемого на забое с перекосом: *a* – вид сбоку; *б* – вид сверху : *l* – буровой инструмент; *2* – стенка ствола, подвергаемая фрезерованию под действием момента сил Δ*T x* 

Перекос бурового инструмента приводит к снижению эффективности разрушения вследствие неравномерного заглубления торцевых резцов в породу на забое. Неравномерное заглубление резцов является причиной появления дестабилизирующего равномерное вращение инструмента усилия  $\Delta T$ , которое для алмазной коронки определено в работе [18]:

$$\Delta T = 0,3 m d_{\rm a} \sigma_{\rm c\kappa} \gamma \sqrt{\eta} , \qquad (4.12)$$

где m – число резцов на торце инструмента;  $d_a$  – диаметр алмазных резцов, м;  $\sigma_{c\kappa}$  – предел прочности породы на скалывание, Па;  $\gamma$  – угол перекоса бурового

инструмента на забое, рад;  $\eta$  – параметр устойчивости инструмента на забое, равный для долота  $R^2$  и  $(R^2 + Rr + r^2)^2/(R + r)^2$ , где R, r – наружный и внутренний радиусы торца бурового инструмента, м.

Параметр устойчивости инструмента на забое для долота диаметром 59 мм составляет 8,7 см<sup>2</sup>, для коронок равного диаметра с толщиной матрицы 8,5 и 5 мм соответственно 14,9 и 16,6 см<sup>2</sup>.

Таким образом, при прочих равных условиях усилие  $\Delta T$  будет несколько большим для более тонкого короночного кольца. В то же время меньшая площадь торца инструмента, как правило, приводит к значительному понижению осевого усилия, а значит, угла перекоса инструмента на забое  $\gamma_{\pi}$  и усилия  $\Delta T$ .

Точка приложения усилия  $\Delta T$  смещена от геометрического центра торца инструмента на расстояние *x*, которое определяется из уравнения [18]:

$$x = 0,57\frac{\eta\gamma}{h},\tag{4.13}$$

где *h* – углубление инструмента за один оборот бурового инструмента, м.

Точка  $O_1$  на торце инструмента становится мгновенным центром вращения инструмента, что обеспечивает при провороте вокруг этой точки его воздействие на стенку скважины и её фрезерование. В результате увеличивается диаметр скважины и изнашивается наружный контур торца бурового инструмента, а соответственно, растут непроизводительные затраты, снижается эффективность бурения (рис. 4.22).

При определенных условиях бурения скважины перекошенным на забое инструментом на керне образуются спиралевидные надрезы, имеющие вид многозаходной резьбы. Чаще всего такой керн можно наблюдать на месторождениях, где бурение осуществляют твердосплавными коронками. В интервалах стволов скважин, в которых получен винтовой керн, ствол скважины также имеет поверхность с винтовыми надрезами. В разрезе сечение такого ствола (керна) имеет форму многоугольника.

Впервые факт образования многоугольных отверстий был отмечен в металлообрабатывающей промышленности при сверлении орудийных стволов (Ф. Д. Костромин, 1941).

Е. О. Пражский, В. И. Елгазин объясняют образование многоугольных сечений поворотом долот или коронок вокруг мгновенных центров вращения, которыми могут являться резцы или шарошки долот. Интересны факты, полученные при изучении механизма формирования винтового керна, которые свидетельствуют о том, что площадь многоугольного сечения ствола скважины всегда меньше, чем площадь круглого ствола, из которого сформировалось многоугольное сечение, а при выбуривании винтового керна наблюдается достаточно резкое увеличение механической скорости бурения.

А. А. Зверюга обосновывал и развивал направление, связанное с использованием механизма образования винтового керна для повышения производительности бурения. Объяснение повышения производительности связывалось с более значительным внедрением резцов в породу.

Исследования Н. Д. Нечаева и др. показали, что механизм образования винтового керна состоит в несовершенстве коронок, а именно в разновысотности резцов, которая приводит к смещению мгновенного центра сопротивления от оси вращения. Коронка окатывается по стенке скважины в направлении, обратном направлению вращения бурильной колонны, совершая, таким образом, гипоциклическое движение. При этом наружные резцы коронки формируют ствол скважины многоугольного сечения, а внутренние резцы фрезеруют керн, создавая многозаходный винт, число заходов у которого всегда на один превышает число внутренних резцов.

За один оборот один резец коронки совершает *n* касаний со стенкой скважины, а вся коронка – *nm* касаний, где *m* – число резцов у коронки.

Частота колебаний инструмента резко увеличивается, возрастают динамические нагрузки на инструмент. Например, при гипоциклическом движении инструмента линейная скорость резца меняется от 0 до  $\frac{\pi D\omega}{30}$ 

и снова до нуля ((ω – частота вращения инструмента).

Основными условиями формирования винтообразных ствола скважины и керна при бурении является наличие:

• технологического зазора между стенкой скважины и буровой компоновкой;

• поперечной силы, направленной от бурового инструмента в направлении стенки скважины.

Подобные условия при бурении возникают в случае достаточно резкого прогиба буровой компоновки, вызванного значительным повышением осевого усилия. В результате прогиба резко увеличивается поперечное дестабилизирующее усилие, вызванное неравномерным внедрением резцов в забой (рис. 4.22, *a*).

Свидетельством формирования некруглых форм поперечных сечений стволов скважин является винтовой керн. Винтовой керн чаще образуется при бурении твердосплавными резцовыми коронками как в режиме вращательного, так и ударно-вращательного бурения. При алмазном бурении винтовой керн образуется реже, а форма керна имеет более сглаженные плавные винтообразные формы.

При проведении экспериментальных работ отмечено образование винтового керна при пересечении инструментом контактов горных пород различной твердости.

Механизм образования винтового керна в своих работах изучали А. Г. Калинин, И. Н. Страбыкин, Р. С. Яремийчук и Г. Г. Семак.

Рассмотрим процесс формирования винтового керна и ствола скважины на примере работы инструмента с тремя наружными и тремя внутренними резцами (рис. 4.23).

При резком перекосе бурового инструмента его резцы заглубляются в породу на различную глубину, и как это уже было рассмотрено, центр его вращения смещается из геометрического центра торца – точки O в другую точку, например A (рис. 4.23, a). В результате инструмент, проворачиваясь вокруг точки A, внедряется в стенку скважины резцом 3, а точка мгновенного центра вращения резко в динамическом режиме перемещается в точку B (рис. 4.23,  $\delta$ ). Теперь уже резец 2 внедряется в стенку скважины, а смещение мгновенного центра вращения в направлении этого резца приведет к тому, что следующим резцом, который внедрится в стенку скважины, будет резец 1.



Рис. 4.23. Схемы формирования многоугольного ствола скважины и винтового керна буровым инструментом с тремя наружными и тремя внутренними резцами: 1, 2, 3 – наружные резцы (шарошки долота); 4, 5, 6 – внутренние резцы; 7 – винтовой керн; 8 – винтообразный ствол скважины

Таким образом, при последовательном создании углубления всеми резцами в стенке скважины круглое поперечное сечение ствола преобразуется в четырехугольное винтообразное. Такую форму получит ствол скважины, буримый, например, трехшарошечным долотом.

Внутренние резцы (если применяется, например, трех-резцовая коронка) при подобном движении бурового инструмента будут формировать винтовой керн, который в поперечном сечении будет иметь четырехугольную форму (рис. 4.23, *в*).

На рис. 4.24 показан винтовой керн, полученный при бурении твердосплавными коронками. Один из кернов имел контакт с различными горными породами, который, вероятно, и стал причиной сложного гипоциклического движения инструмента и образования винтового керна, поскольку при пересечении контакта горных пород различной твердости на буровой инструмент со стороны более твердой породы оказывает действие значительная поперечная отклоняющая сила [19]. Под действием отклоняющей силы, даже без перекоса бурового инструмента, появляются условия для формирования винтообразного ствола скважины.

Образование винтового керна связано со значительными динамическими нагрузками на инструмент, а процесс бурения при гипоциклическом движении инструмента сопровождается вибрацией. В результате происходит разрушение керна при бурении и более существенный износ бурового инструмента. Ствол скважины, получая сложную винтовую форму, требует обязательной проработки в процессе строительства, так как он будет заужен и не пропустит обсадную колонну.

Без проработки в скважину невозможно будет спустить и бурильную колонну с буровым инструментом иной конструкции, отличной от той, которая применялась при образовании винтообразной формы участка ствола скважины (например, в интервал, пробуренный трехшарошечным долотом, без предварительной проработки ствола, не пройдет долото такого же диаметра, но с четырьмя шарошками).



Рис. 4.24. Винтовой керн

На рис. 4.25 показаны стволы скважин с различной формой сечения. Так называемая лепестковая форма (рис. 4.25, *a*) может возникать при поперечных смещениях инструмента, вызванных неравномерным заглублением резцов и вращением долота слева направо. Данный вид движения характерен для долот режуще-скалывающего действия (лопастные, твердосплавные коронки, коронки и долота *PDC*) и менее разрушителен для долот.



Рис. 4.25. Фотографии стволов скважин с различной формой поперечного сечения: *а* – лепестковая; *б* – винтообразная; *в* – цилиндрическая

При определенном значении сил бокового прижатия боковых резцов долота к стенке скважины ствол скважины формируется винтообразным

(рис. 4.25, б). Механизм образования такого ствола рассмотрен на рис. 4.24. Условия формирования винообразных стволов характеризуются значительными нагрузками на инструмент и являются причиной быстрого его изнашивания и даже разрушения.

При определенных оптимальных условиях бурения (равномерное вращение колонны и долота, отсутствие прогиба буровой компоновки, перекоса долота на забое и боковых сил, отклоняющих долото от оси скважины, равномерное заглубление резцов долота в породу) формируется цилиндрическая форма ствола (рис. 5.25, *в*), которую следует считать оптимальной.

Влияние фрезерующей способности бурового инструмента на формирование стволов скважин. При бурении достаточно часто образуются уступы и локальные искривления ствола скважины. Значительную роль при формировании подобных отклонений ствола, влияющих на эффективность бурения, оказывает фрезерующая способность бурового инструмента [17, 19].

Фрезерующую способность породоразрушающего инструмента оценивают через коэффициент боковой фрезерующей способности  $f_{\phi}$ , который учитывает различную эффективность разрушения горной породы в осевом  $v_{\rm M}$  и поперечном  $v_{\phi}$  направлениях для конкретных инструментов (рис. 4.26):



Рис. 4.26. Схема формирования локального искривления ствола скважины

$$f_{\phi} = \frac{v_{\phi}}{v_{\rm M}}.\tag{4.14}$$

Пределы изменения коэффициента боковой фрезерующей способности бурового инструмента –  $0 \le f_{\phi} \le 1$ , а реальные величины  $f_{\phi}$  определяются опытным путем и составляют 0,1–0,3.

Угол отклонения забоя при фрезеровании стенки ствола скважины под действием отклоняющих буровой инструмент сил за один оборот коронки на забое [21]:

$$\alpha = \arcsin \frac{v_{\phi}}{v_{\rm M}} = \arcsin f_{\phi}. \tag{4.15}$$

Интенсивность искривления на интервале углубления за один оборот коронки на забое найдем из соотношения:

Глава 4. Основные принципы и закономерности механического разрушения горных пород при бурении

$$i = \frac{\alpha}{h_{\rm of}} = \frac{\arcsin f}{h_{\rm of}}.$$
(4.16)

Из полученных зависимостей следует, что угол отклонения α определяется коэффициентом фрезерующей способности инструмента и на малом участке ствола может достигать значительных величин. При этом интенсивность искривления, формируемая на локальных участках ствола, может сдерживаться за счет методов интенсификации углубления за оборот при условии, что коэффициент фрезерующей способности будет неизменен вследствие роста, например, осевого усилия на инструмент.

Выполненный анализ позволяет оценить потери осевого усилия на инструмент при отклонении ствола от прямолинейного направления. Снижение осевого усилия при отклонении скважины на угол α:

$$\Delta P = P_{\rm oc} \sin \alpha = f_{\rm \phi} P_{\rm oc}. \tag{4.17}$$

Анализ данной зависимости показывает, что потери осевой нагрузки на инструмент при появлении отклоняющего усилия, например вследствие прогиба буровой компоновки, пропорциональны коэффициенту фрезерующей способности инструмента и могут составить значительную величину при самом незначительном его отклонении от прямолинейного направления, что может приводить к снижению скорости бурения и дальнейшему росту угла отклонения. Одновременно с ростом угла отклонения возрастет объем горной породы, разрушаемой боковыми резцами, что вызывает снижение ресурса бурового инструмента.

Для снижения фрезерования стенки ствола скважины при бурении особенно анизотропных и перемежающихся по твердости горных пород рекомендуется применение центратора, установленного над буровым инструментом.

### 4.5. Основы динамики работы бурового инструмента

Значительное влияние на эффективность бурения, а при высокочастотном бурении – часто решающее влияние, оказывают виды движения буровых инструментов и соответствующие этим видам колебания и вибрирование бурильной колонны с буровым инструментом.

В процессе бурения возникают крутильные, поперечные и продольные колебания бурового инструмента.

Крутильные колебания бурового инструмента сопровождаются скручиванием-раскручиванием бурильной колонны, что приводит к изменению ее угловой скорости вращения вокруг геометрического центра поперечного сечения. Таким образом, крутильные колебания приводят к неравномерному вращению бурового инструмента и, соответственно, к неравномерностям передачи на забой крутящего момента и усилия резания-скалывания породы.

Поперечные колебания бурового инструмента задаются режимом движения бурильной колонны, а также действием поперечных усилий со стороны забоя, которые являются реакцией разрушаемой горной породы и будут максимально проявляться при следующих условиях:

• при бурении трещиноватых, неоднородных по структуре, анизотропных и перемежающихся по твердости горных пород;

• при значительной деформации буровой компоновки и перекосе бурового инструмента.

Поперечные колебания приводят к снижению эффективности бурения вследствие неоправданного дополнительного разрушения горной породы стенки скважины и, соответственно, к повышенному износу бурового инструмента, уменьшению механической скорости бурения.

Продольные колебания бурового инструмента возникают в процессе крутильных колебаний бурильной колонны, а также в результате динамического режима взаимодействия бурового инструмента с забоем. Это может происходить при бурения шарошечными долотами твердых пород в режиме дробяще-скалывающего действия, а также ударно-вращательном бурении в случае недостаточной осевой нагрузки прижатия инструмента к забою.

В процессе продольных колебаний происходит значительное изменение действующей осевой нагрузки на буровой инструмент, что существенно влияет на механическую скорость бурения и ресурс бурового инструмента.

Основными причинами возникновения колебаний бурового инструмента являются:

• несовершенство системы подачи буровых станков;

• наличие упругой и деформируемой бурильной колонны между буровым инструментом и буровым станком, которая имеет свою чрезвычайно сложную, динамику;

• неравномерность резания-скалывания, дробления горной породы, чему способствует возможный перекос бурового инструмента на забое.

Потенциальная энергия упругого деформирования бурильной колонны может определяться следующей зависимостью:

$$U_{\kappa} = 0,5M_{\kappa p}\varphi_{\kappa}, \qquad (4.18)$$

где  $M_{\kappa p}$  – крутящий момент, даН м;  $\phi_{\kappa}$  – угол закручивания колонны при бурении, рад.

С учетом зависимости (4.11) выражение (4.18) будет выглядеть следующим образом:

$$U_{\kappa} = 0,5P_{\rm oc}\mu_{\kappa}R\phi_{\kappa}. \tag{4.19}$$

Неравномерность подачи бурового инструмента и динамические процессы при вращении деформированной колонны приводят к колебаниям осевой нагрузки на инструмент  $P_{oc}$ .

По некоторым оценкам, полученным в результате проведенных экспериментальных работ, колебания величины осевого усилия могут составлять  $\pm$  30–50 %. Колебания величины осевой нагрузки вызывают изменение глубины внедрения резцов в породу и углубки инструмента за оборот, что получило отражение в формуле (4.19) через влияние коэффициента сопротивления разрушению породы при вращении бурового инструмента  $\mu_{\kappa}$ . Уменьшение же глубины внедрения резцов в породу приводит к снижению, а повышение к росту коэффициента  $\mu_{\kappa}$  (рис. 4.17). Соответственно происходит изменение и величины крутящего момента.

Частота колебаний величин осевой нагрузки на инструмент и крутящего момента может быть различна и задается, как правило, частотой колебаний бурильной колонны, вызванной в том числе и дискретным характером разрушения горной породы на забое. За один оборот инструмента на забое может быть несколько периодов изменения величин осевого усилия и крутящего момента (рис. 4.27).



Рис. 4.27. Графики колебаний величины осевого усилия *P*<sub>oc</sub>, крутящего момента *M*<sub>кр</sub> и частоты вращения ω в процессе бурения при наличии крутильных колебаний бурового инструмента

При уменьшении глубины внедрения резцов в породу снижается момент сопротивления вращению, а освобожденная энергия обусловливает вращение бурового инструмента с ускорением. Однако глубина внедрения резцов вновь возрастает при повышении осевого усилия, соответственно нарастает сопротивление со стороны породы, и буровой инструмент вращается с замедлением, пока не произойдет разрушение породы.

Таким образом, скорость вращения, передаваемая буровому инструменту, так же как и величина осевого усилия не постоянная и изменяется в пределах среднего значения с амплитудой и частотой, которые зависят от многих факторов и прежде всего от свойств буримых горных пород, характеристик системы «бурильная колонна – скважина», параметров режима бурения. При этом минимальное значение осевого усилия будет соответствовать ускоренному вращению бурового инструмента, а повышение осевой нагрузки приведет к снижению частоты вращения инструмента (рис. 4.27).

В работе [7] на основе результатов экспериментальных исследований с использованием скоростной киносъемки процессов работы бурильной колонны и бурового инструмента приведена классификация режимов работы бурового инструмента на примере алмазной буровой коронки (табл. 4.3).

Таблица 4.3

Режим работы бурильной колонны	Режим работы бурового инструмента			
Ф12 – врашение колонны	$R_{12}^1$	$\frac{\omega_{\rm d}}{\omega_{\rm c}} = 1; \Omega = 0$	Равномерное вращение	
вокруг собственной оси и оси скважины	$R_{12}^2$	$\frac{\omega_{_{6}}}{\omega_{_{c}}}$ $\lambda$ ; $\Omega = 0$	Крутильные колебания без ос- тановок бурового инструмента	
	$R_{12}^3$	$\frac{\omega_{\rm d}}{\omega_{\rm c}} \ge 0; \Omega = 0$	Крутильные колебания с оста- новками бурового инструмента	
Ф <sub>3</sub> – режим качения колон- ны по стенке скважины (ги- поциклическое движение)	$R_3$	$\frac{\omega_{\rm d}}{\omega_{\rm c}} = 1; \Omega \neq 0$	Режим качения бурового инструмента (гипоциклическое движение)	

#### Классификация режимов работы алмазной коронки [7]

В табл. 4.3 обозначено:  $\Omega$  – частота поперечных колебаний инструмента на забое;  $\omega_6$  – угловая скорость вращения коронки;  $\omega_c$  – угловая скорость, задаваемая вращателем бурового станка.

Режимы работы коронки на забое проиллюстрированы графиками на рис. 4.28 из [7], на которых представлены зависимости соотношения угловой скорости вращения алмазной коронки и угловой скорости вращения бурильной колонны задаваемой вращателем бурового станка. Представленные результаты получены при проведении исследований на горизонтальном буровом стенде Московского геологоразведочного института (в настоящее время Российский гос. геологоразведочный университет).

Из этих схем следует, что наиболее благоприятен для эффективного разрушения породы режим равномерного вращения  $R_{12}^1$  (рис. 4.28, *a*). В режиме вращения  $R_{12}^2$  происходит значительное колебание угловой скорости вращения коронки под влиянием крутильных колебаний. В режиме

гипоциклического движения, реализуемого как качение бурового инструмента по стенке скважины в сторону, обратную заданному вращателем станка  $R_{12}^3$ , возможны остановки бурового инструмента и резкие ускорения, что крайне неблагоприятно влияет на ресурс бурового инструмента и, как уже рассмотрено выше, может приводить к формированию винтообразных ствола скважины и керна.



Рис. 4.28. Зависимости соотношения угловых скоростей вращения бурового инструмента ω<sub>б</sub>/ω<sub>с</sub> от времени

Влияние повышения осевого усилия на трансформацию режима работы бурового инструмента определяется следующей связью:  $R_{12}^1 \Rightarrow R_{12}^2 \Rightarrow R_{12}^3 \Rightarrow R_3$ .

Влияние увеличения частоты вращения на возможные режимы работы бурового инструмента определяется обратной последовательностью  $R_{12}^3 \Rightarrow R_{12}^2 \Rightarrow R_{12}^1$ , которая отражает прежде всего влияние повышения частоты вращения на глубину внедрения резцов в породу, углубление за один оборот инструмента на забое и сопротивление вращению инструмента (см. рис. 4.14, 4.17).

Увеличение подачи промывочной жидкости приводит к изменению режима работы бурового инструмента аналогично влиянию частоты вращения, поскольку за счет давления под торцом бурового инструмента возникает гидроподпор, противодействующий осевому усилию, что приводит к уменьшению глубины внедрения резцов в породу (рис. 4.18).

Области существования режимов работы бурильной колонны и бурового инструмента в зависимости от совокупного влияния осевого усилия и частоты вращения для случая бурения алмазным инструментом диаметром 59 мм представлены на рис. 4.29 [7].

Как следует из графиков, область наиболее благоприятного для эффективного бурения режима работы бурового инструмента  $R_{12}^1$  ограничивается определенными диапазонами изменений осевой нагрузки и частоты вращения, а это значит, что направления совершенствования бурового инструмента и буровых технологий должны соответствовать определенным требованиям:

• при вращательном бурении должны использоваться сбалансированные бурильные колонны, а в лучшем случае забойные приводы;

• величины осевых нагрузок должны быть ограничены, а поиск возможностей повышения механической скорости должен связываться с использованием эффективных способов интенсификации процесса разрушения горных пород;

• при бурении должны использоваться технические решения, снижающие или исключающие колебательные процессы бурильной колонны и бурового инструмента.

Для снижения колебательных процессов при бурении наиболее известны следующие решения:

• снижение коэффициента трения между колонной и стенками скважины путем повышения смазывающей способности промывочных растворов и применения консистентных смазок бурильной колонны, устраняющих зазор с одновременным снижением коэффициента трения между стенками скважины и колонной;

• снижение деформированности бурильных колонн путем уменьшения радиального зазора между колонной и стенками скважины, понижения осевого усилия на инструмент, например применением



Рис. 4.29. Диаграмма областей режимов работы алмазной коронки в координатах: частота вращения – осевая нагрузка

тонкоматричных алмазных коронок и других инструментов, способных создавать высокие контактные давления на породу при умеренных осевых нагрузках, наложения вибрации на колонну при работе гидроударников и др.;

• увеличение радиуса инерции буровых компоновок, например, применением специальных тяжелых труб-маховиков, устанавливаемых над буровым инструментом и гасящих его колебания;

• применение буровых компоновок со смещенным центром тяжести поперечного сечения, при работе которых реализуется механизм гашения возмущающего равномерное вращение инструмента сил трения бурильной колонны о стенку скважины за счет проявляющегося при работе таких компоновок эффекта самоцентрирования [21, 22];
• повышение демпфирующей способности материала буровых компоновок, что будет способствовать гашению колебательных деформационных процессов в материале бурильных труб;

• установкой для гашения крутильных и продольных колебаний бурильной колонны специальных устройств – упругих и инерционных демпферов;

• использование для бурения забойных электро- или гидродвигателей, исключающих вращение бурильных колонн или забойных мультипликаторов.

**Мультипликатор** (лат. multiplico) – устройство, устанавливаемое над буровым инструментом для повышения его частоты вращения при малой частоте вращения бурильной колонны.

# 4.6. Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении

Экономическая оценка эффективности бурения оценивается стоимостью метра пробуренной скважины. Зависимость для расчета стоимости метра имеет следующий вид [19, 28]:

$$C_{\rm M} = \frac{C_{\rm cr}}{T} \left( \frac{1}{v_{\rm M}} + \frac{T - T_{\rm f}}{l_{\rm p}} \right) + \frac{\Pi}{L},\tag{4.19}$$

где  $C_{cr}$  – стоимость станко-смены, руб.; T – длительность станко-смены, ч;  $T_6$  – время, затраченное непосредственно на углубление ствола скважины, ч; Ц – стоимость бурового инструмента, руб.;  $v_{\rm M}$  – механическая скорость бурения, м/ч;  $l_{\rm p}$  – длина рейсовой проходки, м; L – проходка буровым инструментом (ресурс инструмента), м.

При бескерновом бурении длина рейсовой проходки равняется проходке буровым инструментом.

При колонковом бурении длина рейса ограничивается длиной керноприемной трубы, что при бурении снарядом со съемным керноприемником требует прекращения углубки ствола, подъема и последующего спуска керноприемника, что несколько снижает время, затрачиваемое непосредственно на углубление ствола скважины. Бурение снарядом без съемного керноприемника требует подъема всей бурильной колонны из скважины для извлечения керна, что еще более снижает долю времени  $T_6$ .

Из зависимости (4.19) следует, что стоимость метра бурения определяется такими параметрами, как механическая скорость бурения, стоимость бурового инструмента и его ресурс.

Анализ зависимости показывает, что на стоимость метра пробуренной скважины наиболее значительно влияет ресурс инструмента, а повышение механической скорости бурения будет оправдано при условии сохранения эффективного ресурса бурового инструмента.

На рис. 4.30 приведена кривая, равная стоимости 1 м проходки скважины, в координатах проходки на буровой инструмент и механической скорости бурения, по данным И. Ф. Вовчановского, для долот типа ИСМ [21]. Из приведенных зависимостей следует, что одинаковую стоимость 1 м бурения скважины можно получить как путем увеличения механической скорости бурения, уменьшив при этом стойкость бурового инструмента, так и в результате повышения стойкости инструмента, но снижения механической скорости бурения. Выбор оптимального варианта сочетания стойкости бурового инструмента и механической скорости бурения следует производить с учетом глубины скважины.

При возрастающей глубине скважины более важной характеристикой будет большая стойкость инструмента, что позволит повысить время, затраченное на углубление скважины в балансе общих затрат времени на производство работ.

При бурении неглубоких скважин, когда спуско-подъемные операции занимают сравнительно малую долю в общем балансе производительного времени, можно допустить вариант форсированного бурения на высоких механических скоростях, но с несколько ограниченным ресурсом инструмента.

Поиск оптимальных условий производства буровых работ, параметров режима бурения, ориентированных на минимальную стоимость метра пробуренной скважины, является типичной задачей оптимизации.

При решении этой задачи опытным путем можно получить зависимости, отражающие влияние параметров режима бурения на ресурс бурового инструмента и значения механической скорости бурения при определенных постоянных значениях глубины скважины, горно-геологических условиях бурения и применяемых типах бурового инструмента. Полученные данные позволяют рассчитать стоимость метра проходки для каждого варианта сочетания параметров режима бурения и выбрать, таким образом, оптимальные параметры режима бурения для определенных условий производства работ.

На рис. 4.31 приведены подобные кривые, отражающие многосложную связь условий и параметров, определяющих себестоимость бурения шарошечными долотами большого диаметра. Как следует из графиков, по минимуму стоимость метра проходки следует выбрать из следующих параметров режима бурения: частота вращения долота 400 мин<sup>-1</sup>, осевая нагрузка около 180 кH, так как повышение частоты вращения долота приводит к снижению проходки на долото и повышению стоимости метра бурения. Оптимальные параметры режима бурения, выбор которых осуществляется по минимуму стоимости метра проходки, как правило, соответствуют наиболее эффективному процессу разрушения горных пород, характеризующимуся минимальными затратами энергии на разрушение, высокими значениями механических скоростей бурения и эффективным ресурсом бурового инструмента.





Рис. 4.30. Зависимость стоимости 1 м бурения от проходки и механической скорости бурения





Рис. 4.31. Зависимости проходки на долото П и стоимости метра проходки на долото С от параметров режима бурения

**Пример 1.** При бурении на месторождении используются двухшарошечные долота типа ДДА-59 и трехшарошечные долота типа ЗШ-59К-ЦА. При равной стоимости – 3 000 рублей за долото, эти долота показывают различную механическую скорость – 12 и 9 метров в час и ресурс – 9 и 12 м соответственно. Стоимость станко-смены продолжительностью 8 ч – 32 000 руб. Время бурения в общем балансе затрат времени на производство работ – 50 %.

Рассчитаем стоимость метра бурения долотом ДДА-59:

$$C_{\rm M} = \frac{32\,000}{8} \left(\frac{1}{12} + \frac{8-4}{9}\right) + \frac{3\,000}{9} = 2\,525\,\rm{py6}.$$

Аналогично рассчитаем стоимость метра бурения трехшарошечными долотами. В этом случае стоимость метра бурения составит 2 010 руб.

Для повышения эффективности бурения долотами ДДА произведена их модернизация путем размещения двух гидромониторных насадок (работы выполнены Иркутским отделением ВИТР). Стоимость долот, получивших обозначение ДДА-С, повысилась до 3 500 руб. Испытания показали, что достигнут рост механической скорости на 20 % – (14 м/ч) и проходки на долото на 40 % – (12 м).

Стоимость метра бурения долотом ДДА-С составила 1 897 руб., что подтвердило эффективность модернизации долот в сравнении со стандартным инструментом.

**Пример 2.** При бурении на месторождении применяют снаряд со съемным керноприемником (КССК). Длина керноприемника 4,5 м, что задает значение рейсовой проходки  $l_p = 4,5$  м. Ресурс буровой коронки 50 м, её стоимость 5 000 руб. Механическая скорость бурения 4,5 м/ч. При стоимости станко-смены 32 000 руб., длительности смены 8 ч и затратах времени непосредственно на бурение 6 часов стоимость метра скважины будет равна:

$$C_{\rm M} = \frac{32\,000}{8} \left(\frac{1}{4,5} + \frac{8-6}{4,5}\right) + \frac{5\,000}{50} = 2\,740\,{\rm py}$$
б.

Ограничение длины рейсовой проходки до 2,5 м в связи с заклиниванием и истиранием керна при бурении трещиноватых пород привело к повышению непроизводительных затрат и снижению времени, затрачиваемого на бурение до 5 ч, ресурса инструмента до 40 м и механической скорости бурения до 4 м/ч, что следующим образом отразилось на повышении стоимости метра:

$$C_{\rm M} = \frac{32\ 000}{8} \left(\frac{1}{4} + \frac{8-5}{2,5}\right) + \frac{5\ 000}{40} = 5\ 925\ \rm{py6}.$$

Таким образом, влияние рейсовой проходки и ресурса бурового инструмента наиболее значительно при формировании затрат на бурение.

При бурении скважины буровым снарядом без съемного керноприемника произойдет рост затрат времени на проведение спуско-подъемных операций (СПО) и снижение доли времени  $T_6$ .

При бурении неглубоких скважин (до 200–250 м) при прочих равных условиях в сравнении с КССК или ССК это не приведет к значительному росту стоимости метра бурения, но может отразиться на качестве керна и, соответственно, на стоимости бурения, если, например, для повышения сохранности керна при бурении потребуется несколько ограничить длину рейсовой проходки.

При проходке более глубоких скважин (250–300 м) затраты на бурение снарядом со съемным керноприемником будут значительно ниже даже при большей длине керноприемной части колонкового набора. Например, если время бурения  $T_6$  будет равно 3 ч, при длине колонковой трубы 6 м, то при сохранении значений всех остальных данных, использованных в первом расчете, стоимость метра бурения

$$C_{\rm M} = \frac{32\,000}{8} \left(\frac{1}{4,5} + \frac{8-3}{6}\right) + \frac{5\,000}{50} = 4\,300\,\mathrm{py6}.$$

Если для повышения сохранности керна в колонковой трубе потребуется ограничить длину рейсовой проходки, это приведет к еще более значительному росту стоимости метра бурения. Например, если длина рейсовой проходки будет равна рейсу при бурении КССК – 4,5 м, то стоимость метра бурения составит

$$C_{\rm M} = \frac{32\ 000}{8} \left(\frac{1}{4,5} + \frac{8-3}{4,5}\right) + \frac{5\ 000}{50} = 5\ 420$$
 руб.

При последних расчетах не учтено то обстоятельство, что при проведении СПО, особенно в наклонных и искривленных скважинах, снижается ресурс как бурового снаряда, так и дорогостоящего бурового инструмента вследствие изнашивания о стенки скважины при подъеме и спуске. Опыт буровых работ показывает, что изнашивание буровых коронок и долот, расширителей, калибраторов в процессе спуска-подъема может быть очень велик. Другой эффект от применения снарядов со съемным керноприемником состоит в том, что при спуско-подъемных операциях перепады давления промывочной жидкости, вызванные перемещением снаряда вызывают разрушение стенок скважины и их обваливание, соответственно сокращение операций СПО способствует сохранению ствола скважины без какихлибо дополнительных технологических операций. По этим причинам расчетная стоимость метра бурения снарядом без съемного керноприемника может быть еще выше. Соответственно, будут еще более значительны аргументы в пользу выбора для производства работ снарядов со съемным керноприемником, особенно если учесть, что в настоящее время отечественными и зарубежными производителями предлагаются буровые коронки, ресурс которых может составлять не десятки, а сотни метров.

#### Контрольные вопросы и задания к главе 4

1. Назовите основные механические способы разрушения горных пород при бурении.

2. Назовите известные варианты вращательного способа бурения скважин в зависимости от вида бурового инструмента.

3. Назовите варианты способов бурения с наложением на инструмент ударных импульсов.

4. Назовите основные материалы, используемые при изготовлении породоразрушающих элементов буровых инструментов – коронок и долот.

5. Сформулируйте основную зависимость механической скорости бурения от площади забоя скважины, энергоемкости и затрат мощности для разрушения породы.

6. Назовите основные пути интенсификации процесса разрушения горных пород при бурении.

7. Каким образом влияет площадь забоя скважины на эффективность разрушения горной породы при бурении?

8. Каково влияние удельного контактного давления на процесс разрушения горной породы при бурении?

9. В чем механизм поверхностного, усталостного и объемного разрушения горной породы при бурении?

10. Какова основная зависимость глубины разрушения горной породы резцами и механической скорости бурения от частоты вращения бурового инструмента.

11. Какова связь крутящего момента на забое с частотой вращения, осевым усилием на инструмент и углублением инструмента в породу за один оборот вращения на забое?

12. В чем состоит влияние подачи промывочной жидкости на механическую скорость бурения и затраты мощности на бурение?

13. Назовите причины и основные закономерности формирования зоны предразрушения при механических способах разрушения горных пород.

### Глава 5

### РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ СПОСОБЕ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

### 5.1. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из твердого сплава

При вращательном бурении разрушение рыхлых, мягких и горных пород средней твердости, пластичных и упругопластичных успешно осуществляется резанием или резанием-скалыванием буровыми коронками или долотами, вооруженными твердосплавными резцами. Основные параметры резцов из твердого сплава приведены в гл. 4 и на рис. 4.1.

При разрушении горных пород реализуются:

• резание – непрерывное отделение пластичной породы или стружки кромкой прижатого к забою резца;

• скалывание – периодическое отделение осколков породы от забоя прижатым к породе с достаточным осевым усилием резцом или путем приложения ударного импульса к резцу;

• резание-скалывание – отделение крупных частей породы скалыванием или отрывом передней гранью резца с последующим срезанием мелких выступов до нового акта скалывания.

#### 5.1.1. Твердые сплавы и их свойства

Твердосплавный породоразрушающий инструмент армируют главным образом спеченными твердыми сплавами различной формы и размеров [15].

Наплавочные твердые сплавы используют для повышения износостойкости лопастных долот режущего типа, шарошечных долот для бурения мягких горных пород и средней твердости, специальных коронок для вращательного бурения и башмаков обсадных колонн. Преимуществом наплавочных материалов является возможность многократного восстановления бурового инструмента. Основной материал для наплавок – релит, который характеризуется невысокой, в сравнении со спеченными твердыми сплавами, твердостью и износостойкостью [15].

Для армирования бурового инструмента используют в основном спеченные вольфрамокобальтовые твердые сплавы типа ВК, которые имеют большую твердость, сочетающуюся с высокой износостойкостью при нагреве до 1000°. Сплавы ВК почти не подвергаются заметной деформации, имеют большую прочность на сжатие, но в то же время обладают невысокой прочностью на изгиб и растяжение, небольшой ударной вязкостью.

Спеченные твердые сплавы состоят из карбида вольфрама WC и кобальта Со в различных процентных отношениях. Карбид вольфрама придает сплаву значительную твердость и износостойкость. Он не магнитен, имеет высокую теплопроводность и весьма хрупок.

Кобальт – ковкий и вязкий металл, в расплавленном состоянии он хорошо смачивает зерна карбида вольфрама и при затвердении прочно связывает их.

Спеченный сплав типа ВКЗ, ВК6, ВК8, ВК10, ВК15, ВК20, ВК25 изготавливают из порошковой смеси карбида вольфрама и кобальта путем прессовки в специальных графитовых пресс-формах и спекания при температуре ниже температуры плавления карбидов.

Цифры в марке сплава соответствуют процентному содержанию кобальта, в зависимости от которого сплавы отличаются прежде всего прочностью на изгиб, плотностью и твердостью.

Прочность на изгиб у сплава ВКЗ составляет 1 100 МПа (минимальная), у сплава ВК25 – 2 000 МПа (максимальная). При этом более твердым является сплав ВК6 – 90 МПа. Твердость сплава ВК25 – 82 МПа.

Твердость сплава возрастает с увеличением содержания карбида вольфрама и уменьшением размеров его зерен. По структуре сплавы разделяются на мелко-, средне- и крупнозернистые. Мелкозернистые сплавы с размером зерен 1 мкм имеют индекс «М», крупнозернистые с размером зерен до 3–5 мкм индекс «В», среднезернистые – зерно 1–2 мкм не имеют индекса.

При увеличении содержания кобальта и зернистости возрастает ударная вязкость сплава. Предел прочности резцов из твердых сплавов может быть существенно повышен упрочнением, например охлаждением в азоте или алмазным шлифованием. Алмазное шлифование удаляет с поверхности резцов дефектный слой, что существенно повышает предел прочности сплава на изгиб и ударную вязкость на 20–50 %, ударную долговечность в 10 раз [16].

С учетом основных физико-механических свойств среднезернистые и крупнозернистые сплавы с малым содержанием кобальта применяют для армирования инструмента, работающего в условиях безударных нагрузок, т. е. бурового инструмента для вращательного бурения. Сплавы со средним и высоким содержанием кобальта используют для армирования инструмента, работающего в условиях ударных нагрузок, т. е. инструмента для ударно-вращательного бурения и шарошечных долот, предназначенных для бурения пород высокой твердости. Эти сплавы обладают наибольшей прочностью, но они менее износостойки.

Более высокие и сбалансированные характеристики имеют сплавы *DP* компании *Sandvik* (см. рис. 3.15). Они за счет слоистой структуры, при которой максимальной твердостью вставка обладает на поверхности и в центре, а средний слой характеризуется высокой вязкостью, сочетают высокую прочность, ударную вязкость и твердость поверхности.

Основной проблемой нанесения наплавочных твердых вольфрамкобальновых сплавов является так называемая *температурная деградация*, которая заключается в значительном снижении твердости покрытия вследствие действия высоких температур.

Решение данной проблемы связано с применением тонких электродов, расплавляющихся при меньшей температуре и за меньший временной интервал, что в результате снижает температуру и время наплавления твердого сплава на поверхность бурового инструмента. В результате применения такой технологии уменьшается отрицательное влияние высокой температуры на качество и прочность твердого сплава.

Другим направлением повышения качества упрочнения поверхностей буровых инструментов твердыми сплавами является применение технологии порошковой металлургии. В этом случае достигается качество покрытия, соответствующее прочностным характеристикам твердосплавных вставок.

# 5.1.2. Основные типы бурового инструмента, вооруженного твердосплавными резцами

Твердосплавные коронки предназначены для колонкового вращательного бурения скважин в мягких и средней твердости горных породах подразделяются на три типа:

• для бурения мягких пород (ребристые, крупнорезцовые) – тип М;

• малоабразивных пород средней твердости (гладкостенные резцовые) – тип СМ;

• абразивных пород средней твердости (гладкостенные, микрорезцовые или самозатачивающиеся) – тип СА.

Эффективность работы коронки во многом зависит от угла заточки α переднего угла γ<sub>п</sub>, угла поворота резцов, их числа и расположения резцов относительно друг друга (см. рис. 4.1).

Угол α выбирают в зависимости от характера проходимых пород: чем тверже порода, тем этот угол больше (см. рис. 4.5). Для пород средней твердости рациональным является прямой угол резания α, для мягких – 75–80°.

Выход резцов за пределы наружного  $f_2$  и внутреннего  $f_1$  контура корпуса (рис. 5.1, *a*) зависит от твердости пород: 0,75–1,0 мм – при бурении пород средней твердости и твердых и 3–6 мм для бурения мягких пород. Размер резца (выступание резца над торцом коронки) также зависит от твердости горных пород и для горных пород средней твердости и твердых составляет 1,5–2,5 мм и 3–7 мм – мягких пород.



Рис. 5.1. Схема вооружения твердосплавной коронки: *а* – вид сбоку в разрезе; *б* – размерещение резцов на торце коронки с поворотом на угол  $\phi_p$  в фронтальной плоскости резания-скалывания

Разворот резцов относительно радиуса коронки на угол  $\phi_p = 10-15^{\circ}$  повышает их сопротивляемость сколу вследствие динамических нагрузок, характерных для бурения трещиноватых, твердых горных пород и пород с включением обломков – брекчий и конгломератов. При этом внутренние резцы размещают с поворотом внутрь коронки, а наружные в направлении внешнего диаметра (рис. 5.1,  $\delta$ ).

Для бурения твердых и абразивных пород средней твердости применяют резцы с небольшой площадью сечения, которые в процессе работы самозатачиваются (см. рис. 4.1, III).

Эффективно работают резцы в коронке, конструкция которой обеспечивает ступенчатую форму разрушения забоя, так как наличие дополнительных обнаженных поверхностей забоя способствует более эффективному разрушению породы. Как следует из опытных данных, механическая скорость бурения при ступенчатом забое может быть в 1,9 раза выше, чем при плоском [27].

Коронка с плоскими поверхностями (рис. 5.2, *a*) используется с буровыми снарядами типа *GEOBOR S* для бурения в рыхлых породах. При бурении такими коронками разрушенная порода гранями резцов направляется в стороны, что, в свою очередь, приводит к снижению заклинивания керна.

Коронки с восьмигранными вставками (рис. 5.2, б) имеют угол наклона режущих поверхностей 10°. Вставки выполнены из износостойкого сплава ВК. В процессе эксплуатации они могут многократно затачиваться. Коронка *Corborit* (рис. 5.2, *в*) имеет чрезвычайно шершавую многогранную рабочую поверхность, полученную при спекании матрицы, состоящей из зерен карбида вольфрама и специального сплава, который, расплавляясь, связывает зерна карбида W. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм. Коронка предназначена для бурения мягких, средней твердости и твердых горных пород.



Рис. 5.2. Твердосплавные коронки компании Atlas Copco

В процессе бурения коронка с подобным вооружением обладает большим количеством режущих кромок, вступающих в контакт с породой, что позволяет снизить вибрирование в процессе резания-скалывания. Она может применяться для бурения горных пород средней твердости с пропластками твердых горных пород.

Лопастные долота предназначены для бурения в основном мягких и пластичных горных пород. Лопастные долота (рис. 5.3) подразделяются по количеству рабочих органов – лопастей: на одно-, двух-, трех-, четырех-, шести- и многолопастные.

Достоинствами лопастных долот является простота конструкции, отсутствие подшипниковых узлов, крайне уязвимых для абразива, сравнительно низкая стоимость долот при достаточно высоком ресурсе (в мягких породах сотни и тысячи метров).

Недостатки лопастных долот – это интенсивная потеря диаметра долота и износ режущих элементов, работающих при высокой температуре, а также необходимость приложения большого крутящего момента, что особенно сложно обеспечить при бурении забойными двигателями и большом диаметре долот.

Однолопастные долота подразделяются на долота типа Ц, Р и пико-буры.

Долота типа Ц предназначены для разбуривания цементных пробок после цементирования обсадных колонн.

Долота типа Р используют для расширения ствола скважины и его проработки.

Пикобуры – для бурения неглубоких скважин в песчано-глинистых породах.

Двухлопастные долота – для бурения преимущественно пластичных и мягких горных пород при относительно небольшой мощности привода. Долота этой разновидности изготавливаются обычно в малых размерах, диаметром от 93 до 165,1 мм.



Рис. 5.3. Трехлопастное долото

Двухлопастные долота выпускают двух типов: М и МС.

Долото трехлопастной конструкции (рис. 5.3) наиболее широко используются при бурении и представлены в самом широком ассортименте. Их применяют в скважинах различного назначения и с разными типами привода, как забойного, так и роторного (верхний привод). Трехлопастные долота могут выпускаться с обычными промывочными каналами (обычно тремя) и тремя каналами с гидромониторными насадками.

Долото (рис. 5.3) имеет корпус 1, лопасти 2. Боковые поверхности лопастей 2 армируются твердосплавными штырями 3 и релитом, в промежутках между штырями. Сопло 7 гидромониторной насадки изготавливают из керамики и устанавливают, герметизируя уплотнительными резиновыми кольцами 4. Сопло 7 удерживается в гнезде шайбой 5, которая закрепляется стопорной шайбой 9 при помощи винта 8. Для соединения с колонной у долота выполняется ниппельная резьба 6. В лезвиях лопастей 2 имеются пазы 10, в которые укрепляются основные режущие элементы: твердосплавные пластины (долото типа М) или дробленые осколки (долото типа MC).

Долота типа М и МС в модификации с обычным промывочным каналом (пример обозначения 3Л-215,9 МС) выпускаются размером от 120,6 до 444,5 мм, а долота со струйной промывкой (пример обозначения 3ЛГ-244,5М) – диаметром от 190,5 до 444,5 мм.

# 5.1.3. Основы механизма разрушения горной породы инструментами режуще-скалывающего действия, вооруженными твердосплавными резцами

Работа твердосплавного резца сводится к следующим основным положениям, изложенным в [30]:

• под действием осевого усилия *P* резец внедряется в породу на глубину *h*;

• разрушение горной породы происходит под действием усилия  $F_{\rm p}$ , реализуемого при передаче на инструмент крутящего момента.

Каждый резец бурового инструмента при углублении в породу совершает путь по траектории винтовой линии радиуса R (радиус скважины) и с шагом винтовой линии S (рис. 5.4). Шаг спирали очень мал, зависит от толщины снимаемого слоя породы за один оборот вращения резца h. Угол наклона винтовой траектории перемещения резца в пространстве определяется из зависимости

$$\Psi = \operatorname{arctg} \frac{h}{2R}.$$

В первый момент внедрения резца без вращения в упругопластичную породу происходит её смятие и раздавливание задней гранью резца. При этом часть разрушенной породы выталкивается из-под резца в виде тонко раздробленной массы.

В дальнейшем под действием осевого усилия внедрение происходит по наклонной поверхности задней грани резца и наступает разрушение горной породы передней гранью при перемещении резца вперед. При этом порода скалывается не только впереди резца, но и с его боков. Под задней гранью резца образуется слой спрессованной и раздавленной породы.

Таким образом, объем разрушенной породы превосходит объем внедрившейся части резца и тем больше, чем более хрупка порода и выше осевое усилие.

При работе резца в щели (стесненные условия) выкалывание породы происходит только перед передней гранью резца.

Процесс разрушения при вращательном бурении связан с перемещением резцов инструмента, нагруженного осевым усилием P, вдоль плоскости резания-скалывания под действием усилия  $F_p$  (рис. 5.5).

При бурении пластичных пород реализуется резание с образованием сливной стружки. Сливная стружка – сплошная лента отделенных от забоя

и слегка сдвинутых элементов без нарушения сплошности с проявлением пластической деформации.

При бурении упругохрупких пород реализуется процесс резанияскалывания.



Рис. 5.4. Схема условий работы на забое скважины твердосплавного резца



Рис. 5.5. Схема работы коронки с твердосплавными резцами на забое скважины

При бурении хрупких и достаточно прочных пород имеет место циклический характер разрушения, который реализуется как скол породы в большом объеме, затем отделение мелких частиц с последующим накоплением энергии (резец останавливается, упираясь в слой неразрушенной породы) и новым сколом большого объема породы. В этом случае при разрушении возникают рывки, остановки инструмента.

Определение глубины внедрения в породу твердосплавных резцов различной геометрии.

Усилие Р действует на породу в двух направлениях (рис. 5.6):

- под прямым углом к задней грани резца *P*<sub>1</sub>;
- вдоль задней грани резца *P*<sub>2</sub>.

Сопротивление породы разрушению состоит в проявлении реакций  $N_1$  и  $N_2$ . Реакция  $N_1 > N_2$ , поэтому резец перемещается при вдавливании по наклонной поверхности задней грани. Перемещение резца по наклонной плоскости вызывает силы трения на задней  $T_3$  и передней  $T_{\pi}$  грани резца.

Реакция  $N_1$  определяется сопротивлением на площадке смятия  $S_{\rm см}$  опорной поверхности задней грани резца (рис. 5.5), твердостью горной породы  $p_{\rm III}$  и затратами на преодоление сил внутреннего трения, вызванными деформированием породы:

$$N_1 = S_{\rm cm} p_{\rm m} (1 + {\rm tg} \,\varphi), \tag{5.1}$$

где tg  $\phi$  – коэффициент внутреннего трения.

Реакция  $N_2$  определяет сопротивление скалыванию породы передней гранью резца  $\sigma_{ck}$ , влияние сил внутреннего трения и размеры площадки скалывания  $S_{ck}$ :

$$N_2 = S_{c\kappa} \sigma_{c\kappa} (1 + \mathrm{tg} \, \varphi). \tag{5.2}$$

Так как твердость значительно превышает предел прочности породы на скалывание, то  $N_1 > N_2$ .

Силы трения на задней и передней поверхностях резца:

$$T_3 = N_1 f; \ T_{\pi} = N_2 f, \tag{5.3}$$

где f – коэффициент трения резца о породу.

Внедрение резца происходит, если выполняется условие

$$P > N_1 \sin \alpha + T_3 \cos \alpha + T_{\pi}.$$

Проецируя все действующие силы на горизонтальную плоскость, составим уравнение  $N_2 - N_1 \cos \alpha + T_3 \sin \alpha = 0$ , которое позволяет определить реакцию породы  $N_2$ :

$$N_2 = N_1 (\cos \alpha - f \sin \alpha). \tag{5.4}$$

Проецируя действующие силы на вертикальную плоскость, получаем

$$P-T_3\cos\alpha-T_{\pi}-N_1\sin\alpha=0.$$

Из данного уравнения после подстановки всех входящих значений получим

$$P = N_1 \Big( 2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha \Big).$$
 (5.5)

Из уравнения (5.5) следует:

$$N_1 = \frac{P}{2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha}.$$
 (5.6)

Из схемы на рис. 5.7 следует, что площадка смятия:

$$S_{\rm CM} = a l$$
, а поскольку tg $\alpha = \frac{a}{h}$ , то  $S_{\rm CM} = h$  tg  $\alpha l$ .

Учитывая, что реакция N<sub>1</sub> рассчитывается по формуле (5.1), получаем

$$N_1 = h \operatorname{tg} \alpha \, l \, p_{\text{III}} \, (1 + \operatorname{tg} \varphi). \tag{5.7}$$

Подставляя значение  $N_1$  в формулу (5.7) и решая эту зависимость относительно h, имеем

$$h = \frac{P}{p_{\rm m} l \text{tg} \,\alpha \left(2 f \cos \alpha + \sin \alpha - f^2 \sin \alpha\right) (1 + \text{tg} \,\phi)}.$$
 (5.8)

Из выражения (5.8) следует, что глубина внедрения резца в породу увеличивается при повышении осевого усилия, уменьшении ширины резца и угла его приострения α, а также в случае меньших значений твердости горной породы и коэффициента внешнего трения резца о породу, коэффициента внутреннего трения в деформируемом объеме горной породы.





Рис. 5.6. Схема для расчета реакций и глубины внедрения резца в породу

Рис. 5.7. Схема для расчета глубины внедрения резца в породу

Формула (5.8) получена для резца, у которого передний угол  $\gamma_{\pi} = 0^{\circ}$ . Для резца с отрицательным передним углом  $\gamma_{\pi}$  (рис. 4.1, схема II) аналогичное решение позволяет получить несколько иную формулу:

$$h = \frac{P(\cos \gamma_{\pi} - \sin \gamma_{\pi} f) \cos \gamma_{\pi}}{p_{\mu} ltg \alpha (2f \cos \alpha + \sin \alpha - f^{2} \sin \alpha) (1 + tg \phi)} .$$
(5.9)

Если в породу внедряется резец с положительным передним углом (рис. 4.1, схема I), то формула для определения глубины внедрения резца будет также несколько иной:

$$h = \frac{P(\cos \gamma_{\pi} + \sin \gamma_{\pi} f) \cos \gamma_{\pi}}{p_{\mu} ltg \alpha (2f \cos \alpha + \sin \alpha - f^{2} \sin \alpha) (1 + tg \phi)}.$$
 (5.10)

Таким образом, при статическом вдавливании в породу наибольшая глубина внедрения при прочих равных условиях будет у резца с нулевым значением переднего угла (рис. 5.8), а минимальная – у резца с отрицательным передним углом (формула (5.9). Условия применения резцов с положительными передними углами ограничиваются только бурением самых мягких горных пород.

Резцы с нулевым и отрицательными передними углами предназначены для бурения горных пород мягкой и средней твердости, при этом для более твердых пород предпочтительнее применять резцы с отрицательными передними углами, так как наклон резцов в противоположную сторону от направления движения снижает динамические нагрузки на резцы и инструмент пропорционально sin  $\gamma_{п}$ .

При вращении бурового инструмента под действием крутящего момента каждый резец реализует усилие резания-скалывания породы  $F_p$ . Разрушение горной породы будет происходить, если усилие  $F_p$  превышает реакцию  $N_2$  (рис. 5.6) и трение резца о забой:  $F_p > N_2 + T_3$ . Из данной зависимости можно определить:

$$F_{\rm p} = S_{\rm c\kappa} \,\sigma_{\rm c\kappa} \,(1 + {\rm tg}\,\varphi) + f P. \tag{5.11}$$

Площадь площадки скалывания  $S_{c\kappa} = AC \cdot l$ . Из схемы на рис. 5.5 следует, что  $AC = \frac{h}{\sin \gamma_{c\kappa}}$ , где  $\gamma_{c\kappa}$  – угол скалывания породы.

hl

Следовательно

$$S_{c\kappa} = \frac{m}{\sin \gamma_{c\kappa}};$$

$$F_{p} = \frac{\sigma_{c\kappa} h l (1 + tg \phi)}{\sin \gamma_{c\kappa}} + fP.$$
(5.12)

Угол скалывания породы  $\gamma_{ck}$  может изменяться в пределах 15–30°.

Меньшие значения углов скалывания более соответствуют разрушению твердых пород, большие – средней твердости и мягким.

В формуле (5.12) выделены два слагаемых: первое отражает затраты силы на разрушение породы, второе – на преодоление сил внешнего трения. Соотношение этих усилий таково, что первое слагаемое составляет 20–30 % от общих затрат силы и энергии на разрушение, а второе 65–80 %.

Таким образом, значительно бо̀льшая часть энергии разрушения породы твердосплавными резцами тратится на преодоление силы трения.

Перемещающийся резец скалывает породу в дискретном режиме, при котором усилие  $F_p$  изменяется от минимума до максимума. В момент скалывания по линии AC (рис. 5.8) на площадке  $S_{ck}$  сила  $F_p$  достигает максимума. Далее  $F_p$  уменьшается до минимума. После этого вновь происходит рост силы  $F_p$ .

Результирующая осевой нагрузки *P* и усилия резания-скалывания *F*<sub>p</sub> (сила *R*) рассчитывается из выражения

$$R = \sqrt{P^2 + F_{\rm p}^2} \,. \tag{5.13}$$

Как следует из схемы на рис. 5.6. осевая нагрузка и усилие резанияскалывания связаны зависимостью

$$P = \operatorname{tg} \psi F_{p}.$$

Значения угла  $\psi$  приведены в [30]. Из этих данных видно, что для резцов с положительными передними углами угол  $\psi$  изменяется незначительно во всем диапазоне значений переднего угла и составляет 26,5°, а осевая нагрузка с усилием резания связаны следующей зависимостью:

$$P \approx 0.5 F_{\rm p.} \tag{5.14}$$

Для резцов с отрицательными передними углами угол  $\psi$  увеличивается по мере повышения значения переднего угла, а осевая нагрузка с усилием резания связаны следующим соотношением:

$$P = F_{\rm p} \, {\rm tg}(26^{\rm o} + 0.25\gamma_{\rm n}). \tag{5.15}$$

Таким образом, при постоянном значении глубины внедрения в породу с увеличением переднего отрицательного угла сопротивление резанию-скалыванию интенсивно нарастает, а значение усилия резанияскалывания постоянно больше осевой нагрузки.

На рис. 5.9 приведены графики, отражающие зависимость усилия резания и осевой нагрузки на резец от величины переднего угла при постоянном значении глубины внедрения в породу. Указанные графики построены по данным опытного определения параметров [30], которые приведены на рис. 5.10.



Рис. 5.8. Схема для определения усилия резания *F*<sub>p</sub>



Рис. 5.9. Зависимость осевого усилия *P* на резец и усилия резания *F*<sub>p</sub> резцом от величины переднего угла при заданной глубине внедрения *h* 

Согласно опытным данным с увеличением переднего положительного угла для разрушения породы на заданную глубину требуются меньшие усилия и, наоборот, с повышением переднего отрицательного угла усилия разрушения при заданной глубине внедрения, должны повышаться.

Рассмотрим распределение усилий при работе резцов с положительным и отрицательным передними углами (рис. 5.11, *a*, *б*).



Рис. 5.10. Зависимость глубины внедрения резца в породу h от усилия резания  $F_p$  и осевого усилия P при различных значениях переднего угла резца  $\gamma_{\Pi}$ : линия  $1 - +60^{\circ}$ ;  $2 - +45^{\circ}$ ;  $3 - +30^{\circ}$ ;  $4 - 0^{\circ}$ ;  $5 - -30^{\circ}$ ;  $6 - -45^{\circ}$ ;  $7 - -60^{\circ}$ 



Рис. 5.11. Схемы распределения усилий при работе резцов с положительным (*a*) и отрицательным (*б*) передними углами

Как следует из представленной схемы (рис. 5.11, *a*), на переднюю грань резца при резании-скалывании породы оказывает действие усилие сопротивления со стороны породы  $F_{\rm H}$ , которое по величине можно приравнять к усилию резания  $F_{\rm p}$ . Из усилия  $F_{\rm H}$  выделим составляющую, пер-пендикулярную передней грани резца  $F_{\rm n} = F_{\rm H} \cos \gamma_{\rm n}$ . Усилие  $F_{\rm n}$  спроецируем на вертикальную плоскость и получим силу  $F_{\rm o}$ :

$$F_{\rm o} = F_{\rm H} \cos \gamma_{\rm I} \sin \gamma_{\rm I}. \tag{5.16}$$

Как следует из схемы (рис. 5.11, *a*), при положительном переднем угле усилие  $F_0$  направленно в сторону забоя, повышает действующую осевую нагрузку на резец, которая при движении резца составит  $P + F_p \cos \gamma_{\Pi} \sin \gamma_{\Pi}$ .

При отрицательном переднем угле (рис. 5.11,  $\delta$ ) вертикальная составляющая  $F_0$ , также равная произведению ( $F_{\rm H} \cos \gamma_{\rm II} \sin \gamma_{\rm II}$ ), будет направлена в противоположную сторону от забоя, снизит осевую нагрузку, которая при движении резца с отрицательным передним углом составит

 $P - F_{\rm p} \cos \gamma_{\rm m} \sin \gamma_{\rm m}$ .

Таким образом, резец с положительным передним углом будет стремиться непрерывно заглубляться в породу по мере повышения сопротивления разрушению, что приведет к поломке самого резца, если глубина его внедрения в породу не ограничивается, например, снижением осевой нагрузки на резец.

Резец с отрицательным передним углом при повышении сопротивления породы разрушению будет выталкиваться из породы, устанавливая в автоматическом режиме приемлемую по условию величину сопротивления, глубину канавки разрушения, если сила выталкивания резца  $F_0$  не будет компенсирована повышением осевого усилия.

Вторая важнейшая особенность распределения усилий при работе резцов с положительным и отрицательным передними углами состоит в том, что резец с отрицательным передним углом менее восприимчив к резкому динамическому возрастанию усилия сопротивления породы  $F_{\rm H}$ , поскольку рост усилия  $F_{\rm H}$ , как было уже рассмотрено, приводит к перемещению резца вверх, что исключает его поломку. Резец с положительным передним углом, напротив, при резком повышении сопротивления породы стремится резко углубляться, усугубляя перегрузку, что приведет его к поломке.

Таким образом, резцы с положительными передними углами (рис. 5.11, *a*) рекомендуется использовать для бурения только мягких горных пород двух или трехлопастными долотами режуще-скалывающего действия, а также льда резанием.

Резцы с отрицательными передними углами (рис. 5.11,  $\delta$ ) и передними углами, равными нулю (рис. 5.6), применяются для бурения как мягких, так и средней твердости горных пород. Отрицательные передние углы имеют все резцы для бурения твердых и крепких горных пород. При этом справедливо правило, которое состоит в том, что величина отрицательного переднего угла резцов должна возрастать по мере повышения твердости буримых горных пород.

Механическая скорость бурения, м/ч, твердосплавным резцовым инструментом определяется по зависимости

$$v_{\rm M} = 60 \ h \ m \ \omega, \tag{5.17}$$

где h – глубина внедрения резца, определяемая по формулам (5.8), (5.9), (5.10), м; m – число резцов в линии резания у бурового инструмента;  $\omega$  – частота вращения, мин<sup>-1</sup>.

Формулы (5.8)–(5.10) получены при условии статического внедрения резцов в породу и не учитывают динамики процесса её резанияскалывания, а именно, скорости перемещения резца. С учетом скорости резания-скалывания породы К. И. Борисовым [30] экспериментально получена формула определения глубины канавки разрушения в зависимости от основных параметров, в частности от скорости перемещения резца:

$$h = \frac{P}{fbp_{\rm III}e^{Kv_{\rm p}}(1+0,1K_{\rm I}a)},$$
(5.18)

где P – осевая нагрузка на резец; f – коэффициент трения резца о породу; b – ширина резца;  $p_{\rm m}$  – твердость породы; K – коэффициент, учитывающий свойства горной породы;  $v_{\rm p}$  – скорость резания-скалывания породы;  $K_1$  – коэффициент, учитывающий геометрию резца; a – ширина площадки притупления резца.

Таким образом, формула (5.18) подтверждает, что при разрушении горной породы в процессе резания-скалывания повышение скорости перемещения резца приводит к снижению глубины формируемой борозды или канавки разрушения (см. рис. 4.14, 4.17).

По формуле (5.17) рассчитывается мгновенная скорость бурения, которая не учитывает изнашивания резца.

Рассмотрим процесс внедрения твердосплавного резца с учетом его изнашивания (рис. 5.12) по материалам, представленным в работе [30].

Изменение внедрения резца в породу за период его работы *t* представлено в виде формулы

$$h_t = h - y_t, \tag{5.19}$$

где h – внедрение острого резца;  $y_t$  – линейный износ резца по высоте за время работы t.

Линейная высота износа  $y_t$  зависит от многих факторов, таких как геометрия резца, коэффициент трения, абразивность горных пород и др. Для оценки изнашивания резца используем зависимости (3.10) и (3.11), которые позволяют определить величину износа материала резца:

$$q = \frac{V}{A_{\rm r}} = \frac{V}{P f v_{\rm p} t},\tag{5.20}$$

где V – объем изношенного материала резца, м<sup>3</sup>;  $A_{\rm T}$  – работа сил трения при изнашивании за время t, Дж; P – осевая нагрузка на резец, даН; f – коэффициент трения резца о породу;  $v_{\rm p}$  – скорость резания-скалывания породы, м/с.

Объем изношенного материала резца определим из схемы на рис. 5.12. Объем призмы длиной l с треугольным поперечным сечением высотой  $h_t$ и основанием  $a = y_t \text{tg } \alpha$  определяется формулой

$$V = \frac{ay_t l}{2} = \frac{y_t^2 \operatorname{tg} \alpha l}{2}.$$
 (5.21)

Таким образом, величина износа

$$q = \frac{y_t^2 l \lg \alpha}{2P f v_p t}.$$
(5.22)

Из формулы (5.22) определим линейную высоту износа резца:

$$y_t = \sqrt{\frac{2qPfv_pt}{ltg\,\alpha}}.$$
(5.23)

Формула (5.19) для расчета глубины внедрения резца с отрицательным передним углом с учетом его изнашивания для резца будет выглядеть следующим образом:

$$h_{t} = \frac{P(\cos \gamma_{\pi} - \sin \gamma_{\pi} f) \cos \gamma_{\pi}}{p_{\mu} l \text{tg} \alpha (2 f \cos \alpha + \sin \alpha - f^{2} \sin \alpha) (1 + \text{tg} \phi)} - \sqrt{\frac{2 q P f v_{p} t}{l \text{tg} \alpha}}.$$
 (5.24)

Процесс изнашивания твердосплавных резцов при бурении характеризуется наличием зоны I, II и III (рис. 5.13) [2].

Зона I – интенсивное изнашивание острых граней резцов, при котором формируется устойчивая площадка износа. При этом механическая скорость бурения резко снижается, а объемная работа разрушения нарастает.

Зона II – установившийся износ, который происходит на основном интервале бурения. Изнашивание происходит в результате истирания, контактные давления постоянны или близки к постоянным значениям. На данном интервале скорость бурения и объемная работа разрушения достаточно постоянны.

Зона III – усталостное или температурное изнашивание сопровождается резким падением механической скорости бурения и повышением объемной работы разрушения. Наиболее высокая температура возникает в центре площадки затупления резца, а когда она достигает большой величины, температура резца повышается из-за неудовлетворительного охлаждения жидкостью и интенсивность износа резко возрастает с образованием сетки трещин. Поскольку бурение в этом случае становится крайне непроизводительным и затратным, степени изнашивания инструмента, соответствующего зоне III, допускать не следует. Влияние скорости резания-скалывания породы можно учесть, использовав экспериментальную зависимость (5.18). С учетом установленной зависимости глубины внедрения резца и скорости его перемещения формула (5.24) будет выглядеть следующим образом:

$$h_{t} = \frac{P(\cos \gamma_{\pi} - \sin \gamma_{\pi} f) \cos \gamma_{\pi}}{p_{\mu} ltg \alpha e^{Kv_{p}} (2f\cos \alpha + \sin \alpha - f^{2}\sin \alpha)(1 + tg \phi)} - \sqrt{\frac{2qPfv_{p}t}{ltg \alpha}}.$$
 (5.25)





Рис. 5.12. Схема для расчета глубины внедрения резца в породу с учетом его изнашивания

Рис. 5.13. Зависимости механической скорости *v*<sub>м</sub>, объемной работы разрушения *A* и износа И резцового твердосплавного инструмента от проходки

В то же время следует отметить, что формула (5.25) не учитывает влияние дефектов в разрушаемой породе. Влияние параметров, снижающих теоретическую прочность породы, можно оценить, проанализировав зависимость (2.44).

Таким образом, механическую скорость бурения твердосплавным буровым инструментом можно рассчитать по зависимости

$$v_{\rm M} = h_t \, m \, n. \tag{5.26}$$

При бурении твердосплавным инструментом большое влияние на процесс разрушения оказывает форма забоя.

При исследовании параметров разрушения [33] в соответствии со схемой (рис. 5.14) получены зависимости (рис. 5.15, *a*, *б*), которые показывают, что глубина внедрения резца в породу при наличии свободной поверхности в несколько раз превышает глубину внедрения в забой щелевой формы (рис. 5.15, *a*), а усилие резания и осевая нагрузка, необходимые для разрушения, уменьшаются при наличии боковой свободной поверхности (рис. 5.15, *б*).







а б Рис. 5.15. Зависимости глубины внедрения *h* резца (*a*) и осевого усилия *P* (б) от расстояний *L* и *l* (рис. 5.12), определяющих форму забоя



Рис. 5.16. Варианты забоев скважин со свободными поверхностями

Поэтому рациональным расположением резцов в буровом инструменте будет такое, при котором в процессе разрушения породы образуются свободные поверхности (рис. 5.16). Как это уже отмечено, наличие свободных поверхностей на забое приводит к существенному повышению механической скорости бурения.

## 5.2. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов

## 5.2.1. Буровые инструменты с резцами из композиционного сверхтвердого материала

Для создания бурового инструмента резцового типа могут использоваться композиционные материалы, содержащие отдельные алмазные зерна в металлической и металлокерамической матрицах, к ним относится созданный в 1967 г. в ИСМ АН Украины материал славутич.

Результаты испытаний показали [21], что с увеличением размеров алмазных зерен разрушающая нагрузка на них при бурении растет, а предел прочности резко снижается (рис. 5.17). Поэтому применение крупных алмазов, диаметр которых более 1,5 мм, может приводить к интенсивному разрушению резцов. Славутич представляет собой крупный алмазосодержащий резец, который обладает более высокой прочностью, чем крупный алмаз, так как состоит из мелких фракций алмаза, соединенных при спекании с порошковой шихтой твердосплавной основы.

Породоразрушающие вставки изготавливают формованием с последующим спеканием. На рис. 5.18, *а* показана отформованная композиция перед спеканием. Наружная оболочка вставки *1*, окружающая алмазосодержащую композицию *2*, не содержит алмазов. Спекание производится при температуре 1 400–1 460 °C.

Выполненные ИСМ АН Украины исследования показали, что с увеличением температуры нагрева алмазы активно взаимодействуют с окружающими их металлами, образуя твердые растворы или карбиды. Поэтому при температуре спекания порошка твердого сплава 1, в котором равномерно распределены алмазы 3, образуется новая композиционная структура 2. Алмаз при спекании частично растворяется по контакту с порошком твердого сплава, что приводит к образованию зон контактного взаимодействия 6, пластичного материала 5 и твердого сплава повышенной прочности 7 (рис. 5.18,  $\delta$ ). Благодаря этому достигается прочное соединение алмаза с твердым сплавом и, таким образом, образуется новый сверхтвердый материал. Данные микроанализа позволили установить, что толщина зоны контактного взаимодействия составляет 4–5 мкм.



Рис. 5.17. Зависимости предела прочности на сжатие σ<sub>сж</sub> и разрушающей нагрузки *P*<sub>p</sub> от размера алмазов



Рис. 5.18. Отформованная вставка славутича (*a*) и структура материала (*б*): *1* – твердосплавная оболочка; 2 – алмазосодержащая твердосплавная композиция; *3* – алмаз; *4* – твердый сплав; *5* – зона пластичного материала; *6* – зона контактного взаимодействия алмаза и твердого сплава; *7* – зона твердого сплава повышенной прочности

Внедрению славутича в промышленность способствовали его высокие эксплуатационные качества, в сравнении с крупными природными алмазами. Не уступая крупным природным алмазам в износостойкости, славутич значительно превосходит их по прочности. Стоимость славутича значительно ниже, чем стоимость крупных природных алмазов. При этом, если применение крупных алмазов для создания бурового инструмента имеет свои ограничения, ввиду их прочности (рис. 5.17) и стоимости, то изделия из славутича могут быть изготовлены любых форм и размеров.

Для оснащения бурового инструмента изготавливаются вставки цилиндрической формы с плоским, сферическим и клиновидным рабочими торцами (рис. 5.19). С целью более рационального использования славутича породоразрушающие вставки выполняются с подложкой из твердого сплава. К корпусу бурового инструмента вставки славутича крепятся припаиванием специально подобранным припоем, включающим цинк, фосфор, железо и медь. Пайка осуществляется путем высокочастотного нагрева аппаратом СВЧ.

Для бурения скважин на нефть и газ выпускается различный буровой инструмент типа ИСМ. Это долота режущего (для мягких пород) и микро-

режущего типа (для твердых пород), колонковые долота, калибраторыстабилизаторы, долота для направленного бурения.

На рис. 5.20 показано долото ИСМ для бурения скважин большого диаметра, предназначенное для зарезания нового направления ствола скважины с искусственного (цементного) забоя при многоствольном бурении. На рис. 5.20 обозначено: *1* – корпус долота; *2* – вставки типа «славутич»; *3*, *4*, *5* – промывочные отверстия и каналы.



Рис. 5.19. Вставки из славутича: *а* – цилиндрическая плоская, *б* – сферическая и *в* – клиновидная; *1* – слой славутича; *2* – слой твердого сплава ВК



Рис. 5.20. Долото ИСМ с резцами из твердосплавноалмазного композита типа «Славутич»

Для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые вставки из славутича могут использоваться в коронках для бурения твердых пород и средней твердости [28].

Коронки типа БСС и БСИ оснащены вставками славутича в подрезном слое на торце коронки, а коронки БС как в торцевом, так и подрезном слое.

Коронки БС различных типов применяются для бурения горных пород средней твердости и твердых.

Кроме коронок с использованием славутича изготавливают также долота и расширители.

При бурении горных пород средней твердости и мягких резцы внедряются в горную породу на глубину, существенно превышающую величину выпуска алмазов из вставки, и единичным резцом следует считать вставку из материала славутич в целом.

В этом случае при анализе процесса разрушения горной породы будут справедливы зависимости (2.34), (2.35), (2.36), отражающие влияние ряда параметров на глубины внедрения в породу шарообразного, пирамидального, клиновидного и пирамидального с площадкой износа резцов.

Основные положения механики разрушения горной породы резцами из славутича существенно не отличаются от положений разрушения горных пород буровыми инструментами с резцами из твердого сплава. На-

пример, если известно внедрение одного резца в породу h, то углубление за один оборот рассчитывается из произведения  $h n_p$ , где  $n_p$  – число резцов в линии резания на торце бурового инструмента, а механическая скорость бурения может определяться по формуле (5.17).

В то же время вставки из славутича отличаются более высокой износостойкостью, которая существенно выше, чем у резцов из твердого сплава типа ВК, а поэтому стойкость инструмента с резцами из материла славутич существенно превышает ресурсные показатели твердосплавного инструмента.

В работе [21] приведены зависимости расчета глубины внедрения в мягкую горную породу или средней твердости за один оборот долота, оснащенного сферическими резцами из материала славутич:

$$h = K \left( r_{\rm B} - \sqrt{r_{\rm B}^2 - \frac{2P_{\rm oc}r_{\rm B}}{\pi n_{\rm p}D\sigma_{\rm Bp}}} \right), \tag{5.27}$$

где  $r_{\rm B}$  – радиус сферы породоразрушающей вставки, м;  $P_{\rm oc}$  – осевая нагрузка на долото, даН;  $n_{\rm p}$  – количество резцов в линии резания на торце долота;  $\sigma_{\rm Bp}$  – временное сопротивление породы разрушению, Па.

При бурении более крепких горных пород разрушающими элементами являются зерна алмазов, находящиеся на поверхности вставок из славутича.

При условии, что поверхность алмазов имеет сферическую форму, в работе [21] приведена формула для расчета глубины внедрения долота, оснащенного вставками из славутича, в породу за один оборот:

$$h = \frac{2r_{\rm B}n_{\rm p}}{3\rho_{\rm a}}T\left(\rho_{\rm a} - \sqrt{\rho_{\rm a}^2 - \frac{6P_{\rm oc}\rho_{\rm a}^2}{\pi Dr_{\rm B}T\sigma_{\rm Bp}}}\right),$$
(5.28)

где  $\rho_a$  – радиус сферы алмаза, м; *T* – отношение применяемой концентрации алмазов к 100 %.

В качестве временного сопротивления породы разрушению в формулах (5.28) и (5.29) можно использовать твердость.

Параметры режима бурения буровыми инструментами с резцами славутич выбирают аналогично методикам выбора параметров режима бурения резцовым инструментом при бурении мягких и средней твердости горных пород и определения параметров бурения твердых горных пород алмазным инструментом. Основными данными при выборе параметров режима бурения в данном случае будут физико-механические свойства горных пород и их состояние, а именно: твердость, трещиноватость, слоистость, абразивность и другие признаки, несколько ограничивающие значения частот вращения и осевых нагрузок на инструмент.

# 5.2.2. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов с поликристаллическими алмазами

Другой вариант изготовления алмазосодержащих твердых материалов состоит в создании спеканием либо прессованием поликристаллических алмазов, которые отличаются от композиционных алмазосодержащих материалов типа славутич наличием жесткого каркаса из сросшихся алмазных зерен [2]. К таким материалам, получившим название *PDC (policristalline diamont cutters)*, относится созданный в 1976 г. компанией *General Electric* (США) материал *Stratapax*. Компания *De Beers* (ЮАР) выпускает его под названием *Sindet*.

Эти материалы, как показали исследования, не уступают по эксплуатационным качествам крупным природным алмазам и получили широкое распространение. С применением сверхтвердых материалов изготавливаются долота, коронки, расширители, которые успешно заменяют шарошечные долота, твердосплавные коронки, традиционный алмазный инструмент с резцами из природных алмазов, обеспечивая высокий ресурс бурового инструмента. Резцы с пластинами Stratapax способны бурить как мягкие породы с высокой механической скоростью, так и твердые с удовлетворительными механической скоростью и стойкостью бурового инструмента. Именно поэтому буровые инструменты, армированные пластинами Stratapax, наиболее эффективны при бурении в разрезах, представленных породами перемежающейся твердости и при наличии высокоабразивных горных пород. Таким образом, с появлением резцов с пластинами Stra*tapax* удалось получить универсальный буровой инструмент, удовлетворяющий достаточно противоречивым требованиям процесса разрушения мягких пород резанием и твердых пород резанием-скалыванием и раздавливанием. В бурении используются твердосплавные пластины Stratapax толщиной 3,5 мм с поликристаллическим покрытием алмазов 0,5 мм. Алмазный слой состоит из спеченных между собой кристаллов размером 60–150 мкм. Твердость пластин, измеренная на приборе ПМТ-3, составляет 50-80 ГПа. Твердосплавная подложка пластины состоит из твердосплавной шихты, содержащей 95 % карбида вольфрама и 5 % кобальта. Формование пластин осуществляется либо спеканием, либо прессованием.

Пластина *Stratapax* получается при совместной обработке отдельных заготовок поликристаллических алмазов и твердого сплава при температуре 1 500°, давлении 5 ГПа и выдержке 5–10 мин. В результате алмазный слой синтезируется в виде однородной поликристаллической массы, образующей целое с твердосплавной подложкой и обладающей очень высокой твердостью, износостойкостью и ударной прочностью.

Фирма De Beers выпускает материал Sindit в виде двухслойных пластин, состоящих из алмазного слоя толщиной 1–1,5 мм и твердосплавной подложки. ИСМ (Украина) совместно с ВНИИалмаз (Россия) разработали несколько марок поликристаллических алмазов на подложке. Материал АТП (алмазные твердосплавные пластины) применяется преимущественно для оснащения бурового инструмента.

Сравнение эксплуатационных свойств *PDC*, природных алмазов и твердого сплава с содержанием кобальта 6 % свидетельствует о том, что основные свойства поликристаллических алмазов сопоставимы с природными.

Существенное колебание твердости природных алмазов объясняется анизотропией их структуры, тогда как кристаллы искусственных поликристаллических алмазов изотропны, т. е. физико-механические свойства кристаллов одинаковы во всех направлениях. Это способствует повышению прочности и износостойкости синтетических алмазов. По сравнению с твердым сплавом прочность синтетических поликристаллических алмазов на сжатие выше на 70 %, а твердость на 250 %. Износостойкость пластин *Stratapax* выше, чем природных алмазов, и в 100–150 раз превышает износостойкость твердого сплава. Основные характеристики пластин типа *Stratapax*, природных алмазов и твердого сплава ВК6 приведены в табл. 5.1 [31].

Таблица 5.1

Свойства материалов	Поликристал-	Природный алмаз	Твердый
	лический алмаз	среднего размера	сплав ВК6
Модуль упругости, ГПа	841	964	630
Модуль жесткости, ГПа	345	400	250
Коэффициент Пуассона	0,32	0,2	0,2
Прочность на растяжение, ГПа	1,29	2,6	1,8
Прочность на сжатие, ГПа	7,61	8,68	4,5
Прочность на изгиб, ГПа	1,1	—	4,9
Твердость HRC, ГПа	50	30-80	20
Коэффициент относительной			
износостойкости	200-300	100-245	2

#### Сравнительные данные физико-механических и эксплуатационных свойств сверхтвердых материалов

Резцы из поликристаллических алмазов состоят из слоя алмазов l, твердосплавной подложки 2 и корпуса резца 3 (рис. 5.21). Для повышения прочности соединения алмазного слоя l с твердосплавной основой 2 последняя выполняется не плоской, а рифленой, с насечками, а для снижения скалывания края пластин, кромки выполняются скошенными.

При изготовлении резцов пластины *PDC* крепятся диффузионной сваркой при высоких температуре и давлении. Перед соединением поверхность пластинок покрывают тонким слоем никеля.

В буровом инструменте резцы с поликристаллическими пластинами устанавливают с отрицательным передним углом  $\gamma_{\rm n}$  (см. рис. 4.2) в пределах от -5 до  $-25^{\circ}$  в зависимости от твердости горных пород. В инструментах, предназначенных для бурения более твердых горных пород, передний отрицательный угол задается большим, что позволяет снизить динамическую составляющую разрушения горной породы, возрастающую при резании-скалывании твердых горных пород.



Рис. 5.21. Виды пластинок и резцов PDC и возможные формы: *1* – поликристаллические алмазы; *2* – подложка из твердого сплава; *3* – корпус резца

В настоящее время долота со вставками *PDC* очень широко применяются при бурении скважин на нефтяных и газовых месторождениях всего мира, особенно при проходке вертикально-горизонтальных стволов по продуктивным горизонтам, бурении мягких и средней твердости горных пород с прослоями твердых.

Примером наиболее современных среди созданных в настоящее время инструментов, являются долота компании *Tough-Drill*<sup>TM</sup> Varel PDC. Диаметр долот варьирует от 88,9 до 469,9 мм и они изготавливаются как в матричном исполнении, так и со стальным торцом (диаметр от 215,9 до 660,4 мм). Данные долота разработаны для бурения различных по твердости горных пород, в том числе и твердых. Они обеспечивают высокую скорость бурения и высокий ресурс в абразивных и твердых породах из-за высокоэффективных вставок *PDC*, улучшенной гидравлики очистки и охлаждения резцов долота. Улуч-шенные качества долот обеспечивают также снижение износа, устраняется повторное перемалывание разрушенной породы, устраняются возможные зоны скопления шлама.

Для проектирования резцов и долот разработчиками используются современные компьютерные технологии инженерного проектирования на основе метода конечных элементов типа Nastran, Patran, Ansys. Подразделение *Smith Bits* компании *SMITH* разработало интегрированную инженерно-аналитическую систему *IDEAS*, в которой рассматривается работа резца в динамической среде бурения с учетом влияния всех компонент буровой компоновки. Основной задачей *IDEAS* является производство оптимальных по эффективности конструкций долот и значительное сокращение времени цикла разработки инструмента.

Моделирование в системе *IDEAS* начинается с анализа показателей работы долота, геологических условий, условий бурения и износа долота. На основании этой информации разрабатываются и выполняются лабораторные испытания взаимодействия резцов с различными породами. По сравнению с другими системами проектирования долот, позволяющими оценить лишь взаимодействие резцов с породой, лабораторные данные из системы *IDEAS* представляют количественные параметры по фактическим усилиям на резцах и скоростям бурения. Информация используется для анализа конструкций долота с учетом литологических особенностей, аналогичных тем, для которых проектируется долото.

В результате получается буровое долото, обладающее динамической стабильностью при рабочих параметрах и условиях эксплуатации, для которых оно предназначено, что способствует увеличению срока службы и повышению скорости проходки. Оптимизированные параметры могут поддерживаться для обеспечения более быстрой и продолжительной работы долота при снижении нагрузки на компоновку и оборудование буровой установки.

Программа четырехмерного моделирования *i-Drill* как составная часть системы *IDEAS* при помощи метода конечных элементов и данных, полученных в ходе лабораторных исследований свойств горных пород с использованием сверхмощных вычислительных машин, позволяет прогнозировать поведение долота в скважине с учетом работы буровой компоновки.

Модель, построенная с помощью синхронизированного по времени моделирования с шестью степенями свободы, достаточно точно прогнозирует силы и вибрации, которые часто оказывают решающие воздействие на отклоняющее усилие на долоте, срок службы забойных датчиков, целостность бурильной колонны и эффективность процесса бурения в целом.

Возможность выявления источника крутильных, осевых и поперечных колебаний позволяет специалистам по бурению и искривлению ствола скважины определить необходимые изменения в компоновке снаряда и оптимизировать режимы бурения. Программа *i-Drill* обеспечивает пометровую оценку прочности бурильной колонны, получаемую измерением момента на изгиб в двух осях. Направление отклоняющих усилий на долоте определяется силами, возникающими на долоте при взаимодействии с породой с учетом динамики всей бурильной колонны. Компания Smith Technologies разработала программу моделирования гидравлики бурения и очистки ствола Yield Point с целью оптимизации выбора типа и свойств бурового раствора в соответствии с условиями бурения. После ввода исходных данных программа Yield Point выполняет графическое моделирование свойств бурового раствора, скорости движения промывочной жидкости, механической скорости проходки, а также площади сечения гидромониторных насадок, а затем позволяет оценить влияние соответствующих параметров на гидравлические характеристики долота и очистку ствола скважины.

База данных *Smith Bits (DRS)* содержит информацию о трех миллионах отработанных буровых долот практически со всех нефтяных и газовых месторождений мира. Помимо того что база данных используется для проектирования, она также позволяет системе оптимизации выбора буровых долот *DBOS* обеспечить правильный выбор долот для эффективного бурения конкретной породы.

Компанией Varel разработан собственный программный продукт под названием SPOT<sup>TM</sup> для проектирования инструмента. Компьютерное моделирование позволяет оценивать качества долот, их ресурс и производительность в процессе компьютерного тестирования. Улучшенная система очистки забоя обеспечивается установкой направляющих насадок долота, ориентирующих поток жидкости в радиальном направлении горизонтально забою вдоль линии расположения резцов (рис. 5.22). Горизонтальную струю жидкости создают насадки, установленные у центра долота, остальные насадки размещены ближе к периферии торца, направляя поток в направлении забоя. Такая комбинированная система размещения насадок на торце долота обеспечивает качественную очистку забоя и охлаждение резцов.

В компании *Smith bits* используют вычислительную гидродинамику (*CFD*) для моделирования взаимодействия бурового раствора с долотом и стволом скважины (рис. 5.23). Сложные алгоритмы дают возможность воспроизводить широкий диапазон забойных условий, а также позволяют осуществлять оценку влияния конфигурации лопастей и положения насадок на структуру потока с целью оптимизации работы долота и повышения эффективности бурения за счет максимально эффективного использования имеющейся гидравлической энергии.

Одна из самых больших проблем применения долот *PDC* – это их недостаточно эффективное использование при бурении твердых пород. При бурении твердых пород возникают повреждения от ударного характера разрушения породы, перегрев и повышенный абразивный износ резцов, поэтому для проходки в твердых породах в основном используются шарошечные и алмазные долота.

Долота Security DBS серии FM3000 <sup>тм</sup> компании Varel включают новый вариант износостойкого PDC. Эти долота успешно расширяют использование PDC-вооружения для бурения кристаллических пород, позволяют получить высокие результаты, как по скорости бурения, так и по ресурсу инструмента (рис. 5.24). Вооружение долота отличается тем, что часть резцов PDC выполнены эллипсовидными, а часть – круглыми. Эллипсовидные вставки располагаются на лопастях, занимая значительную часть размера лопасти, но на периферии лопасти резцы имеют круглую форму. Вставка в форме эллипса имеет более высокие значения контактных напряжений в породе по сравнению с круглым резцом и более значительное заглубление в породу. Удлиненная форма резца увеличивает ресурс вставки. В результате долота с эллипсовидными вставками PDC обеспечивают эффективное бурение более твердых горных пород при сравнительно более низких значениях осевого усилия.



Рис. 5.22 . Долото компании Varel со вставками PDC

Долота *PDC* для бурения твердых пород разработаны с учетом динамики долота. Долота *FM*3000 оснащены в качестве основного резца резцом типа  $Z3^{TM}$ . Резцы Z3 опираются на вторичные *PDC* резцы *R*1, которые оптимизируют глубину резания основными резцами, ограничивая их чрезмерное заглубление в породу при переходе долота из более твердых пород к мягким породам, когда действующие осевые нагрузки оказываются чрезмерными.

Компания Smiht Bits, учитывая особенности износа пластин PDC, разработала долота с резцами ONYX 360 и ONYX II, которые установлены в наиболее нагруженных частях торца долота с возможностью вращения

в процессе бурения на  $360^{\circ}$  (рис. 5. 25). Бурение абразивного песчаника долотами *ONYX 360* показало рост ресурса долота на 57 %, а скорости бурения на 26 %.

Компанией Волгабурмаш (ВБМ) разработано и освоено производство долот *PDC* диаметром от 83 до 444,5 мм для бурения мягких, мягких с пропластками средних по твердости; средних и средних по твердости с пропластками твердых горных пород.

По области применения долота *PDC* компании ВБМ подразделяются на две линии:

FD – долота для бурения сплошным забоем вертикальных и наклонно-направленных скважин (рис. 5.26, *a*, *б*, *в*);

*BD* – бицентричные долота для бурения с одновременным расширением ствола скважины (рис. 5.27).





Рис. 5.23. Визуализация образа в системе анализа гидродинамики долот при компьютерном проектировании: *a* – вид с торца долота; *б* – вид сбоку

Рис.5.24. Вооружение долота Security DBS серии FM3000 тм



Рис. 5.25. Резцы ОNYX 360

Долота *PDC* обладают высокой износостойкостью, что по сравнению с трехшарошечными долотами обеспечивает кратное увеличение проходки при более высокой механической скорости бурения. Долота *PDC* компании ВБМ оснащены твердосплавными или комбинированными насадками, ориентированными так, чтобы максимально обеспечить баланс потоков бурового раствора для очистки долота и забоя.

Конструктивные особенности долот типа *FD* компании «Волгабурмаш» заключаются в следующих решениях (рис. 5.28): • спиральная лопасть долота, что обеспечивает более высокую их прочность, большее число вставок на лопасти и позволяет обеспечивать более плавный режим работы долота и высокую управляемость при направленном бурении (рис. 5.28, *a*);

• установка зубков *PDC* на калибрующей части лопастей, что обеспечивает более высокую износостойкость долот, сохранение диаметра скважины (рис. 5.28, б);



Рис. 5.26. Долота *PDC* («Волгабурмаш») марки *FD* – конструктивные особенности – спиральная форма лопастей и установка зубков *PDC* на калибрующей части долота: *a* – долота диаметром 214,3 мм – оснащены резцами обратной проработки; *б* –долото диаметром

215,9 мм – оснащены антивибрационной защитой долота

Рис. 5.27. Долото компании ВБМ марки *BD* для бурения с одновременным расширением ствола нефтяных и газовых вертикальных и наклоннонаправленных скважин

• антивибрационная защита долота обеспечивает плавный режим работы, повышение его ресурса (рис. 5.28, в);

• оснащение долот резцами обратной проработки обеспечивает при подъеме долота активную проработку и устранение затяжек при сужении ствола скважины (рис. 5.28, *г*);

• долото оснащается опорными вставками внутреннего конуса профиля долота, что снижает эффект «врезания» его в породу, дискретный рост крутящего момента и, как следствие, возникновение крутильных колебаний, повышается плавность хода при разрушении породы и управляемость при направленном бурении (рис. 5.28, *д*);

• долото оснащается зубками предварительной деформации породы, которые устанавливаются позади основных резцов и ограничивают врезание этих резцов в породу, одновременно обеспечивают активное деформирование породы, ослабляют ее, что повышает плавность работы долота, его ресурс и управляемость при направленном бурении (рис. 5.28, *e*);

• усиленная наплавка на лопастях долота обеспечивает его высокий ресурс при бурении абразивных пород (рис. 5.28, *ж*);

• двухслойное покрытие корпуса долота дано на рис. 5.28, з, где *1* – защитное покрытие из плотной массы ультратвердых вольфрамовых кар-
бидов; 2 – порошковое покрытие, имеющее гетерогенную смесь металлических порошков из пылеобразных матричных компонентов карбидов вольфрама), выполненное методом газопламенного напыления с одновременным проплавлением, выполняет роль антивибрационного покрытия, обеспечивает сопротивление ударным нагрузкам (покрытие 1) и защищает долота от изнашивания и эрозии, в том числе и при высокой температуре (покрытие 2);



а

б







ж



3

Рис. 5.28. Конструктивные оосбенности долот *PDC* конструкции компании «Волгабурмаш» (ВБМ)

• упрочненный корпус долота за счет покрытия сплавом ВК;

• антисальниковое покрытие корпуса долота специальным сплавом снижает налипание породы на корпус и лопасти долота, что положительно сказывается на производительности бурения.

Для бурения мягких пород с целью снижения крутящего момента и улучшения их очистки на торцевой поверхности между основными резцами выполняются концентрические проточки. Такие долота с резцами *PDC* получили название *канавчатые*.

Долота с резцами *PDC* применяют для бурения и с отбором керна (рис. 5.29).

Показатели работы инструмента с пластинами PDC могут составлять в различных горногеологических условиях по механической скорости от 2,3 до 30 м/ч, а по стойкости от 200 до 1 000 м.

Таким образом, при бурении осадочных пород в сравнении с твердосплавным инструментом использование *PDC* позволяет повысить скорость бурения в 1,5–5 раз и стойкость в 5–15 раз. При использовании коронок, оснащенных пластинами *PDC*, при бурении песчаников получена скорость бурения 16 м/ч при стойкости 120–260 м против 3,6 м/ч и 30–60 м у твердосплавных коронок [2].



Рис. 5.29. Колонковое долото с резцами *PDC* 

При бурении с отбором керна механическая скорость бурения увеличивается по сравнению с однослойными алмазными коронками в 4–5 раз, твердосплавными – до 10 раз [35].

Коронки с резцами *PDC* способствуют повышению выхода керна. При бурении геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые коронки, армированные пластинами с поликристаллическими алмазами, особенно перспективны в сочетании со снарядами со съемным керноприемником.

Компания *Atlas Copco* выпускает резцовые коронки, вооруженные поликристаллическими алмазными вставками *Diapax* и *Tripax*.

Элемент *Diapax* выполнен в виде пластины с нанесенным слоем алмазов толщиной 0,5 мм, а *Tripax* в виде треугольных или квадратных блоков-резцов.

Коронки с пластинами *Diapax* (рис. 5.30) предназначены для бурения мягких, вязких глинистых, мерзлых грунтов, горных пород средней твердости. В подобных горных породах коронки с пластинами *Diapax* имеют очень высокий ресурс (до 1 000 м) и производительность. Недостатком таких коронок является низкая стойкость к ударным нагрузкам, что делает их непригодными для бурения массива с прослоями твердых горных пород.

При бурении пластины *PDC* изнашиваются по внешней режущей кромке, контактирующей с породой. Получившие односторонний износ пластины *Diapax* могут извлекаться из коронки и вновь устанавливаться

с поворотом на некоторый угол, что позволяет восстанавливать инструмент 3-4 раза до полного изнашивания режущих кромок пластин. Суммарный объем бурения пластинами Diapax с учетом восстановления инструмента может, таким образом, составлять более 1 000 м.

Режим бурения коронками с пластинами Diapax предусматривает частоту вращения 50-80 мин<sup>-1</sup> и осевую нагрузку 10-20 кН.

Пластины PDC для бурения нефтяных и газовых скважин обеспечивают ресурс долот более 1000 м до первой реставрации.

Коронки с режущими вставками Tripax компании Atlas Copco состоят из поликристаллических алмазных компонентов, имеющих треугольную или квадратную форму (рис. 5.31, *a*, б). Масса вставки *Tripax* составляет 0,3-1,0 карат. Треугольная или квадратная форма создают хорошую режущую кромку и достаточно высокую прочность резца. Коронки со вставками *Tripax* применяются для бурения горных пород средней твердости и твердых. Их ресурс составляет от 50 до 250 м. В породах невысокой прочности ресурс коронок может составить около 1 000 м.



Рис. 5.30. Коронка с поликристаллическими вставками Diapax (а) и схема вставки (6 - вид сбоку): 1 - вставка; 2 - отверстиядля промывочной жидкости

Рис. 5.31. Схема (а) и фото (б) коронок с элементами *Tripax*: 1 – вставки *Tripax*; 2 – подрезные вставки

Коронками *Tripax* рекомендуется бурить с частотой вращения 200–300 мин<sup>-1</sup> и осевым усилием 10–20 кН.

Механизм работы коронок с пластинами Diapax и вставками Tripax при бурении мягких и пластичных горных пород аналогичен механизму работы твердосплавных резцов с отрицательными передними углами (см. параграф 5.1). Отличие может определяться формой резцов, которые чаще всего изготавливаются в виде круглых пластин.

Коронки со вставками Tripax, в случае бурения твердых горных пород, разрушают их отдельными алмазами. При этом механизм разрушения близок к процессу разрушения горных пород мелкими резцами алмазного бурового инструмента.

Механизм работы резца, оснащенного *PDC*, рассмотрен в работе [2], где отмечается, что резцами с *PDC* осуществляется разрушение пластичной породы путем резания с большим съемом породы. При этом механизм работы резцов *PDC* при бурении твердых горных пород отличается от механизма работы импрегнированного бурового инструмента, так как существенно зависит от формы и схемы расстановки резцов с пластинами *PDC* в коронке.

Например, исследования по оценке влияния угла поворота резцов *PDC* в фронтальной по отношению к торцу инструмента плоскости показали, что наиболее оптимальным углом поворота  $\varphi_p$  будет значение 5–10°. Причем поворот резцов, расположенных по наружной кромке торца, осуществляется в направлении наружного диаметра торца, а резцы, размещаемые по внутреннему периметру торца, поворачиваются внутрь торца коронки (рис. 5.32). При размещении резцов в инструменте с углом  $\varphi_p = 0^\circ$ наблюдались заклинка керна и прижог пластин *PDC*. Это свидетельствует о накоплении разрушенной породы перед резцами и недостаточном их охлаждении, поскольку жидкость не попадает в зону контакта пластины *PDC* с горной породой. С целью удаления породы и более интенсивного охлаждения резцов коронки компании *Atlas Copco* (рис. 5.30) имеют фронтальные отверстия для подвода промывочного раствора непосредственно к резцам.

Установка резцов с углами поворота  $\phi_p$  обеспечивает отвод разрушенной породы из забоя в направлении керна и стенки ствола скважины при бурении коронками и стенки скважины при бурении долотами.

С увеличением значений угла  $\phi_p$  наблюдается повышение механической скорости бурения с одновременным снижением затрат мощности и вибрации инструмента (рис. 5.33).

При использовании бурового инструмента с резцами *PDC* особое значение имеет схема их размещения [2], которая существенно влияет на эффективность разрушения породы. Для повышения эффективности разрушения породы расстановка резцов должна максимально соответствовать условиям образования свободных поверхностей забоя скважины (рис. 5.14).

В работе [31] приведены данные о стендовом бурении опытными долотами с тремя алмазными поликристаллическими пластинами *Stratapax*, установленными с передними углами –15 и –25° (угол  $\phi_p$ ), импрегнированной коронкой, вооружен-ной искусственными алмазами зернистостью 200–250 шт./карат и твердосплавной трехрезцовой коронкой, с передним отрицательным углом установки резцов –25°. Все коронки имели наружный диаметр 26 мм, внутренний – 14 мм. В процессе эксперимента разбуривались три разновидности горных пород: гранит, известняк и доломит. Твердость гранита –  $p_{\rm m}$  = 4,18 ГПа, ко-эффициент пластичности  $K_{\rm n}$  = 1; твердость известняка – 1,94 ГПа,  $K_{\rm n}$  = 1,8; твердость доломита – 1 ГПа,  $K_{\rm n}$  = 4,3.



Рис. 5.32. Схема установки резцов с *PDC* на торце инструмента для обеспечения отрицательного угла резания со скважинно- и кернообразующими боковыми поверхностями



Рис. 5.33. Зависимость механической скорости бурения ( $v_{\rm M}$ ) и мощности на бурение (N) от величины угла  $\phi_{\rm p}$ : 1- осевая нагрузка 500 даН; 2-750 даН; 3-1~000 даН

Результаты бурения гранита тремя типами буровых инструментов приведены на графиках (рис. 5.34). Из полученных данных следует, что при более высоких и равных параметрах режима бурения механическая скорость бурения выше при бурении коронкой с *PDC* в сравнении с импрегнированной алмазной коронкой. Это объясняется тем, что контактные давления со стороны алмазов *PDC* существенно выше, чем со стороны алмазов импрегнированной коронки, так как последние равномерно распределены по всей поверхности матрицы, а у *PDC* расположены в пределах узких кромок боковых поверхностей пластин *PDC* (рис. 5.35). В данном случае алмазы *PDC* работают в режиме эффективного объемного разрушения, при котором происходит скалывание, раздавливание и резание породы, тогда как алмазные резцы импрегнированной коронки могут работать при разрушении твердой породы в режиме поверхностного микроскалывания и истирания.

Подтверждением реализуемого механизма разрушения являются размеры борозд разрушения, оставленные на забое *PDC* и импрегнированной коронкой.



Рис. 5.34. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения гранита импрегнированной коронкой (*a*), коронкой с *PDC* (*б*) и твердосплавной коронкой (*в*): *1* – частота вращения ω – 170 мин<sup>-1</sup>; *2* – 425 мин<sup>-1</sup>; *3* – 685 мин<sup>-1</sup>; *4* – 960 мин<sup>-1</sup>

При бурении *PDC* борозды разрушения на забое более широкие (0,4 мм) и глубокие (0,07 мм), имеют признаки скалывания породы по краям, а шлам, образующийся при бурении, более крупный (12 мкм).

При бурении импрегнированной коронкой ширина борозд разрушения 0,08 мм, глубина 0,02 мм, шлам существенно более мелкий 5 мкм в сравнении со шламом, который образуется при бурении коронкой с пластинами *PDC*.



Рис. 5.35. Схема работы алмазных резцов импрегнированной коронки (*a*) и резца *PDC* (б)

При бурении гранита твердосплавными коронками видимых борозд на забое не образовывалось, шлам получен очень мелкий (не более 2 мкм). Эти признаки указывают на режим усталостно-поверхностного разрушения, при котором активно изнашиваются резцы коронки.

Данные, полученные при бурении гранита, известняка и доломита коронками с *PDC*, приведены в виде графиков на рис. 5.36 [31].

Результаты эксперимента показали, что механическая скорость бурения доломитов в 6–8, а известняков в 7–14 раз превышает механическую скорость бурения гранита. При бурении доломита и известняков получены очень крупные частицы шлама. Представленные данные позволяют установить [31], что при бурении известняков и доломитов резцы с *PDC* глубоко внедряются в породу, снимая слой разрушенной породы много больше размера алмазных зерен. Следует отметить, что буримость доломита оказалась ниже, чем у известняков, несмотря на то, что твердость известняка несколько выше. Очевидно, более значительные затраты энергии на разрушение доломита определены их повышенной пластичностью. Так, например, оказалось, что глубина борозд разрушения в доломите (0,04 мм) меньше в 3 раза глубины борозд разрушения в известняке (0,12 мм) при равной их ширине.



Рис. 5.36. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения коронкой с PDC доломита (*a*), известняка (*б*) и гранита (*в*): 1 – частота вращения  $\omega - 170 \text{ мин}^{-1}$ ;  $2 - 425 \text{ мин}^{-1}$ ;  $3 - 685 \text{ мин}^{-1}$ ;  $4 - 960 \text{ мин}^{-1}$ 

Таким образом, при бурении упругохрупких и хрупких твердых горных пород разрушение обнаженными алмазами резцов с *PDC* идет, главным образом, путем раздавливания и скалывания.

При бурении пластичных и пластично-хрупких пород разрушение происходит всем объемом алмазосодержащей пластины вдавливанием, пластическим резанием и скалыванием породы.

### 5.2.3. Определение глубины и усилия резания резцами PDC

При перемещении резца под действием крутящего момента с установившимися режимом и глубиной резания-скалывания породы справедливы схемы работы, представленные на рис. 5.37, *a*, *б*, *в*.

Для получения результирующей зависимости влияния параметров режима бурения на глубину резания важным является обоснование направления действия результирующей силы *R* при установившемся режиме резанияскалывания, когда при неизменных внешних параметрах — осевом усилии и частоте вращения — глубина резания-скалывания породы не меняется.

Усилие R – результирующая осевой силы  $P_{oc}$  и тангенциальной силы резания-скалывания породы  $F_p$  (рис. 5.37, *a*). Если эта сила ориентирована под прямым углом к плоскости резца, то её проекция на плоскость резца равна нулю. Это режим установившегося процесса без изменения глубины резания скалывания *h* (рис. 5.38).



Рис. 5.37. Схема процесса-резания скалывания породы резцом *PDC*: *a* – вид на резец спереди; *б* – вид на резец сбоку; *в* – форма и размеры площадок смятия и скалывания породы резцом *PDC* цилиндрической формы

В том случае если результирующая R направлена вниз и не образует прямого угла с плоскостью резца, то проекция усилия R силы T будет направлена вниз, нарушит равновесие и вызовет заглубление резца от h к  $h_{\rm H}$ . Такая ситуация возможна при повышении осевого усилия или мгновенном снижении усилия резания-скалывания, вызванного, например, ослаблением породы вследствие появления в ней трещины, каверны, снижения её плотности и твердости (упругости).

А если результирующая R ориентирована вверх, что может быть связано со снижением осевого усилия на инструмент или повышением сопротивления породы резанию-скалыванию (рост тангенциального усилия  $F_p$ ), например, вследствие повышения частоты вращения инструмента, то усилие T будет ориентировано также вверх, что неизбежно вызовет снижение глубины резания-скалывания от  $h \kappa h_{\rm H}$ .



Рис. 5.38. Схемы для анализа механики резания-скалывания резцом *PDC* 

Таким образом, векторная направленность результирующей *R*, обусловленная изменением осевой силы и (или) тангенциальной силы резанияскалывания, меняет баланс сил при разрушении горной породы и определяет глубину резания-скалывания. Колебания величины и направления силы R при резании-скалывании происходят постоянно, но установившийся режим резания-скалывания при неизменном h возможен только в том случае, если эта сила направлена под прямым углом к плоскости резца.

Размеры и форма ядра сжатия породы, которое формируется перед резцом, влияет на распределение сил при резании-скалывании. Механизм разрушения породы, в котором учитывается влияние и роль ядра сжатия на процесс разрушения породы, дает понимание важности влияния коэффициента внутреннего трения на величину упругих реакций и затрат усилий на процесс резания-скалывания породы.

Рассмотрим схемы на рис. 5.39. Реакция породы N на усилие R воздействует не на сам резец, а на ядро сжатия породы. Таким образом, усилие *R* тратится прежде всего на деформирование породы в ядре сжатия, создавая напряжения, достаточные для скалывания породы на передней грани резца. Линия скалывания породы перед ядром сжатия ориентируется с учетом размеров и геометрии ядра сжатия и переднего угла наклона резца. Размеры ядра сжатия существенно зависят от упругости и твердости пород. В мягких породах ядро очень большое и слабо уплотненное, поскольку порода из него выходит на поверхность при малом усилии резания. В твердых породах ядро меньшего размера и более оформлено в виде полусферы. Если усилие *R* направлено под прямым углом к плоскости резца, то форма ядра сжатия более симметричная (рис. 5.39, а). Если усилие *R* ориентировано вниз (рис. 5.39, б), то и ядро сжатия будет деформировано в глубину, увеличивая глубину резания-скалывания, которая зависит от глубины проникновения ядра сжатия породы. Если же усилие R ориентировано вверх (рис. 5.39, в), то ядро сжатия будет иметь форму, ориентированную к поверхности забоя, при этом глубина борозды резания-скалывания снизится.



Рис. 5.39. Схемы трансформации ядра сжатия породы при установившемся режиме резания-скалывания (*a*), заглублении резца (б) и повышении сопротивления резанию-скалыванию (*в*)

Исходя из условия, что при установившемся режиме резанияскалывания породы резцом *PDC* усилие *R* будет направлено под прямым углом к плоскости резца (рис. 5.37,  $\delta$ ), равнодействующее усилие *R* сил резания-скалывания  $F_p$  и осевого усилия  $P_{oc}$  определим из соотношения

$$R = \frac{F_{\rm p}}{\cos \gamma_{\rm n}} = \frac{P_{\rm oc}}{\sin \gamma_{\rm n}}.$$
 (5.29)

Из данной формулы следует, что

$$F_{\rm p} = \frac{P_{\rm oc}}{\operatorname{tg} \gamma_{\rm m}},\tag{5.30}$$

Усилие резания-скалывания породы  $F_p$  определим в соответствии со схемой (рис. 5.37) и выводам из работы [30]:

$$F_{\rm p} = S_{\rm c\kappa} \,\sigma_{\rm c\kappa} \,(1 + \mathrm{tg} \,\varphi) + f P_{\rm oc}. \tag{5.31}$$

Размер площадки скалывания  $S_{c\kappa}$  (рис. 5.37, *в*) рассчитываем как площадь половины эллипса с полуосями 0,5р и *AB*:

$$S_{\rm c\kappa} = 0,5\pi\rho AB = 0,5\pi\sqrt{dh}\frac{h}{\sin\gamma_{\rm c\kappa}}$$

После подстановки полученной формулы в формулу (5.30) определим усилие резание-скалывания породы резцом с учетом возможности установки резца *l* (рис. 5.40) с поворотом в направлении резанияскалывания породы  $\varphi_p$ :

$$F_{\rm p} = \frac{\sigma_{\rm c\kappa} \pi \sqrt{dh} h \cos \varphi_{\rm p} (1 + tg \,\varphi)}{\sin \gamma_{\rm c\kappa}} + f P_{\rm oc} \,. \tag{5.32}$$

Используя ранее полученное выражение (5.30) для расчета  $F_p$  можно определить глубину резания-скалывания породы h из равенства полученных формул (5.30) и (5.32). Глубина резания-скалывания

$$h = \sqrt{\left[\frac{P_{\rm oc} \sin\gamma_{c\kappa} (1 - f tg \gamma_{\rm II})}{\pi \sigma_{c\kappa} \cos \varphi_{\rm p} tg \gamma_{\rm II} \sqrt{d} (1 - tg \varphi_{\rm II})}\right]^3}.$$
 (5.33)

Из полученной формулы следует ряд важных выводов о влиянии на глубину резания-скалывания породы резцом *PDC* таких параметров, как:

• передний угол резца γ<sub>п</sub>,

 $\bullet$ угла поворота резца относительно направления резанияскалывания породы  $\phi_{p},$ 

• изменчивость предела прочности горной породы на скалывание  $\sigma_{ck}$ , вследствие повышения скорости перемещения резца, например при росте частоты вращения долота. В этом случае предел прочности  $\sigma_{ck}$  будет увеличиваться, а значит, глубина резания-скалывания породы *h* снижаться. Как следует из формулы (5.33) повышение переднего отрицательного угла  $\gamma_{\Pi}$  приводит к снижению глубины резания-скалывания породы. Повышение угла поворота резца  $\phi_p$  – к увеличению глубины резанияскалывания *h*, так как снижается сопротивление резанию-скалыванию породы из-за уменьшения ширины борозды разрушения. Увеличение диаметра резца *d* снижает глубину резания-скалывания породы *h*.

Полученная зависимость может использоваться при проектировании буровых долот с резцами *PDC*. Например, поскольку известно, что скорость перемещения резца при резании-скалывании породы существенно влияет на глубину его внедрения, можно с учетом полученной аналитической зависимости (5.33) определить рациональную схему установки резцов на торце долота.

Линейная скорость резания-скалывания в зависимости от радиуса *r* траектории резца (рис. 5.40), размещенного на торце долота, и частоты вращения долота  $\omega$  определяется выражением

$$v_{\pi} = 2\pi\omega r$$

На рис. 5.40 показаны схемы распределения скоростей резанияскалывания резцами долота и установки резцов на торце долота.



Рис. 5.40. Схема установки резцов на торце долота с учетом скоростей резанияскалывания породы

Из приведенных зависимости и схем следует, что если линейная скорость в центральной точке торца долота равна нулю, то, например, для долота диаметром 190,5 мм (0,1905 м) при частоте вращения долота 300 мин<sup>-1</sup> (5 с<sup>-1</sup>) линейная скорость резца, размещенного на внешнем радиусе торца долота, будет 3 м/с. Если диаметр долота 250,8 мм (0,2508 м), то при том же значении частоты вращения линейная скорость будет равна около 4 м/с. В результате такого распределения резания-скалывания скоростей резцы долота, размещенные ближе к наружному диаметру, будут иметь меньшее заглубление в породу, чем резцы, размещенные

ближе к центру торца долота, так как испытывают повышенное сопротивление резанию-скалыванию породы, которое, как известно, растет с увеличением линейной скорости перемещения резца. Таким образом, можно отметить на первый взгляд парадоксальный факт: резцы долота, размещенные на различных линиях резания-скалывания, осуществляя разрушение одной и той же горной породы породы, испытывают различное сопротивление резанию-скалыванию. Для решения задачи выравнивания условий и глубины резания-скалывания породы, когда все резцы на торце долота будут работать при равном сопротивлении резанию-скалыванию, их расстановку на торце долота целесообразно производить по следующим общим техническим предложениям, которые вытекают из формулы (5.34):

• отрицательный передний угол установки резцов γ<sub>п</sub> может быть максимальным (15–20°) при размещении резцов ближе к центру долота и уменьшаться при установке резцов в направлении к наружной кромке торца долота;

• диаметр резцов может уменьшаться (при равной величине выпуска резцов) в направлении от центра торца к его периферии;

• угол поворота резца φ<sub>р</sub> может изменяться в пределах 0–10° и увеличиваться в направлении от центра к периферии торца.

При этом важны следующие рекомендации при выборе схемы установки резцов.

Передний отрицательный угол  $\gamma_{\pi}$  не должен снижаться до нулевого значения и тем более переходить в область положительных значений, так как это негативно скажется на стойкости резцов, особенно при бурении твердых, трещиноватых горных пород, горных пород с включением более твердых обломков, конгломератов и брекчий вследствие повышения динамического характера разрушения породы, поскольку величина ударного импульса, воспринимаемого резцом, пропорциональна косинусу переднего угла установки резца (соз  $\gamma_{\pi}$ ), а значит, по мере повышения переднего угла вероятность скола резца при ударе о борт трещины или твердое включение в породе снижается.

При проектировании долота следует учитывать такие важные обстоятельства, как тип горной породы и планируемый режим частоты вращения, для которого проектируется долото. В качестве параметра, характеризующего буримость горных пород, следует определить сопротивление горной породы на резание-скалывание при различных значениях скорости приложения разрушающего усилия или усилия резания-скалывания породы. Для мягких горных пород и пород средней твердости увеличение данного параметра может быть очень значительным (до двух и более раз при изменении скорости приложения разрушающего усилия от 0 до 3–4 м/с).

Одной из особенностей механизма работы резцов типа *PDC*, которые устанавливаются в долотах с отрицательным передним углом, является появление реакции  $R_{\rm B}$  (рис. 5.37), направленной вер-тикально вверх и, таким образом, снижающей величину действующего на резец осевого усилия и соответственно глубину резания-скалывания породы. Экспериментально установлено, что данное усилие зависит от линейной скорости перемещения резца по забою скважины.

 $R_{\rm b}, \kappa {\rm H}$ 



Рис. 5.41. Зависимость усилия *R*<sub>в</sub> от скорости резания-скалывания породы *v*<sub>л</sub> резцом типа *PDC* : сплошная линия – экспериментальные данные; пунктирная линия – аппроксимирующая кривая

На рис. 5.41 приведены зависимости отражающие влияние скорости резания-скалывания породы  $v_{\rm n}$  на величину усилия  $R_{\rm B}$ . Экспериментальная кривая, охватывает ограниченный диапазон значений скоростей резанияскалывания, поэтому она дополнена зависимостью, которая рассчитана по экспериментальным методом данным наименьших квадратов. Уравнение для расчета величины  $R_{\rm B}$ выглядит следующим образом:

$$R_{\rm B} = 0,258 + 0,664 v_{\rm \pi} + 0,021 v_{\rm \pi}^2,$$
(5.34)

где  $v_{\pi}$  – скорости резанияскалывания породы резцом, м/с.

Полученное уравнение позволяет проследить рост усилия  $R_{\rm B}$  при повышении скорости перемещения резца до более высоких значений.

Усилие  $R_{\rm B}$ , согласно схеме (рис. 5.36,  $\delta$ ), можно определять, проецируя усилие  $F_{\rm p}$  изначально на плоскость резца, а затем на вертикальную линию, что позволит рассчитать это усилие по следующей зависимости:

$$R_{\rm B} = F_{\rm p} \sin \gamma_{\rm m} \cos \gamma_{\rm m}. \tag{5.35}$$

В соответствии с формулами (5.32) и (5.35), при их совместном решении, можно получить формулу для расчета усилия  $R_{\rm B}$  в развернутом виде:

$$R_{\rm B} = \left[\frac{\sigma_{\rm c\kappa}\pi \ \sqrt{dh}h\cos\phi_{\rm p}(1+tg\,\phi)}{\sin\gamma_{\rm c\kappa}} + fP_{\rm oc}\right]\cos\gamma_{\rm m}\sin\gamma_{\rm m}.$$
 (5.36)

Из формулы (5.36) следует, что усилие  $R_{\rm B}$  при установившемся режиме резания-скалывания породы, когда все основные параметры, входящие в формулу остаются неизменными, изменение скорости перемещения резца будет зависеть от значения напряжения породы на скалывание  $\sigma_{ck}$ . Параметр прочности горной породы  $\sigma_{ck}$  при повышении скорости резанияскалывания  $v_{\pi}$  будет также возрастать. Причины роста параметра прочности оск состоят в том, что при повышении скорости перемещения резца перед ядром сжатия породы, т. е. на передней грани резца, не успевает образовываться («прорастать») синхронно с перемещением резца трещина отрыва АВ (рис. 5.42, а). В результате резец испытывает увеличивающееся сопротивление породы и стремится снизить глубину резания-скалывания породы до той величины, при которой трещина отрыва породы успеет сформироваться и произойдет синхронное с движением резца отделение породы на его передней грани. Это возможно за счет того, что с увеличением параметра  $\sigma_{ck}$  повышается и реакция породы  $R_{\rm B}$ , которая противодействует осевому усилию Рос и снижает его. В результате при более высоком значении скорости перемещения резца v<sub>л</sub> устанавливается иная, уже меньшая глубина резания-скалывания породы  $h_1$ , снижается длина трещины отрыва породы  $A_1B_1$  и устанавливается иной режим разрушения с меньшей глубиной проникновения резца в породу (рис. 5.42, б).



Рис. 5.42. Схема для анализа процесса резания-скалывания породы резцом *PDC*: *а* – при более низкой частоте вращения; *б* – при более высокой частоте вращения

Для сохранения прежней глубины резания-скалывания породы при повышении частоты вращения инструмента следует несколько увеличить осевую нагрузку на инструмент.

Из формулы (5.36) может быть получено выражение для определения предела прочности на скалывание породы

$$\sigma_{c\kappa} = \frac{\left(R_{\rm B} - fP_{\rm oc}\sin\gamma_{\rm n}\cos\gamma_{\rm n}\right)\sin\gamma_{c\kappa}}{\pi\sin\gamma_{\rm n}\cos\gamma_{\rm n}\sqrt{dh}h\cos\phi_{\rm p}(1-\mathrm{tg}\,\phi)}.$$
(5.37)

Из данной формулы следует, что рост  $\sigma_{c\kappa}$  связан с повышением реакции  $R_{\rm B}$  и, наоборот, реакция  $R_{\rm B}$  нарастает по мере повышения предела прочности  $\sigma_{ck}$  на скалывание. Поэтому допустимо оценивать значение параметра  $\sigma_{ck}$  по результатам измерения реакции  $R_{\rm B}$ , поскольку они взаимосвязаны и закон их изменения будет одинаков.

К. И. Борисовым предложена методика определения так называемой «динамической» твердости горной породы, которая бы учитывала рост сопротивления породы разрушающим усилиям при повышении скорости приложения разрушающих нагрузок. Данная методика предполагает определение «динамической» твердости путем измерения реакции породы  $R_{\rm B}$ и соотнесения этой силы с площадью контакта режущего элемента с породой S<sub>к</sub>:

$$H_{\rm B} = \frac{R_{\rm B}}{S_{\rm K}}.$$

Схема и методика получения исходных данных для расчета показателя  $H_{\rm B}$  наглядно и сравнительно точно моделирует работу резцового инструмента во всех режимах разрушения горных при их резаниискалывании, что отвечает установленным требованиям.

Полученные же аналитические зависимости таких параметров, как усилие сопротивления породы резанию-скалыванию и вертикальная реакция породы, а также установившаяся глубина резания-скалывания породы, позволяют более точно оценивать влияние входящих параметров и применять полученные зависимости в совокупности с экспериментальными данными для проектирования долот с резцами *PDC*.

# 5.3. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом

### 5.3.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте

Производительность и работоспособность алмазного бурового инструмента во многом зависят от крупности, схемы размещения алмазов в матрице инструмента, ориентации их в направлениях к плоскости забоя и резания-скалывания по твердому вектору.

В 1939 г. в США ученые Краус и Лоусон установили для кристаллов алмаза грани и направления максимальной твердости, что позволило впоследствии изготавливать алмазный инструмент для бурения с ориентированной установкой алмазов. Производство алмазных коронок с ориентированной установкой алмазов в направлении разрушения горной породы впервые осуществлено в США в 1949 г. Опытное бурение показало, что достигается значительное снижение стоимости алмазного бурения (в 1,6 раза) и повышение проходки на коронку (в 1,37 раза). Алмаз по шкале твердости минералов Мооса занимает максимальную 10 позицию (по шкале твердости М. М. Хрущова, микротвердость алмаза около 100000 МПа), а его твердость в 1000 раз превышает микротвердость кварца (7 позиция) и в 150 раз микротвердость корунда (9 позиция). Разница в твердости между алмазом и корундом значительно больше, чем между корундом и тальком, имеющим наименьшую твердость.

Величина алмаза с 1914 г. измеряется в каратах (0,2 грамма). Кристаллы алмаза крупнее 1 карата встречаются редко. Обычно вес их 0,2–0,4 карата.

*Карат* – мера веса драгоценных камней. Принята на Ближнем Востоке в средние века как вес зерна рожкового дерева.

Цвет алмазов определяется составом примесей и может быть от прозрачного до черного. Примеси в алмазах, например металлы, являются причиной разрушения алмазного резца при бурении, поскольку примеси, имеют более значительный коэффициент теплового расширения по сравнению с алмазом, что может приводить при нагревании алмаза в процессе работы к его растрескиванию.

Для изготовления алмазного бурового инструмента применяют природные и искусственные алмазы.

Природные алмазы отличаются прочностью и износостойкостью, цветом и формой кристаллов (рис. 5.43).



Рис. 5.43. Природные алмазы для изготовления алмазных долот: *а* – Конго кубической формы обладают средней износостойкостью и ударной прочностью; *б* – Конго сферические – стандартные монокристаллические алмазы сферической формы с шероховатой поверхностью обладают средней износостойкостью и хорошей ударной прочностью; *в* – Премиум двенадцатигранной формы обладают хорошей ударной прочностью и высокой износостойкостью; *г* – поликристаллические различной формы обладают высокой ударной прочностью и хорошей износостойкостью

Широкое применение алмазный инструмент в практике бурения получил после открытия крупных месторождений в коренных горных породах – кимберлитах (от названия места – г. Кимберли, получила название алмазоносная площадь в ЮАР (Африка), которая открыта в 1871 г.).

В СССР первая кимберлитовая трубка «Зарница» открыта в 1954 г. в Якутии. С этих пор, после получения отечественного алмазного сырья, в стране начато производство алмазного инструмента и широкое развитие алмазного бурения взамен дробового.

Искусственные алмазы были получены в 1954 г. в США в лаборатории компании *General Electric* Г. Холлом и несколько позже одновременно в научно-исследовательских центрах Швеции, Японии, Бельгии и др. стран.

В СССР решением проблемы синтеза алмазов и организации их выпуска занимались Институт физики высоких давлений АН и Институт сверхтвердых материалов АН Украины, которыми промышленный выпуск алмазов осуществлен в 1960–1985 гг.

Буровой инструмент оснащается алмазами различной *зернистости*, измеряемой в количестве алмазов в карате (шт./кар.).

Основные размеры алмазов, применяемых в буровых инструментах, равны: 2–5 шт./кар. – диаметр зерна 3–4 мм; 10 шт./кар. – 2,5 мм; 15 шт./кар. – 2,0 мм; 20 шт./кар. – 1,8 мм; 50 шт./ кар. – 1,3 мм; 90 шт./кар. – 1,1 мм; 150 шт./кар. – 0,9 мм.; 200–400 шт./кар. – 0,7–0,5 мм; менее 400 шт./кар. – менее 0,5 мм.



Рис. 5.44. Алмазные долота компании Smith bits

В породах средней твердости наилучшие результаты показывают коронки, армированные алмазами зернистостью от 20 до 2 шт./кар., в твердых породах целесообразно использовать коронки с алмазами зернистостью от 200 – 20 шт./кар.) и в очень твердых породах – 600–150 шт./кар.

Для изготовления алмазных долот применяют алмазы зернистостью от 1 до 20 шт./кар. Конструкции алмазных долот показаны на рис. 5.44.

Долота, армированные природными алмазами, предлагаемые компанией *Smith Bits* (рис. 5.44), пред-назначены для бурения в различных породах – от средне-мягких до твердых. Долота отличаются профилями режущей структуры, системами промывки с зонами высокого и низкого давления жидкости или с радиальным потоком, а также имеют широкий выбор конфигурации алмазных вставок, что позволяет подобрать оптимальный тип долота для конкретных условий бурения.

При оснащении буровых инструментов, как правило, боковые – подрезные резцы изготавливают из более крупных алмазов, чем торцевые. Места перехода от торцевой к боковой части матрицы армируются также более крупными алмазами.

В связи с появлением таких сверхтвердых материалов, как *Stratapax*, крупные природные алмазы зернистостью 2–10 шт./кар. в буровом инструменте заменяются резцами *PDC*, потому что они отличаются большей прочностью и износостойкостью.

**Величина выпуска алмазов** из матрицы зависит от твердости буримых пород и размера алмазов. При бурении пород средней твердости она может быть до 30 % размера алмазов, твердых пород – до 20 %, а максимально твердых – до 10 %.

Различают коронки и долота без заданного выпуска алмазов, в которых он составляет 5–10 % размера алмаза, и с заданным выпуском алмазов, в котором выпуск резцов составляет 20–30 % их линейного размера.

Матрицы современного алмазного бурового инструмента изготавливают методом порошковой металлургии путём пропитки или горячего прессования. В первом случае матрица состоит из частиц тугоплавких металлов: карбида вольфрама, кобальта и пластичного связующего металла или сплава, например меди. Связующее вещество образует при спекании жидкую фазу, объединяющую при остывании все компоненты матрицы, в том числе и алмазы. Порошковые матрицы более износостойки, чем литые, и позволяют использовать очень мелкие алмазные зерна.

В каркас матриц, изготовляемых методом пропитки, могут входить в различных соотношениях вольфрам, карбид вольфрама, кобальт, железо, никель. Пропитывающий состав делают обычно из меди, никеля, алюминия. Кроме того, в составе матрицы могут быть наполнители (до 30 %): зерна релита, гранулы твердого сплава типа ВК и др.

В матрицы, изготавливаемые способом горячего прессования, могут входить: бор, гидрид титана, медь, карбид вольфрама, кобальт, никель, олово, титан, железо, цезий, фосфор, цинк.

Матрицы отличаются твердостью – важнейшей характеристикой, определяющей во многом эффективность алмазного бурового инструмента. Твердость матрицы вычисляют по методу Роквелла. Она может быть: HRc 10–20 – очень мягкая; HRc 15–20 – мягкая; HRc 25–30 – средней твердости; HRc 30–35 – твердая; HRc 50–55 – очень твердая.

Твердые матрицы предназначены для бурения абразивных и менее твердых горных пород, мягкие для бурения более твердых и менее абразивных горных пород. Правильный выбор твердости матрицы задает темп

её изнашивания и, соответственно, обнажение алмазных резцов при бурении, что в результате определяет эффективность бурового процесса. Чрезмерный темп изнашивания матрицы приводит к потере алмазных резцов, а замедленный износ – к изнашиванию самих алмазов – их заполированию (рис. 5.45, a,  $\delta$ ).

Заполирование алмазов – образование на их поверхности площадок износа, ориентированных параллельно забою скважины и имеющих гладкую полированную поверхность.

В идеальном случае при бурении импрегнированным буровым инструментом износ матрицы и алмазов происходит с одинаковой скоростью.

Вооружение алмазного бурового инструмента во многом определяется насыщенностью матрицы алмазами – отношением объема алмазов к объему матрицы инструмента в процентах. Опыт бурения показывает, что этот показатель должен составлять в среднем 5–10 %. В ряде случаев ведущие фирмы выпускают инструмент с насыщенностью алмазами 15–25 %.

Насыщенность алмазами, ровно как и качество алмазов, определяют ресурс бурового инструмента, его стойкость.

Расход алмазов без рекуперации для организаций Министерства Геологии СССР обычно составлял 0,6–0,9 карат/м в зависимости от твердости горных пород и совершенства применяемой технологии бурения.

**Рекуперация** (лат. recupertion – возвращение, получение обратно) – извлечение сохранившихся алмазов из отработанного алмазного инструмента с целью их повторного использования.

По расположению алмазных резцов в матрице буровые инструменты подразделяются на однослойные и импрегнированные (рис. 5.46, *a*, *б*).

Для бурения применяют однослойные алмазные буровые инструменты с зернистостью резцов в основном от 10 до 150 шт./кар., в которых алмазы располагаются на торце в один наружный слой, и импрегнированные алмазные коронки с более мелкими алмазами, которые располагаются в несколько слоев (5–9) – рис. 5.45. Число слоев алмазов в импрегнированных буровых инструментах определяется зернистостью алмазов: чем более мелкие алмазы, тем больше число алмазных слоев имеет коронка.

В однослойных буровых инструментах алмазы могут располагаться по следующим основным схемам (рис. 5.47): *а* – в шахматном порядке; *б* – по радиальным направлениям; *в* – по косым радиусам; *г* – по концентрически окружностям.

Возможны, естественно, и иные схемы размещения алмазов, в том числе ориентированная их установка с учетом направлений максимальной твердости алмазного зерна. Критериями эффективного расположения алмазов в матрице являются равномерное распределение на торце и перекрытие движущимися резцами всего забоя буримой скважины тем количеством алмазов, которое необходимо разместить в коронке.



Рис. 5.45. Варианты аномального изнашивния матриц алмазных буровых инструментов: *а* – интенсивный износ матрицы – потеря алмазных резцов; *б* – недостаточный износ матрицы – заполирование алмазных резцов



Рис. 5.46. Вооружение алмазных коронок и долот – однослойных (*a*) и импрегнированных (б): *1* – наружные подрезные резцы; *2* – внутренние подрезные резцы; *3* – торцевые резцы; *4* – слои алмазов

Для повышения прочности соединения алмазов с матрицей применяют грануляцию алмазных зерен, которая состоит в покрытии алмаза металлом. Наиболее интересен вариант «металлизации» алмаза пористым хромом. В этом случае достигается не просто высокая адгезия зерна с матрицей, но и соединение за счет проникновения материала матрицы в поры оболочки из хрома.

Для бурения в основном применяют алмазы необработанные с острыми режущими гранями, овализованные и полированные.

Овализованные алмазы получают механической обработкой для приданияим им округлой формы.

Полирование овализованных алмазов производят для уменьшения силы их трения о породу при бурении. При овализации и последующем полировании алмазов удаляются их выступающие части, в результате образуется гладкая поверхностей камней и округлая форма. Овализация и особенно полирование убирают с поверхности алмаза трещины и дефекты, что повышает прочность алмазного зерна.

Таким образом, алмазные резцы геометрически могут соответствовать форме многогранника (пирамида, пирамида с площадкой износа) или округлого резца, форма которого близка к шару.



Рис. 5.47. Схема раскладки алмазов в коронках

**Импрегнированные алмазные долота.** Для бурения самых твердых и абразивных пород при реализации высоких значений частот вращения винтовыми забойными двигателями и турбобурами в настоящее время успешно используются импрегнированные алмазные долота с различной формой торцевой породоразрушающей части.

На рис. 5.48 показано долото *Kinetic* компании *Smith Bits* с удлиненной калибрующей поверхностью и развитой комбинированной системой импрегнированного алмазного вооружения.

В буровых долотах *Kinetic* компании *Smith Bits* используются комбинированные породоразршающие элементы с алмазными резцами в виде импрегнированных лопастей 1, отдельных цилиндрических вставок *GHI* 2 и резцов из поликристаллических алмазов типа *TSP* 3 (рис. 5.49).



Рис. 5.48. Импрегнированные алмазные долота *Kinetic* 



Рис. 5.49. Вооружение долота *Кіпеtіс* с термостабильными поликристаллическими алмазными резцами (*TSP*) на режущей кромке лопастей: *1* – импрегнирорванная лопасть; *2* – вставки *GHI*; *3* – резцы *TSP* 

Вставки *TSP* расположены на калибрующей поверхности с целью поддержания номинального диаметра скважины. При использовании в крайне абразивных породах они устанавливаются на периферийную часть профиля долота для увеличения прочности и износоустойчивости на данном участке лопасти, испытывающей при бурении максимальные усилия и изнашивание. Конструкции буровых долот имеют увеличенные по высоте лопасти, что позволяет распределить больший объем алмазного материала и обеспечивает большую проходку, чем при использовании традиционных импрегнированных буровых долот. Буровые долота *Kinetic*  также характеризуются индивидуальным подходом при конструировании для конкретного типа забойного двигателя, применяемого в данных условиях. Профиль долота подбирается в зависимости от того, используется ли оно с винтовым забойным двигателем или турбобуром. Долото *Kinetic* демонстрирует высокую производительность бурения в комплексе с турбобурами за счет высокой частоты вращения, реализуемой данными забойными двигателями. Увеличенная калибрующая поверхность в сочетании со стабильностью турбобура обеспечивает высокое качество ствола скважины, исключая его винтообразное искривление, характерное для долот с резцами *PDC*.

В долоте используется комбинация распределения центрального потока жидкости и точечно размещенных промывочных отверстий для улучшения его охлаждения и обеспечения эффективной очистки. Конструкция бурового долота *Kinetic* позволяет производить эффективное бурение переслаивающихся пород при поддержании оптимальной механической скорости проходки, что исключает необходимость замены долота для бурения различных пород.

Долота *Kinetic* конструируют с использованием точно спроектированных горячепрессованных вставок *GHI* (рис. 5.50), алмазных резцов высшего качества, термостабильных поликристаллических алмазов (*TSP*) и матриц с импрегнированными алмазами. Компоненты *GHI* состоят из комбинации алмазных кристаллов и порошка карбидо-вольфрамовой матрицы, подобранной для обеспечения специальных свойств материалов, применяемых в конкретных условиях. Для вставок *GHI* применяется гранулирование,



Рис. 5.50. Внешний вид горячепрессованных вставок (*GHI*)

обеспечивающее более равномерное распределение алмазного материала. Получаемый равномерный состав обладает большей прочностью, сохраняет форму и имеет высокую скорость бурения в течение более длительного периода. При бурении вставки постоянно самозатачиваются путем стирания связующего материала и открытия новых алмазных резцов. Благодаря тому, что вставки *GHI* выступают над поверхностью лопастей, они обеспечивают высокий уровень контактных давлений на горную породу и режим эффективного разрушения самых твердых горных пород. В то же время импрегнированные долота *Kinetic* используются для бурения пород самой различной твердости за счет комбирированной системы вооружения, которая позволяет реализовать резание лопастями мягких горных пород и резаниескалывание горных пород средней твердости, а также микрорезание и истирание алмазными резцами горных пород высокой твердости (рис. 5.51, *a*, *б*).

Гибридные долота *Kinetic*, обозначаемые буквой H, имеют комбинированное вооружение из *PDC*-резцов, природных алмазов и термостабильных поликристаллических алмазов. Долота *Kinetic* могут модифицироваться за счет использования разных связующих материалов и различных по размеру кристаллов в соответствии со свойствами буримой породы и типом забойного двигателя для идеальной эксплуатации при высоких частотах вращения, возникающих при использовании турбобуров. Выступ вставок *GHI* из корпуса долота повышает объем потока жидкости перед долотом, что позволяет использовать его для разбуривания оснастки обсадной колонны, увеличить механическую скорость и применять их при бурении на регрессии, когда работа шарошечных долот и долот *PDC* приводит к снижению механической скорости и проходки на долото.

На рис. 5.52 представлено импрегнированное алмазное долото компании UniDrill (ОАО «Универсальное бурение», Россия). Данные долота имеют матричный корпус, в режущую структуру которых входят сегменты различной формы с импрегнированными в них мелкозернистыми искусственными алмазами.



Рис. 5.51. Схемы, поясняющие принцип работы импрегнированных долот *Kinetic*: *а* – в мягких горных породах и породах средней твердости; *б* – в твердых горных породах



Рис. 5.52. Импрегнированное алмазного долото компании UniDrill типа UI

Состав матрицы подбирается в зависимости от породы с таким расчетом, чтобы её износ происходил немного быстрее, чем износ алмазов. Долота предназначены для бурения с помощью ротора или забойных двигателей в твердых и сильно абразивных породах.

### 5.3.2. Разработки алмазных инструментов компаний Atlas Copco и Boart Longyear

В настоящее время значительный объем геологоразведочного бурения выполняется на оборудовании и инструментом таких ведущих мировых производителей, как компании *Atlas Copco* и *Boart Longyear*.

В соответствии с рекомендациями компании *Atlas Copco* выбор инструмента и технологии бурения производят на основании оценки абразивности, трещиноватости и твердости горных пород, которые сгруппированы и разбиты на пять категорий.

К первой группе относятся крупнозернистые, сильнотрещиноватые и сверхабразивные породы (сланец, аргиллит и известняк). Для их бурения рекомендуются импрегнированные коронки типа *Craelius* и *Hobic* с максимально твердыми матрицами.

**Вторая группа** пород характеризуется как трещиноватые и абразивные (песчаник, доломит, туф, кремнистый сланец). Для бурения этих пород рекомендуются коронки с менее твердыми матрицами.

**Третья группа** пород характеризуется как среднеабразивная (андезит, базальт, пегматит, диабаз, габбро, диорит). Коронки, рекомендуемые компанией, имеют еще менее твердые матрицы.

**Четвертая группа** пород – это крепкие слабоабразивные породы (гнейс, диорит, гранит, кварцит, порфир).

**Пятая группа** пород – очень крепкие и неабразивные породы (кварц, риолит, кремнистый известняк, таконит, лимонит, яшма). Для таких горных пород предлагается инструмент с наиболее мягкой матрицей.

Для изготовления импрегнированных коронок используют искусственные алмазы, однослойных коронок – природные алмазы зернистостью 30/50 или 20/25 шт./карат. Более крупные камни используются в коронках для бурения менее твердых, а более мелкие – более твердых горных пород. Алмазы в однослойных коронках применяются только группы *S*, в которую попадают обработанные и полированные алмазы повышенного качества.

Создаваемый буровой алмазный импрегнированный инструмент отличается не только формой торцевой части и промывочных каналов, но и высотой матриц. Например, коронки типа *Craelius* могут иметь матрицу высотой 6,5; 9,5; 12 и 16 мм. Коронки типа *Hobic* 6,5; 8; 10 мм. У коронок компании *Boart Longyear* типа *Alpha* высота матрицы может быть 9,5; 12 и даже более 25 мм.

Последняя из коронок имеет маркировку *Alpha Stage* 3 (рис. 5.53). Её уникальность в наличии трех рабочих «этажей», располагаемых по вертикали, при этом каждый из них оснащен тремя промывочными каналами.

На первом этапе работы коронки действуют все три «этажа» матрицы, пропуская жидкость. При этом нижние окна обеспечивают проход жидкости для удаления шлама с забоя скважины. По мере срабатывания матрицы площадь, а затем и число каналов уменьшаются, а на заключительном этапе, когда в работе находится только последний «этаж» матрицы, работают только три оставшиеся промывочные каналы.



Рис. 5.53. Импрегнированная коронка компании *Boart Longyear* типа *Alpha Stage*3



Рис. 5.54.Геометрия торца импрегнированных алмазных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear* типа *Express* с дополнительными каналами на торце (*a*) и стандартного типа (*б*)

Сравнительные испытания коронок типа *Alpha Stage3* и *Alpha Extended Crown* с высотой матрицы 12 мм показали, что интервал бурения первыми коронками в очень твердых породах составил 126–130 м, вторых 40–41 м. При бурении пород средней твердости соотношение длины проходки этими коронками составило соответственно 400–500/140–150 м.

Низкая (6,5, 8,0 мм) и стандартная (9,5 мм) высота матрицы используется для коронок, срок службы которых не влияет на количество операций спуска и подъема, а также если ожидается значительный износ коронки по диаметру. Для снарядов со съемным керноприемником обычно рекомендуются коронки с очень высокой матрицей (12 мм) и суперматрицей (16 и 25 мм).

Для импрегнированных коронок основным является W-профиль, эффективный за счет образования свободных поверхностей разрушения горной породы, что способствует ее разрушению.

Методика выбора коронок типа *Alpha* (рис. 5.54) компании *Boart Longyear* рассмотрена на рис. 5.55. Эти коронки выпускаются со значительным числом модификаций и оснащены алмазами в оболочке из хрома, что повышает прочность соединения их с матрицей и эксплуатационные показатели инструмента.

Как следует из представленного (рис. 5.55) материала, методика выбора алмазной коронки компании *Boart Longyear* аналогична методике компании *Atlas Copco* и основывается на разделении горных пород по абразивности, монолитности (твердости) и трещиноватости. При управлении процессом бурения для каждого типа коронки компаниями *Atlas Copco* и *Boart Longyear* рекомендуется рациональная частота вращения, выбор которой определяется по линейной скорости в пределах 2–5 м/с, и усилие подачи, которое должно обеспечить определенную скорость проходки. Критерием оптимального управления алмазным бурением является значение показателя *RPI* (число оборотов на сантиметр подачи).



Рис. 5.55. Технологическая схема выбора алмазных импрегнированных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear*: 1) коронки с матрицами от 6 до 10 серии могут изготавливаться с дополнительными каналами на торце (*Express*) и увеличенной высотой матрицы (*Extended Crown*); 2) коронки могут изготавливаться с увеличенной шириной промывочных окон (*Super-Flush*) и дополнительными торцевыми промывочными отверстиями (*Face Discharge*); 3) для бурения твердых и одновременно абразивных, а также трещиноватых горных пород коронки стандартной серии 6,7 и 8 изготавливаются с более твердой и прочной матрицей в версии *Abrasive*; 4) для бурения очень твердых горных пород коронки стандартных серий 6, 7, 8, 9 и 10 изготавливаются в версии *Competent* 

Таблица 5.2

	5 1	, ,	<b>⊥</b> '		
Типоразмер коронки	Расход промы- вочной жидко-	Частота вра- щения, мин <sup>-1</sup>	Скорость бурения см/мин при <i>RPI</i> , об/см		Осевая на-
	сти, л/мин		80	100	грузка, даН
		1 700	22	17	
<i>BQ</i> – 59,6 мм	23-30	1 000	13	10	900–2 300
		700	9	7	

Пример выбора параметров режима бурения в соответствии с управлением по методике рациональной *RPI* 

Типоразмер коронки	Расход промы- вочной жидко- сти, л/мин	Частота вра- щения, мин <sup>-1</sup>	Скорость бурения см/мин при <i>RPI</i> , об/см 80 100		Осевая на- грузка, даН
		1 350	17	14	
<i>NQ</i> – 75,3 мм	30-38	800	10	8	1 400–2 700
		1 000	13	10	
<i>HQ</i> – 96,1 мм	38-45	600	8	6	1 800–3 600
<i>PQ</i> – 122,6 мм		800	10	8	
	68-87	600	6	5	2 300-4 500

#### Окончание табл. 5.2

В табл. 5.2 приведены рекомендуемые параметры режима бурения импрегнированными коронками компании *Boart Longyear*, выбираемые в соответствии с критерием *RPI*.

Например, при частоте вращения 1 200 мин<sup>-1</sup> и скорости проходки 6 дюймов (15 см) показатель *RPI* составит 1 200/15 = 80. Управление процессом бурения осуществляют, ориентируясь на *RPI* = 80–100, но считаются допустимыми и более высокие скорости проходки, для которых *RPI* = 60–50. В данном случае критерием выбора параметров режима бурения и скорости углубления является износостойкость инструмента.

## 5.3.3. Характер разрушения горных пород алмазными резцами

В результате анализа экспериментальных данных по резанию, скалыванию и раздавливанию горной породы единичным кристаллом алмаза установлено, что во взаимодействии с ней находится незначительный участок алмаза. Поэтому параметры борозды в породе определяются в основном профилем алмаза на этом участке по направлению его движения, а не средним размером алмаза. Поскольку алмазы обладают изометрической формой, при сравнении результатов работы алмазов различной крупности и формы необходимо учитывать профиль их работающей части [12].

Результаты экспериментов показали [12], что при работе овализованного и полированного алмазов глубина борозды разрушения больше внедрившейся части алмазного резца (рис. 5.56, алмаз по породе перемещается навстречу).

При работе овализованного алмаза в основном реализуется раздавливание породы, но за счет более высокого коэффициента трения (из-за шероховатости поверхности) разрушение горной породы может происходить перед алмазом с глубинным вырыванием породы в результате локализации напряжений растяжения на передней грани резца (см. рис. 2.12, 2.24). При работе полированного алмаза горная порода раздавливается непосредственно под алмазом. Поэтому при движении алмаза перед его передней гранью могут отсутствовать следы разрушения, а шлам спрессовывается под алмазом (рис. 5.56,  $\delta$ ), выдавливается по сторонам и отслаивается в виде стружки. При бурении упругохрупких пород, как следует из опытов [11], за алмазом образуется шлейф из осколков разрушенной породы.



Рис. 5.56. Характерные профили зоны разрушения горной породы при работающем овализованном (*a*), полированном (*б*) и необработанном (*в*) алмазах: *1* – алмаз; *2* – горная порода; *3* – раздавленная порода; *4* – зона предразрушения породы

При работе необработанного алмаза (рис. 5.56, *в*), ориентированного к плоскости забоя одной из вершин, во многих случаях наблюдается чистое резание или происходит скалывание горной породы перед алмазом со значительным расширением борозды по сравнению с размерами работающей части алмаза (до 1,3–1,7 раза) [12].

Разрушение пород овализованным алмазом (рис. 5.56, *a*) имеет признаки как раздавливания, так и скалывания породы.

Под термином **«резание»** следует понимать равномерное снятие стружки с образованием борозды, размеры которой совпадают с профилем алмаза.

Под термином **«раздавливание»** понимается процесс, при котором разрушение происходит под алмазом, и глубина борозды больше, чем размеры внедрившейся части алмаза.

Под скалыванием понимается процесс, при котором разрушение породы происходит перед алмазом, а ширина борозды разрушения больше, чем поперечные размеры внедрившейся части алмаза.

В процессе разрушения породы более всего вероятно сочетание видов разрушения. Например, может реализовываться резание-скалывание, при котором более пластичные минералы режутся, а более хрупкие скалываются, или раздавливание-скалывание, при котором порода раздавливается под алмазом, а следующим актом разрушения может быть скалывание породы передней гранью резца. Анализ размеров зоны разрушения породы резцами различной формы показал, что полированным и овализованным алмазами глубина борозды разрушения в 4–5 раз превышает величину внедрившейся части алмазного резца [12].

При работе приостренного неовализованного алмазного резца глубина борозды разрушения, как правило, равна величине внедрившейся части резца, но ширина борозды разрушения в верхней её части в 1,5 раза шире резца. При разрушении пластичных минералов размеры борозды разрушения строго соответствуют размерам внедрившейся части резца, т. е. в этом случае реализуется резание породы.

На характер процесса разрушения наряду с формой резца оказывает влияние его размер, величина нагрузки на алмаз и твердость горной породы. При этом справедливы следующие закономерности:

• при работе овализованного алмазного резца в случае разрушения более твердой горной породы (твердость 500–600 МПа) реализуется её только раздавливание, а по мере снижения твердости характерным становится скалывание, которое преобладает при разрушении горных пород с твердостью 200 МПа и менее (рис. 5.57);

• уменьшение размеров алмазных резцов (при проведении экспериментов радиус внедрившейся части алмаза изменялся от 1,89 до 0,66 мм [12]) приводит к изменению характера разрушения от раздавливания для более крупных резцов к скалыванию для более мелких, но в твердых породах по-прежнему преобладающим характером разрушения является раздавливание (рис. 5.57);

• по мере повышения нагрузки на алмаз (от 4,3 до 14,7 даН) характер разрушения раздавливанием мало изменяется при бурении более твердых пород, но при бурении менее твердых пород приводит к тому, что преобладающим становится скалывание и резание;

• при бурении менее твердой и более пластичной породы преобладающим характером разрушения является скалывание и резание: для резцов средних размеров от 1,43 до 0,66 мм – 57 % – скалывание и 21 % – резание (рис. 5.57, *в*).

Экспериментальные исследования показывают, что повышение нагрузки на алмазный резец (от 4,3 до 14,7 даН) приводит к увеличению глубины борозды разрушения и чаще всего к снижению контактного напряжения разрушения породы. При этом установлено, что контактное напряжение разрушения в среднем составляет 0,25–0,17 величины твердости горной породы [12].

В то же время наиболее благоприятные условия разрушения имеют место при работе необработанного алмаза с острыми режущими гранями. Во время движения алмаза, ориентированного вершиной к плоскости реза-

ния, контактное напряжение разрушения в среднем в 4,2 раза ниже, чем твердость горной породы.



Рис. 5.57. Экспериментальные данные [14], показывающие вероятность характера разрушения гнейса: твердость –  $p_{\rm m}$  = 6 340 МПа, коэффициент пластичности –  $K_{\rm n}$  = 1 (*a*); мигматита –  $p_{\rm m}$ =3000 МПа,  $K_{\rm n}$  = 1 (*b*); перидотита –  $p_{\rm m}$  = 2 040 МПа,  $K_{\rm n}$  = 1,87 (*b*) в зависимости от размера алмаза: — радиус внедрившейся части алмазного резца *r* = 1,89 мм; — – r = 1,43 мм; — – r = 0,95 мм; — – r = 0,66 мм

На рис. 5.58 приведены данные о разрушении породы дробленым алмазом с площадкой износа. Контактное напряжение при нагрузках на алмаз 3, 6 и 9 даН составляет в среднем 0,25 твердости горной породы.

При работе овализованного и особенно полированного алмаза контактное напряжение разрушения существенно выше, чем необработанного приостренного алмаза, а в ряде случаев напряжение разрушения превышает твердость горной породы.

Исследование этого важного обстоятельства показывает, что при работе острого алмазного резца контактные напряжения на самом деле очень высоки именно у вершины острого края резца, что позволяет алмазу внедряться в породу без видимого хрупкого разрушения. Дополнительным силовым воздействием в данном случае является усилие резания. Для анализа процесса разрушения приостренным алмазом справедливы положения теории, изложенные в гл. 2, в частности формула (2.44), которая позволяет определить глубину внедрения пирамидального и пирамидального с площадкой износа резца в породу. При внедрении овализованного алмаза, лишенного режущих граней в породу происходит упругое деформирование, которое постоянно, независимо от величины нагрузки на алмаз присутствует на максимально удаленных от центра площадки сжатия участках контакта шарообразного алмазного резца и породы (см. гл. 2, рис. 2.18, 2.19). Как следует из формулы (2.26), напряжения при вдавливании в породу шарообразного резца максимальны в центре и минимальны на крайних участках площадки контакта. Именно поэтому на удаленных участках площадки контакта резца с породой происходит лишь упругое деформирование, которое не позволяет резцу внедриться в породу. Эти упруго сжатые участки горной породы снимают значительную часть нагрузки на алмаз, который «подвисает» на окраинных участках площадки смятия. Этим и объясняется более высокое напряжение разрушения, часто превышающее твердость, если порода разрушается шарообразным резцом крупных размеров.



Рис. 5.58. Зависимость контактного напряжения разрушения для необработанного алмаза с площадкой притупления при различных нагрузках на алмаз от твердости горных пород

Крупный алмаз будет работать эффективно только при более высоких нагрузках, которые могут оказаться за пределами допустимых значений по условию прочности самого алмаза (рис. 5.17), если разрушается твердая горная порода.

Таким образом, округлые и особенно крупные алмазные резцы будут неэффективны при бурении крепких горных пород, а коронки, оснащенные такими резцами, покажут пониженную работоспособность. Если сравнивать алмазы с острыми гранями и округлые алмазные резцы, то следует учитывать, что для бурения одной и той же горной

породы нужно применять коронки, вооруженные полированными или овализованными алмазами меньших размеров, чем при бурении коронками, армированными дроблеными алмазами.

Исследования В. П. Рожкова [24] и специалистов ТулНИГП [5] показали, что при снижении размера алмазного резца меняется характер разрушения самых твердых горных пород. Например, при использовании сферических инденторов диаметром 0,4 и 0,7 мм для разрушения кварца отмечены признаки пластической деформации, т. е. очень хрупкая порода способна эффективно разрушаться резанием-скалыванием. Из установленных значений диаметров резцов (0,1–0,34 мм) следует выбор оптимальной размерности алмазов (200–800 шт./кар.), используемых в ТулНИГП для изготовления импрегнированных коронок [5].

## 5.3.4. Механизм разрушения горной породы алмазными резцами бурового инструмента

Рассмотрим механизм разрушения горной породы алмазными резцами с учетом экспериментальных данных, которые показывают значительную роль формы и качества поверхности алмазных резцов в процессе разрушения породы (см., например, рис. 5.57). На алмазный резец при его работе действуют осевые и тангенциальное усилия, а в породе создается напряженно-деформированное состояние, которое отличается от статического (при действии только нормального осевого усилия, см. рис. 2.19, 2.20). Влияние тангенциального усилия существенно меняет картину напряжений в породе (см. гл. 2, рис. 2.27). При этом значительное влияние на напряженное состояние и разрушение породы оказывает линейная скорость перемещения резца и коэффициент трения на контакте резец-порода. Оно сводится к формированию величины и места положения зон растяжения и сжатия породы под алмазным резцом.

Рассмотрим схемы и приведенные данные о взаимодействии алмазного резца с породой (рис. 5.59, *a*, *б*). Резец в данном случае имеет форму шара, т. е. моделирует овализованный или полированный алмазный резец.

Отличием между этими видами резцов является разница в коэффициентах трения, которая очень существенна (табл. 5.3, 5.4).



Рис. 5.59. Схемы взаимодействия с породой овализованного (*a*) и полированного (б) алмазных резцов

Например, коэффициент трения, задающий уровень сил трения резцов о породу, полированного алмаза в 4–10 раз ниже, чем у необработанного и овализованного алмазов [12].

В табл. 5.3 приведены данные о коэффициентах сухого трения овализованного, необработанного и полированного алмазов по различным горным породам.

Как следует из показателей, вода, смазки и растворы с поверхностноактивными веществами снижают коэффициент трения овализованного алмаза и практически мало влияют на коэффициент трения полированного алмаза. Уменьшение коэффициента трения алмазов приводит к снижению крутящего момента, расходу энергии на разрушение горной породы. Например, при работе овализованными алмазами расход энергии на единицу проходки в 2–3 раза выше, чем полированными, что позволяет повысить осевую нагрузку на коронку, оснащенную полированными алмазами, и добиться значительного повышения эффективности работы полированных алмазов в сравнении с необработанными.

Таблица 5.3

	Категория гор-	Коэффициент трения алмазов		
Порода	ных пород по	овализо-	необрабо-	полиро-
Порода	буримости	ванных	танных	ванных
Роговик магнетитовый	XI	0,51	0,49	0,1
Порфирит диоритовый	IX	0,59	0,58	0,06
Песчаник	VII, VIII	0,51	0,49	0,06
Известняк	VII	0,43	0,59	0,1
Доломитизированнй мергель	IV	0,33	0,54	0,07

#### Коэффициенты трения алмазов по горным породам

В породе, на передней грани резца, где действует осевая сила P и тангенциальное усилие  $F_{\rm T}$  в направлении действия результирующего усилия R, формируется ядро сжатия породы. В ядре сжатия при критическом значении действующего усилия отмечаются структурные изменения в породе, в результате которых она переходит в мелкодисперсное состояние.

Вследствие того, что алмазный резец имеет отрицательный передний угол, в вертикальном направлении на него будет оказывать действие сила *F*:

$$F = F_{\rm T} \cos \gamma_{\rm H} \sin \gamma_{\rm H}, \qquad (5.38)$$

которая снижает величину действующего осевого усилия.

Тангенциальное усилие в общем виде определяется суммой сил, затрачиваемых на разрушение породы  $F_p$  и преодоление сил трения  $F_{\rm Tp}$ ( $F_{\rm T} = F_{\rm p} + F_{\rm Tp}$ ). Поскольку сила  $F_{\rm Tp} = P \cdot f$ , где f – коэффициент трения, то можно сделать анализ влияния коэффициента трения на тангенциальное усилие. Экспериментальные данные, приведенные в работе [12] (табл. 5.5), позволяют рассчитать соотношение  $P/F_{\rm T}$  для необработанного, овализованного и полированного алмазов.

Из этих расчетов следует, что среднее значение соотношения осевой нагрузки и тангенциального усилия  $P/F_{\rm T}$  для необработанного алмаза при бурении пород средней твердости 1,37, а твердых пород – 1,79. Для овализованного алмазного резца получены достаточно близкие значения: 1,41 и 1,6 соответственно.

#### Таблица 5.4

Блияние среды на коэффициент трения алмазов по горным породам						
	Коэффициент трения алмазов					
Среда	полированного по песчанику	овализованного по габбро				
Воздух	0,06	0,52				
Вода	0,05	0,48				
Глинистый раствор	0,05	0,5				
Нигрол	0,09	0,26				
Водный раствор с 0,5 % ПАВ	_	0,28 - 0,48				
Масло минеральное	_	0,29 - 0,34				
Графитовая смазка	0,05	0,36				

### Влияние среды на коэффициент трения алмазов по горным породам

Таблица 5.5

### Результаты опытного определения усилий при работе алмазных резцов

	Алмаз необработанный				
	Нагрузка	Сила тре-	Тангенци-	Р	F
Порода	на алмаз	ния $F_{\rm Tp}$ ,	альное уси-	$\frac{1}{E}$	$\frac{T_{\text{TP}}}{T}$
_	Р, даН	даН	лие $F_{\rm T}$ , даН	Γ <sub>T</sub>	$F_{\rm T}$
Средней твердости					
Мрамор	8,2	3,7	7,05	1,16	0,53
Известняк	6,13	2,76	3,78	1,62	0,73
Сланец	3,99	1,8	2,98	1,34	0,61
Твердые и очень твердые					
Альбитофир	5,27	2,36	3,7	1,42	0,64
Роговик	5,34	2,5	2,62	2,04	0,95
Роговик магнетитовый	4,8	2,16	2,52	1,89	0,86
Гранит	3,96	1,78	2,21	1,8	0,81
	Алмаз овализованный				
Средней твердости					
Мрамор	2,71	1,21	2,45	1,1	0,49
Известняк	6,24	2,8	3,84	1,62	0,73
Сланец	6,1	2,74	4,0	1,52	0,69
Твердые и очень твердые					
Альбитофир	7,78	3,5	6,56	1,18	0,53
Роговик	6,18	2,78	4,35	1,42	0,64
Роговик магнетитовый	5,13	2,3	2,72	1,89	0,85
Гранит	6,52	2,94	3,84	1,9	0,86
	Алмаз полированный				
	(расчетные данные при коэффициенте трения 0,056)			0,056)	
Средней твердости					
Мрамор	2,71	0,15	1,39	1,95	0,11
Известняк	6,24	0,35	1,39	4,5	0,25
Сланец	6,1	0,34	1,6	3,8	0,21
Твердые и очень твердые					
Альбитофир	7,78	0,43	3,49	2,23	0,12
Роговик	6,18	0,35	1,92	3,2	0,18
Роговик магнетитовый	5,13	0,29	0,71	7,1	0,41
Гранит	6,52	0,37	0,8	8,15	0,46

Расчеты соотношения *P*/*F*<sub>т</sub> для полированного алмаза оказались существенно выше в сравнении с овализованными и необработанными алмазами: для пород средней твердости 2–4, для твердых и крепких 7–8.

Таким образом, угол α (рис. 5.60) между направлениями действия осевого *P* и результирующего усилий *R* может быть:

• для овализованного и необработанного алмазов при бурении пород средней твердости 33–39°, твердых и крепких 30°;

• для полированных алмазов при бурении горных пород средней твердости 14–26°, твердых и крепких пород 7–8°.

В результате проведенного анализа можно сделать вывод о том, что при работе овализованного и необработанного алмазов ядро сжатия располагается

на передней грани резца (рис. 5.59, *a*), что приводит к скалыванию и резанию породы, особенно при разрушении горных пород средней твердости.

При работе полированного алмаза, особенно при разрушении твердых и крепких горных пород, ядро сжатия породы смещено под резец (рис. 5.59,  $\delta$ ), что приводит к раздавливанию породы. Некоторое смещение ядра сжатия на переднюю грань резца (за счет увеличения угла  $\alpha$ ) при бурении средних по твердости горных пород дает возможность к скалыванию породы, хотя преимущественно она по прежнему разрушается раздавливанием.

Рассмотрим взаимодействие с породой алмазного резца, по форме близкого к шару, в соответствии со схемой, представленной на рис. 5.60.



Рис. 5.60. Схема для исследования процесса разрушения горной породы алмазным резцом

Условием разрушения горной породы на заданную глубину является процесс разрушения (скалывания или раздавливания с образованием трещины отрыва) породы перед передней гранью резца. Трещина отрыва (*aM* на рис. 5.60) формируется от вершины ядра сжатия породы в направлении поверхности забоя. В случае если отрыва породы по линии *aM* не происходит из-за недостаточных напряжений в ней, то, очевидно, будет происходить снижение глубины проникновения резца в породу. Для разрушения породы на заданную глубину резцом следует синхронизировать два параметра – линейную скорость перемещения резца  $v_p$  и скорость формирования трещины отрыва породы по линии aM.

Глубина лунки разрушения  $h_n$  и внедрения резца в породу h, расстояние  $\rho$  при статическом вдавливании шарообразного резца представлены формулами (2.31), (2.32) и (2.34):

$$\rho = \sqrt{2hr - h^2}$$
;  $h_{\rm II} = 0.5\sqrt{hd}$ ;  $h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P}{\pi p_{\rm III}(1 + tg\,\phi)}}$ 

Из геометрических построений (рис. 5.50) можно получить, следующее: если  $\rho = \sqrt{dh}$ , то  $\alpha = \arctan \sqrt{\frac{h}{d}}$ . В то же время угол  $\alpha$  можно определить из соотношения тангенциального  $F_{\rm T} = (F_{\rm p} - F_{\rm Tp})$  и осевого усилий  $P_{\rm oc}$ :  $\alpha = \arctan \frac{F_{\rm T}}{P_{\rm oc}}$ . Данный вывод приводит к равенству

$$\frac{F_{\rm T}}{P_{\rm oc}} = \sqrt{\frac{h}{d}}, \qquad (5.39)$$

которое позволяет оценить возможные соотношения разрушающих усилий в зависимости от таких параметров, как твердость, размер алмазного резца, диссипативные свойства горных пород и др.

Расстояние  $AB = \sqrt{\rho^2 + h^2} = \sqrt{dh - h^2 + h^2} = \sqrt{dh};$  $MN = 0.5AN = 0.25\sqrt{dh}.$ 

$$NK = \operatorname{tg} \alpha AN = 0,5\operatorname{tg} \alpha \sqrt{dh} = 0,5\sqrt{\frac{h}{d}}\sqrt{dh} = 0,5h;$$
$$NM + NK = 0,25\sqrt{dh} + 0,5h.$$

Таким образом, глубина проникновения ядра сжатия в направлении действия усилия *R* составит:  $MK = 0.25 (2h + \sqrt{dh})$ .

Исходя из полученных зависимостей, можно определить глубину проникновения ядра сжатия в направлении действия осевой силы или, иначе говоря, глубину борозды разрушения:

$$h_{\pi} = 0,25\cos\alpha\left(2h + \sqrt{dh}\right). \tag{5.40}$$

При статическом вдавливании  $h_{\pi} = 0, 5\sqrt{dh}$ , следовательно глубина борозды разрушения уменьшается по мере роста угла смещения ядра сжатия  $\alpha$  в направлении приложения тангенциального усилия.
Если принять, что  $v_{\rm T}$  – скорость развития деформаций сдвига и трещины отрыва по линии aM, то отношение этой скорости к длине трещины в направлении линии aM позволит определить время  $T_{\rm p}$ , необходимое для деформирования и разрушения породы в направлении развития трещины отрыва. Длину трещины отрыва ориентировочно приравняем к длине отрезка aM, хотя известно, что трещина, прорастая, ветвится между минеральных зерен и её фактическая длина существенно больше длины вектора направления ветвления трещины. При этом значительную роль играет зернистость горной породы. Примем в качестве фактора влияния структуры породы на возможную длину трещины коэффициент  $\lambda \ge 1$ , который учитывает удлинение трещины в сравнении с длиной отрезка aM.

$$T_{\rm p} = aM \lambda/v_{\rm T} = \frac{0.25(2h + \sqrt{dh})\lambda}{\operatorname{tg} \alpha v_{\rm T}}.$$
(5.41)

Наиболее благоприятное направление развития процесса разрушения горной породы будет соответствовать условию, при котором время  $T_p$  равно интервалу времени, которое необходимо для деформирования породы в направлении приложения результирующего усилия R на величину деформации  $l_d$ . По условию анализа деформация  $l_d$  является достаточной для создания напряжений в породе, обеспечивающих отрыв по линии aM (рис. 5.50). В данном случае должно выполняться следующее соотношение:

$$\frac{l_d}{v_{\rm p} \sin \alpha} = T_{\rm p}, \qquad (5.42)$$

где *v*<sub>p</sub> – линейная скорость перемещения резца, м/с.

Исходя из последних рассуждений, получаем значение линейной скорости перемещения резца, которое удовлетворяет условию разрушения породы на заданную глубину:

$$v_{\rm p} = \frac{\cos \alpha v_{\rm T} l_d}{0,25(2h + \sqrt{dh})\lambda}.$$
 (5.43)

Полагаем, что интервал деформирования породы  $l_d$  определяется как отношение усилия R к жесткости породы C (см. зависимость (3.5). В то же время, представляя жесткость как деформируемый под действием усилия R объем породы по площадке смятия  $S_{\rm CM}$ , т. е.  $C = \frac{R}{l_d} = S_{\rm CM}C_V$ , получаем, что

$$l_d = \frac{R}{S_{cM}C_V}$$
, где  $C_V$  – объемная жесткость породы, да $H/M^3$ .

С учетом последних преобразований формула (5.43) будет выглядеть следующим образом:

$$v_{\rm p} = \frac{\cos \alpha v_{\rm T} l_d}{0,25(2h + \sqrt{dh})\lambda} = \frac{4\cos \alpha v_{\rm T} R}{(2h + \sqrt{dh})\lambda S_{\rm CM} C_V}.$$
(5.44)

Соотношение усилия R к площади площадки смятия породы передней гранью резца  $S_{cm}$  равно напряжению в породе  $\sigma$ , которое определяет интенсивность разрушения. С учетом этой зависимости формула (5.44) получит следующий вид:

$$v_{\rm p} = \frac{4\cos\alpha v_{\rm T}}{(2h + \sqrt{dh})\lambda C_V} \sigma = \frac{4Pv_{\rm T}}{R(2h + \sqrt{dh})\lambda C_V} \sigma.$$
(5.45)

Таким образом, при заданной глубине разрушения породы скорость перемещения резца может повышаться при более значительных осевом усилии, скорости образования трещины отрыва породы  $v_{\rm T}$  и напряжения в ядре сжатия породы  $\sigma$ . Сдерживает рост скорости перемещения резца большее сопротивление породы разрушению, которое в формуле (5.45) получило отражение через влияние усилия  $R = \sqrt{P^2 + F_{\rm T}^2}$ , жесткость горной породы  $C_V$ , коэффициент  $\lambda$ , определяющий влияние сдерживающих повышение  $v_{\rm T}$  факторов. Глубина внедрения резца в породу *h*, а также размер резца *d* оказались среди факторов, ограничивающих скорость перемещения резца при заданной глубине разрушения породы.

Если формулу (5.45) несколько упростить, используя зависимость (5.40), то получим:

$$v_{\rm p} = \frac{v_{\rm T}}{h_{\rm I} \lambda C_V} \sigma \,. \tag{5.46}$$

Отсюда следует, что глубина борозды разрушения равна:

$$h_{\rm n} = \frac{v_{\rm r}}{v_{\rm p} \lambda C_V} \sigma \ . \tag{5.47}$$

Механическая скорость бурения, м/час, определяется формулой общего вида:

$$v_{\rm M} = 60h_{\rm \pi}\omega n_{\rm p}\,,\tag{5.48}$$

где  $\omega$  – частота вращения бурового инструмента, мин<sup>-1</sup>;  $n_p$  – число резцов в линии резания на торце бурового инструмента.

С учетом формулы (5.47) выражение (5.48) получит следующий вид:

$$v_{\rm M} = 60 \frac{v_{\rm T}}{v_{\rm p} \lambda C_V} \sigma \omega n_{\rm p} \,. \tag{5.49}$$

В полученной формуле соотношение скоростей  $\frac{v_{\rm T}}{v_{\rm p}}$  роста трещины

и перемещения резца может приниматься равным 1 в случае если  $v_{\rm T} \ge v_{\rm p}$ . Если же скорость роста трещины  $v_{\rm T}$  отстает от скорости перемещения резца, то вследствие роста сопротивления породы перемещению резца будет снижаться глубина внедрения резца в породу, что приведет к уменьшению расстояния *aM* (рис. 5.59), а значит, и времени на формирование трещины вдоль линии *aM*. То есть, при резании породы алмазным резцом соотношение  $\frac{v_{\rm T}}{v_{\rm p}} \Rightarrow 1$ , что при недостаточном для разрушения породы напряжении

приводит к снижению глубины внедрения резца и борозды разрушения породы на забое. Аналитически это явление можно объяснить так: при повышении сопротивления на передней грани резца закономерно возрастает тангенциальная составляющая  $F_{\rm T} = (F_{\rm p} + F_{\rm Tp})$  (рис. 5.60), что приводит к увеличению угла  $\alpha$  и к перемещению вверх ядра сжатия породы, что соответственно снижает глубину борозды разрушения (рис. 5.61, *a*, *б*).



Рис. 5.61. Схемы для анализа процесса разрушения породы алмазным резцом при изменении усилия  $F_{\rm T}$ 

Снижение глубины борозды разрушения (см. формулу (5.40) связано, прежде всего, со снижением глубины внедрения резца в породу h (см. формулу (2.34), поскольку алмазный резец при перемещении по породе испытывает действие усилия F, которое противодействует осевой нагрузке на резец (см. формулу (5.39). Поэтому величина внедрения резца в породу h, с учетом динамики

процесса работы резца, будет выражаться формулой (2.34) с некоторым существенным дополнением в части проявления действия усилия *F*:

$$h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P - F_{\rm T} \cos \gamma_{\rm II} \sin \gamma_{\rm II}}{\pi p_{\rm III} (1 + \mathrm{tg} \, \varphi)}}.$$
 (5.50)

Передний угол шарообразного резца зависит от глубины внедрения резца в породу:

$$\gamma_{\pi} = 90^{\circ} - 0,5\arccos\frac{r-h}{r}.$$
 (5.51)

Таким образом, при изменении тангенциального усилия  $F_{\rm T}$  меняется глубина внедрения резца в породу и длина трещины отрыва породы aM перед передней гранью резца.

В формуле (5.49) параметр напряжения о в породе рекомендуется рассматривать в соответствии с формулой (2.52). В этой формуле учтено влияние на процесс разрушения породы наличие дефектов в породе в виде трещин, трещин зоны предразрушения, а также учтено влияние скорости приложения разрушающих усилий и температуры горной породы. Таким образом, реальные разрушающие напряжения будут существенно ниже их теоретических значений.

Напряжение σ в формуле (5.49) позволяет аналитически учесть при анализе механики разрушения горных пород форму резцов, степень их приострения и размеры, глубину внедрения в породу. Например, связь площадки смятия передней гранью шарообразного резца можно выразить формулой, исходя из схемы (рис. 5.59):

$$\sigma = \frac{R}{S_{\rm cM}} = \frac{4R}{\pi dh}.$$
 (5.52)

Таким образом, напряжение снижается при повышении диаметра алмазного резца d и его глубины внедрения в породу h, но возрастает при повышении усилия R (осевого и тангенциального усилий).

В породе будут иные напряжения, если алмазный резец имеет форму многогранника, например пирамиды. В этом случае при максимальных значениях σ будет эффективен многогранник, ориентированный острой гранью в направлении приложения разру-шающего усилия.

Связь разрушающих напряжений в породе с дефектами (генетических трещин и др.), с наличием зоны предразрушения породы, а также возможной формой резцов представлена на рис. 5.62 в виде кривых, отражающих соотношения разрушающих усилий с напряжениями в породе. Кривые 1, 2, 3 на рис. 5.62 показывают значения напряжений, создаваемые резцами различных форм: кривая 4 отражает величину разрушающего усилия  $\sigma$  (формула (2.52), полученного с учетом наличия генетических трещин и трещин зоны предразрушения. Снижение разрушающего напряжения по мере повышения осевого усилия (кривая 4) связано с тем, что глубина и интенсивность зоны предразрушения в породе возрастают по мере повышения осевого усилия до определенного предела, после которого разрушающее напряжение в породе уже не будет снижаться. Линия 5 отражает величину теоретического разрушающего напряжения без учета наличия дефектов в породе и трещин зоны предразрушения.

Как следует из полученных данных, реальные разрушающие породу усилия  $P_1$ ,  $P_2$ ,  $P_3$  существенно ниже тех, которые можно рассчитать, если использовать теоретическую прочность горной породы ( $P_4$ ,  $P_5$ ,  $P_6$ ). Наибольшие разрушающие напряжения на передней грани создает приостренный резец (кривая 3), а при развитой зоне предразрушения для разрушения

будет достаточна нагрузка  $P_1$  – наименьшая, если исходить из условий расчета. Резец шарообразной формы способен разрушить породу при большем усилии  $P_3$ , даже при условии более развитой зоны предразрушения. Но в то же время известно, что резание-скалывание породы вследствие высоких напряжений эффективнее при разрушении более пластичных и не самых твердых горных пород, так как при этом виде разрушения слабо реализуется раздавливание породы, именно та составляющая, которая обеспечивает формирование зоны предразрушения под действием сформировавшегося ядра сжатия породы. Следовательно, для эффективного разрушения твердых пород более подходит резец округлой формы. Если сравнивать резцы шарообразной формы – овализованный и полированный, то последний, более активно реализующий раздавливание породы, также может рекомендоваться для бурения более твердых горных пород.



Рис. 5.62. Зависимости напряжений в породе от величины осевой нагрузки на инструмент с резцами: *1* – пирамидального; *2* – шарообразного; *3* – пирамидального, ориентированного острой гранью в направлении резанияскалывания; *4* – напряжения, достаточные для разрушения породы с учетом дефектов в породе и наличия зоны предразрушения; *5* – теоретические напряжения, полученные без учета наличия дефектов и зоны предразрушения в породе

В [3] рассмотрено влияние разновысотности алмазных резцов на процесс взаимодействия торца коронки с породой. Отмечено, что у новых неприработанных коронок с забоем контактирует не более 10-20 % алмазных резцов, для приработанных – число контактирующих с забоем алмазов увеличивается до 70-80 %. Следует отметить, что приведенные результаты получены по методу отпечатка торца коронки в пластичный металл, т. е. без вращения и работы коронки на забое, и поэтому могут использоваться для определения числа контактирующих с породой алмазов только при ориентировочном расчете начальной осевой нагрузки.

В работе [6] изложены результаты экспериментальных работ с применением скоростной

киносъемки для изучения процесса разрушения алмазной коронкой оптического стекла, моделирующего горные породы VII–VIII категории по буримости. Анализ киноматериала позволил указать на следующие особенности работы алмазных коронок: • одновременно разрушают породу 5–25 % алмазов, остальные находятся в упругом контакте с породой;

• за короткий интервал времени (30 оборотов коронки вокруг оси скважины) отмечено, что разрушают породу одни и те же алмазы, расположенные с одной стороны коронки вследствие её перекоса;

• число алмазов, одновременно разрушающих породу, увеличивается с ростом осевой нагрузки и не меняется при увеличении частоты вращения;

• алмазы работают в режиме микроударов;

• шлам удаляется в основном через промывочные окна коронок, часть шлама спрессовывается под сбегающей частью сектора, количество шлама под секторами увеличивается с ростом осевого усилия;

• при работе коронок образуется зона предразрушения, глубина которой достигает 2–3 мм.

Таким образом, если представить, что коронка в условиях эксперимента работала без перекоса, то число «работающих» алмазных резцов могло быть в два раза больше того количества, которое отмечено экспериментально, т. е. 10–50 %, а в среднем 30 %. Таким образом, можно говорить об участии в одновременном разрушении горной породы в среднем только одного из трех или четырех алмазных резцов, расположенных на торце коронки.

Рассмотрим механизм работы алмазной коронки для выяснения причин отмеченной особенности работы алмазного инструмента и ориентировочного расчета параметра  $n_p$ , входящего в формулу (5.48). В данном случае возможны два основных варианта механизма углубления при условии равномерного выступания алмазных резцов из матрицы:

• каждый резец обеспечивает разрушение горной породы на толщину слоя, который равен глубине внедрения резца в породу, т. е.  $h=h_{\pi}$  (рис. 5.63, *a*);

• разрушение горной породы на определенную глубину обеспечивают некоторое количество лидирующих резцов, при этом слой разрушаемой породы превышает глубину их внедрения в породу, т. е.  $h_{\pi} > h$  (рис. 5.63,  $\delta$ ).

Возможны вариации приведенных основных механизмов углубления, если наблюдается разновысотность алмазных резцов. Например, возможен вариант, представленный на рис. 5.63, *в*, при котором глубина внедрения алмазных резцов равняется глубине борозды разрушения  $h = h_{\pi}$ , но при условии разновысотности резцов. В этом случае активно работают алмазы с наибольшим выступанием из матрицы (резцы 1, 3, 4 на рис. 5.63, *в*), а алмазы, имеющие меньшую высоту выступания над матрицей, в работе не участвуют (резцы 2 и 5 на рис. 5.63, *в*). Подобная ситуация возможна при использовании неприработанной алмазной коронки. Как уже отмечено в работе [3], число контактирующих с породой резцов в этом случае составляет 10–20 %. Принимая за основные два первых варианта механизма углубления и полагая, что первый из них соответствует разрушению менее твердых пород необработанными приостренными алмазными резцами, в том числе резцами малых размеров, используемыми в импрегнированном инструменте, а второй – твердых и крепких горных пород полированными и овализованными алмазами, определяем число работающих алмазов при условии, что они имеют равную высоту выступания над матрицей.



Рис. 5.63. Схемы углубления забоя скважины алмазным инструментом:  $a - при h = h_{\pi}$  и равномерном выступании резцов из матрицы;  $\delta - h_{\pi} > h$  и равномерном выступании резцов из матрицы;  $e - при h = h_{\pi}$ и разновысотности алмазных резцов (неприработанная коронка)

Углубление за оборот коронкой при реализации первой схемы углубки (рис. 5.63, *a*):  $h_{ob} = N_0 h$ , где  $N_0$  – число алмазных резцов в линии резания на торце коронки.

В случае второй схемы за один оборот коронка углубляется в забой на расстояние  $h_{00} = n_p h_n$ , где  $n_p$  – число активно работающих алмазов.

Из равенства  $N_0 h = n_p h_{\pi}$  определяем

$$n_{\rm p} = \frac{N_0 h}{h_{\rm m}}.\tag{5.53}$$

Таким образом, если для полированного и овализованного алмаза глубина борозды разрушения  $h_{\pi}$  в 4–5 раз превышает глубину внедрения алмаза в породу *h*, то на разрушение породы работают только каждый четвертый или пятый алмазы. При  $h = h_{\pi}$  в работе могут быть задействованы все алмазные резцы бурового инструмента, поскольку в этом случае  $n_{p} = N_{0}$ .

Вследствие того что борозда разрушения при работе овализованного и полированного алмазов существенно превышает глубину внедрения алмаза в породу, в качестве лидеров работают только некоторые из алмазных резцов. При этом, чем выше разница между глубинами борозд разрушения и глубиной внедрения алмазного резца, тем меньшее число резцов может участвовать в работе. С повышением осевого усилия на буровой инструмент на этапе объемного разрушения породы более активно возрастает глубина внедрения резца в породу h, а глубина борозды разрушения  $h_{\pi}$ возрастает менее активно. Поэтому с ростом осевого усилия соотношение  $h/h_{\pi}$  снижается и увеличивается число активно работающих алмазов, а потому удельное контактное давление на породу при определенных условиях может и не возрасти.

**Пример.** Глубина внедрения алмаза в породу h = 0,1 мм при диаметре алмазного резца 1 мм. Расчет по формуле (5.40) показывает, что в этом случае  $h_{\pi} = 0,13$  мм. Если повышение осевой нагрузки привело в увеличению глубины внедрения резца в 2 раза, т. е. до 0,2 мм, то  $h_{\pi} = 0,212$  мм. В результате число работающих алмазных резцов в линии резания в первом случае составит  $0,77N_0$ , а во втором  $-0,94N_0$ .

Таким образом, механическая скорость бурения алмазным буровым инструментом зависит от значительного числа параметров, которые могут быть представлены в виде формулы

$$v_{\rm M} = 60 \frac{v_{\rm T}}{v_{\rm p} \lambda C_V} \sigma \omega n_{\rm p} = 60 \frac{v_{\rm T}}{v_{\rm p} \lambda C_V} \omega \sigma \frac{N_0 h}{h_{\rm m}},$$
  
где о рассчитывается по формуле (2.52)  $\left[\sigma\right] = \frac{E\varepsilon}{1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}} \left[1 - \frac{\alpha t \ln \frac{\tau}{\tau_0}}{3\varepsilon}\right]$ 

$$\begin{aligned} h &= \text{по зависимостям (5.50) и (5.51):} \\ h &= r - \sqrt{r^2 - \frac{P - F_{\text{т}} \cos \gamma_{\text{п}} \sin \gamma_{\text{п}}}{\pi p_{\text{m}} (1 + \text{tg } \varphi)}} \text{ , где } \gamma_{\text{п}} = 90^{\circ} - 0,5 \text{arccos} \frac{r - h}{r}, \end{aligned}$$
  
a  $h_{\text{n}}$  – по формуле (5.40), где  $h_{\text{n}} = 0,25 \cos \alpha \left(2h + \sqrt{dh}\right).$ 

С учетом формы резца напряжение о может рассчитываться по формулам (5.53):  $\sigma = \frac{R}{S_{out}} = \frac{4R}{\pi dh}$ .

Сопоставление двух значений напряжений, представленных формулами (2.52) и (5.52), позволяет оценить влияние ряда факторов на глубину внедрения резца h:

$$h = \frac{12\sqrt{P^2 + F_m^2} \left(1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}\right)}{\pi dE \left(3\varepsilon - \alpha t \ln \frac{\tau}{\tau_0}\right)}.$$
(5.54)

Из формулы (5.54) следует, что глубина внедрения резца повышается при нарастании силового сопровождения разрушения – осевой нагрузки Pи тангенциального усилия  $F_{\rm T}$ , размеров дефектов в породе в виде трещин длиной 2*l* (*a* – постоянная кристаллической решетки), коэффициента теплового расширения *a* элементов, слагающих породу, температуры поверхностного слоя породы *t* и времени приложения разрушающей нагрузки т ( $\tau_0$  – период колебаний атомов в твердом теле ~10<sup>-12</sup>-10<sup>-13</sup> с), т. е. при снижении частоты вращения бурового инструмента.

Снижение глубины внедрения резца в породу h связано с повышением диаметра алмазных резцов d, упругости породы E (рост упругости, как правило, пропорционален повышению твердости горной породы) и возможностью более значительной деформации породы без нарушения сплошности  $\varepsilon$ , т.е. при повышении пластичности горной породы.

Зависимость (5.54) может использоваться для анализа факторов, влияющих на процесс разрушения и расчета механической скорости бурения в соответствии с зависимостью (5.53).

Тангенциальное усилие  $F_{\rm T}$  при разрушении горной породы алмазным резцом можно определить из выражения для определения крутящего момента:

$$M_{\rm \kappa p} = F_{\rm T} R_{\rm \mu} = \frac{N}{\omega}, \qquad (5.55)$$

где  $R_{\rm u}$  – средний радиус торца бурового инструмента, м; N – мощность, затрачиваемая на разрушение породы, кВт;  $\omega$  – частота вращения инструмента, с<sup>-1</sup>.

Использовав выражение (4.4) для расчета мощности *N* из формулы (5.55) с учетом числа работающих алмазных резцов, получим выражение для расчета тангенциального усилия:

$$F_{\rm T} = \frac{\mu_{\rm \kappa} P_{\rm oc} h_{\rm \pi}}{N_{\rm c} h},\tag{5.56}$$

где *P*<sub>oc</sub> – осевая нагрузка на буровой инструмент, даН; *N*<sub>c</sub> – число алмазных резцов на торце бурового инструмента.

Угол  $\alpha$  равен:  $\alpha = \arctan \frac{F_{T}}{P}$  (рис. 5.60), а с учетом выражения (5.56)

$$\alpha = \operatorname{arctg} \frac{\mu_{\kappa} h_{\pi}}{N_{c} h}$$
. Учтя то, что  $\alpha = \operatorname{arctg} \sqrt{\frac{h}{d}}$ , можно получить зависимость  $\frac{\mu_{\kappa} h_{\pi}}{N_{c} h} = \sqrt{\frac{h}{d}}$ .

Коэффициент сопротивления перемещению резцов включает две составляющие: коэффициент сопротивления породы разрушению  $\mu_{\rm B}$  и коэффициент трения резцов о породу *f*,  $\mu_{\rm K} = \mu_{\rm B} + f$ .

Для коронки коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$ , тангенциальное усилие  $F_{\tau}$  и усилие  $F_{p}$ , затрачиваемое собственно на разрушение породы передней гранью резца определим по формулам:

$$\mu_{\rm K} = \mu_{\rm B} + f = \frac{\sqrt{\frac{h}{d}N_{\rm c}h}}{h_{\rm T}}; \quad F_{\rm T} = \mu_{\rm K}P_{\rm oc};$$

$$F_{\rm p} = F_{\rm T} - F_{\rm Tp} = P_{\rm oc}(\mu_{\rm K} - f) = P\frac{N_{\rm c}h}{h_{\rm T}} \left(\sqrt{\frac{h}{d}} - f\right), \quad (5.57)$$

где  $P_{oc}$  – осевая нагрузка на буровой инструмент, даН; P – осевая нагрузка на алмазный резец, даН.

Для алмазного шарообразного резца коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$ , тангенциальное усилие  $F_{\tau}$  и усилие  $F_{p}$  будут соответственно равны:

$$\mu_{\rm K} = \mu_{\rm B} + f = \sqrt{\frac{h}{d}}; \quad F_{\rm T} = \mu_{\rm K} P; \\ F_{\rm p} = F_{\rm T} - F_{\rm Tp} = P(\mu_{\rm K} - f) = P\left(\sqrt{\frac{h}{d}} - f\right). \quad (5.58)$$

Усилие, затрачиваемое на скалывание породы передней гранью резца по линии aM (рис. 5.59), можно определить из произведения площади скалываемой породы  $S_{c\kappa}$  на предел прочности породы на скалывание  $\sigma_{c\kappa}$ . Площадь  $S_{c\kappa}$  рассчитывается из зависимости

$$S_{\rm ck} = \frac{\pi l^2}{2},$$

где *l* – длина трещины отрыва (*aM* на рис. 5.49).

Усилие скалывания породы  $F_p$  при длине отрезка l = aM (рис. 5.60), определим по формуле

$$F_{\rm p} = \frac{\pi \left(h + 0.25\sqrt{dh}\right)^2}{2 \operatorname{tg} \gamma_{\rm c\kappa}} \sigma_{\rm c\kappa}, \qquad (5.59)$$

где  $\gamma_{ck}$  – угол скалывания породы перед передней гранью резца, град.

Таким образом, тангенциальное усилие, равное сумме ( $F_{\rm p} + F_{\rm Tp}$ ), с учетом числа работающих на разрушение алмазных резцов  $n_{\rm p}$ :

$$F_{\rm T} = \frac{\pi \left(h+0, 25\sqrt{dh}\right)^2 n_{\rm p}}{2 \operatorname{tg} \gamma_{\rm c\kappa}} \sigma_{\rm c\kappa} + P_{\rm oc} f \,. \tag{5.60}$$

Из формулы (5.60) следует, что тангенциальное усилие зависит от глубины внедрения резцов в породу, прочностных характеристик горной породы – твердости, предела прочности на скалывание, коэффициента внутреннего трения, числа работающих на разрушение резцов и силы трения резцов о породу.

С повышением осевого усилия тангенциальное резко увеличивается прежде всего за счет повышения силы трения, а также глубины внедрения резцов в породу.

С увеличением частоты вращения бурового инструмента тангенциальное усилие может оставаться без изменения или несколько снижаться за счет уменьшения глубины внедрения резцов в породу, вследствие роста сопротивления породы разрушению перед передней гранью резца.

Коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$  с учетом формулы (5.58):

$$\mu_{\rm K} = \mu_{\rm B} + f = \frac{\pi \left(h + 0.25\sqrt{dh}\right)^2 n_{\rm p}}{2 \operatorname{tg} \gamma_{\rm cK} P_{\rm oc}} \sigma_{\rm cK} + f \,. \tag{5.61}$$

Коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$  является функцией интенсивности разрушения, которая характеризуется углублением за один оборот. При углублении, равном нулю, когда разрушения практически не происходит, а режущие элементы перемещаются по поверхности забоя, не внедряясь в породу, коэффициент сопротивления снижается до минимума и становится равным коэффициенту трения *f*.

Таким образом, коэффициент трения характеризует взаимодействие коронки (резца) с породой при отсутствии разрушения и по известным данным [10] находится в пределах 0,02–0,13.

Коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$  по различным данным изменяется в пределах 0,02–0,6 и наиболее часто при бурении алмазным инструментом соответствует интервалу 0,22–0,31 [3, 4, 10].

При этом значения  $\mu_{\kappa} = 0,02-0,15$  соответствуют условиям заполирования алмазов, а значения  $\mu_{\kappa} = 0,4-0,6$  – интенсивного термомеханического разрушения резцов и матриц алмазного инструмента.

Таким образом, условия эффективного разрушения горных пород алмазным инструментом ограничиваются диапазоном значений  $\mu_{\kappa} = 0,15-0,4$ .

В соответствии с выражением (5.58) заполирование алмазного резца наступает при следующих условиях:  $\sqrt{\frac{h}{d}} = 0,02 - 0,15$ , т. е. глубине внедрения резца в породу h = 0,0004 - 0,0225d.

Интенсивное изнашивание алмазного резца будет наблюдаться при h = 0,16-0,36d.

С учетом общего числа активно работающих алмазов  $n_{\rm c} = n_{\rm p} Z = N_{\rm c} \frac{h}{h_{\rm m}}$ ,

где Z – число линий резания на торце коронки предельными по условиям эксплуатации будут следующие значения глубины внедрения резцов алмазного инструмента:

$$h = \frac{\mu_{\kappa}^2 d}{n_{c}}$$
, если  $h_{\pi} > h$  и  $h = \frac{\mu_{\kappa}^2 d}{N_{c}}$ , если  $h_{\pi} = h$ .

Коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$  пропорционален величине углубления инструмента в породу за оборот и механической скорости бурения (см. рис. 4.17). Например, данные, приведенные в работе [10], свидетельствуют о наличии пропорциональной зависимости, которая выражается формулой  $\mu_{\kappa} = 0,135 + 0,0285 v_{\rm M}$ . При этом с увеличением частоты вращения коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$  несколько снижается (см. рис. 4.17), а с повышением осевой нагрузки – возрастает.

Установленная связь коэффициента сопротивления, а значит, крутящего момента и затрат мощности на разрушение породы позволяет определять условия недостаточной очистки забоя от шлама (рис. 5.64).

Так, например, если рост механической скорости бурения сопровождается увеличением затрат мощности на разрушение, крутящего момента и коэффициента сопротивления разрушению, то шлам удаляется из забоя своевременно в полной мере (зона I на рис. 5.64).

Если же прирост механической скорости бурения сопровождается снижением мощности, крутящего момента и коэффициента сопротивления на разрушение (зона II на рис. 5.64), то под инструментом скапливается шлам и для сохранения эффективных условий бурения следует увеличить подачу очистного агента. В противном случае скорость бурения не будет максимальной, а скапливающийся под инструментом шлам приведет к преждевременному износу инструмента. Снижение  $\mu_{\kappa}$  вызвано тем, что шлам под торцом коронки исполняет роль опоры скольжения, снижая сопротивление вращению бурового инструмента.

Как следует из зависимостей (5.58) и (5.61) на коэффициент сопротивления  $\mu_{\kappa}$ , а значит, и энергоемкость разрушения породы влияет размер алмазных резцов.

На рис. 5.65 приведены результаты эксперимента, в котором опытным путем оценено влияние этого фактора на величину коэффициента сопротивления  $\mu_{\kappa}$ . Из полученных данных следует, что среднее значение коэффициента сопротивления, а следовательно, и забойной мощности, с уменьшением размеров алмазных резцов увеличивается с интенсивностью 0,025 на 1 мм. Такая зависимость приводит к тому, что при бурении импрегнированными коронками по габбро затраты мощности на 20–25 % выше, чем однослойными коронками с алмазами диаметром 2 мм [10].



Рис. 5.64. Графики, поясняющие связь механической скорости бурения и коэффициента сопротивления вращению инструмента на забое



Рис. 5.65. Зависимость коэффициента сопротивления  $\mu_{\kappa}$  от размера алмазных резцов

При бурении гранита [10] импрегнированными коронками энергоемкость в 1,35–1,45 раза выше, чем однослойными.

С увеличением диаметра коронок и толщины матричных колец затраты мощности на разрушение породы и коэффициент сопротивления возрастают: с увеличением диаметра коронок пропорционально диаметру, с увеличением толщины матрицы пропорционально приросту площади торца, если сохраняется удельная контактная нагрузка на породу.

В исследовательских работах и практических рекомендациях по технологии алмазного бурения рассматривается такой показатель управления процессом бурения, как углубление породоразрушающего инструмента за один оборот  $h_{ob}$ , мм/об, который функционально выражается в простейшем виде следующим образом:

$$h_{\rm of} = \frac{v_{\rm M}}{\omega}, \qquad (5.62)$$

где  $v_{\rm M}$  – механическая скорость бурения, мм/мин;  $\omega$  – частота вращения, мин<sup>-1</sup>.

Величина углубления за оборот является комплексным показателем, позволяющим косвенно рассматривать и оценивать физические процессы, происходящие на забое, в частности реакцию породы на внедрение резца, а

также поведение коронки, в том числе под воздействием таких управляемых параметров бурения, как осевая нагрузка, частота вращения инструмента в зависимости от физико-механических свойств породы и величины износа резцов.

Следовательно, величина  $h_{ob}$  может быть применена при определении оптимальных режимов бурения.

Под оптимальным углублением за один оборот подразумевается величина съема породы за один оборот, заданная таким внедрением алмазов в породу под действием определенных минимальных осевых нагрузок, при которых не происходит заполирование алмазных резцов коронки. При нагрузках несколько выше означенных значений, резцы чрезмерно загружаются в породу и разрушаются, не производя полезной работы.

Величина оптимального углубления за один оборот зависит от размеров алмазных резцов, физико-механических свойств породы и параметров режима бурения – осевой нагрузки и частоты вращения.

Опытным путем установлено, что величина оптимального углубления за один оборот для однослойного бурового инструмента должна составлять 2,5-10 % диаметра алмаза d, т. е.

$$h_{\rm of} = (0,025 - 0,1)d \,. \tag{5.63}$$

Через вышеприведенную зависимость Всероссийским институтом техники разведки определены:

оптимальное углубление за один оборот инструмента в зависимости от зернистости Z (шт./кар.)

$$h_{\rm o6} = (0, 122 - 0, 488) Z^{-\frac{1}{3}},$$
 (5.64)

допустимое значение осевой нагрузки на единичных алмаз

$$P_{\rm a} = (3, 0-5, 3)(2, 86Z^{-0, 27} + 0, 24Z^{-0, 67}), \tag{5.65}$$

величина осевой нагрузки на коронку

$$P_{\rm oc} = P_{\rm a} ZM , \qquad (5.66)$$

где М – масса объемных алмазов, карат.

При алмазном бурении однослойными коронками известны рекомендации по оптимальной величине внедрения единичного алмаза h = 0,001-0,008 мм/об. При углублении меньше, чем 0,001 мм/об наступает заполирование алмазов, при h > 0,008 мм/об начинается повышенный износ алмазных резцов.

На рис. 5.66, *а* дана зависимость углубления за один оборот от осевого усилия и частоты вращения. Величина углубления за один оборот возрастает при повышении осевого усилия независимо от частоты вращения





Рис. 5.66. Зависимость углубления за один оборот от параметров режима бурения (*a*) и схемы, поясняющие процессы усталостно-поверхностного (*б*) и объемного разрушения породы (*в*, *г*)

Зависимость углубления за один оборот от частоты вращения имеет более сложный характер. На интервале усталостно-поверхностного разрушения, когда осевая нагрузка недостаточна для объемного разрушения породы, большие значения углубления за один оборот  $h_y$  характерны для бурения на высоких частотах вращения, а равное углубление за один оборот по мере снижения частоты вращения достигается при более высокой осевой нагрузке ( $P_1$ ,  $P_2$ ,  $P_3$  – рис. 5.66, a). Причины этого состоят в том, что режим усталостного разрушения связан с процессами снижения прочности и твердости породы вследствие циклически повторяющихся нагружений её резцами, образования и развития многочисленных трещин в породе. Этот режим нагружения при недостаточной нагрузке для внедрения в породу резца будет интенсивнее в случае более высокой частоты вращения коронки.

При определенной осевой нагрузке  $P_{\Pi}$  режим разрушения становится объемным, поскольку она уже достаточна для внедрения резца в породу. При этом режиме разрушения большее углубление за один оборот достигается уже при меньшей частоте вращения и по мере роста частоты вращения углубление за один оборот снижается. Причины подобного механизма состоят в том, что при образовании борозды разрушения порода скалывается перед резцом по некоторой поверхности в направлении забоя (линия АБ на рис. 5.66, в). Оптимальными будут условия разрушения породы, при которых скорость перемещения резца будет равна скорости образования трещины отрыва породы в направлении линии АБ. При повышении частоты вращения скорость образования трещины отрыва породы перед резцом начинает отставать от скорости перемещения резца. Резец, испытывая повышенную сопротивляемость породы перемещению, «всплывает», т. е. снижается глубина его внедрения в породу (рис. 5.66, г). «Всплытие» резца происходит ровно настолько, насколько должна уменьшиться длина трещины отрыва  $A^* \bar{B}^*$  с тем, чтобы вновь скорость поступательного перемещения резца была равна скорости образования трещины отрыва  $A^* B^*$ .

При объемном разрушении породы равное углубление за один оборот  $h_{ob}$  может быть получено при повышении частоты вращения путем увеличения осевого усилия ( $P_4$ ,  $P_5$ ,  $P_6$  – рис. 5.66, a). Таким образом, для поддержания рационального углубления за оборот по мере повышения частоты вращения следует несколько увеличивать и осевую нагрузку.

При объемном разрушении горной породы возможны условия, при которых её разрушение будет происходить наиболее эффективно. Для этого необходимо осуществлять полную очистку забоя от шлама и выдерживать такое сочетание осевого усилия и частоты вращения, при котором скорость формирования трещины отрыва *АБ* (рис. 5.66, *в*) соответствовала бы скорости перемещения резца, т. е. напряжения в ядре сжатия породы должны быть достаточны для эффективного скалывания породы передней гранью резца под действием касательных и растягивающих напряжений.

Условия разрушения ухудшаются при зашламовании забоя, например из-за недостаточного количества подаваемого очистного агента. В этом случае при достаточной для объемного разрушения породы осевой нагрузке наблюдается режим, сходный с усталостно-поверхностным, при котором резцы коронки, повторно измельчая шламовую подушку, не могут создавать достаточных для эффективного разрушения породы напряжений. В этом случае зависимость углубления за один оборот от частоты вращения будет аналогична режиму усталостно-поверхностного разрушения, при котором большая углубление за один оборот достигается при более высокой частоте вращения бурового инструмента (рис. 5.67, *a*, *б*).



Рис. 5.67. Зависимость углубления за один оборот от параметров режима бурения (*a*) и схемы объемного разрушения при зашламовании забоя (б) и термомеханического разрушения (*в*)

При чрезмерной осевой нагрузке наступает сложный режим термомеханического разрушения породы (рис. 5.67, *в*), который сопровождается термическим разупрочнением коронки, что может приводить к её разрушению. Разрушаются (трескаются, выкрашиваются) и изнашиваются прежде всего алмазные резцы. Процесс разрушения резцов интенсивно происходит при более высокой частоте вращения, что сопровождается и более ощутимым снижением углубления за один оборот. В начальный период термомеханического процесса разрушения породы возможен резкий рост скорости проходки из-за чрезмерного обнажения резцов в момент интенсивного износа металла матрицы. В этот момент часто происходит падение мощности на разрушение, которое объясняется снижением сил трения и сопротивления вращению коронки на забое, который «металлизирован» продуктами износа матрицы коронки. Таким образом, возможен ложный сигнал о благоприятных условиях работы бурового инструмента, что затрудняет выбор оптимальных параметров режима бурения.

После резкого повышения скорости бурения вследствие разрушения матрицы и обнажения алмазов начинается интенсивное разрушение алмазных резцов и падение скорости. Во избежание разрушения-расплавления коронки бурение следует прекратить.

# 5.3.5. Динамические нагрузки на алмазы в процессе разрушения горных пород

Повышенная хрупкость алмаза делает его очень чувствительным к вибрации. При сильной вибрации ресурс алмазного бурового инструмента может снижаться в десятки раз по сравнению с инструментом, отработанным без наложения вибрации.

Вибрации бурового инструмента возникают из-за неравномерности разрушения горной породы и несовершенств самого инструмента, например вследствие неперпендикулярности торца, несовпадения осей корпуса, матрицы, резьбы и др.

Как правило, колебания инструмента происходят с частотой, кратной частоте вращения снаряда. Так, при частоте вращения колонны 200–800 мин<sup>-1</sup> алмазная коронка претерпевает от 3,3 до 13,3 колебаний в секунду [14]. Колебания инструмента приводят к динамическим нагрузкам на алмазы. Исследования динамических усилий, возникающих при разрушении горной породы единичным алмазом, показали [12], что процесс разрушения горной породы резанием-скалыванием происходит скачкообразно. Амплитуда как осевого, так и тангенциального усилий разрушения непрерывно меняется. Причем каждому импульсу силы на осциллограмме (рис. 5.68) соответствует единичный акт разрушения горной породы. Запись единичных актов разрушения при больших скоростях позволяет утверждать, что по внешнему виду осциллограмма единичного акта разрушения во многом сходна с графиком разрушения упругохрупкой породы индентором (см. рис. 3.3).

При этом рассмотрение каждого отдельного импульса на осциллограмме (рис. 5.68) показывает, что нагрузка на алмазе возрастает от минимальных до максимальных значений в сотые и тысячные доли секунды. По существу, каждый импульс на осциллограмме соответствует микроудару алмаза по горной породе.

Динамический характер разрушения связан прежде всего с тем, что, произведя скалывание породы передней гранью и создав относительно свободное пространство перед собой, алмаз определенный участок пути  $l_{\rm n}$  может пройти вхолостую, а затем, достигнув неразрушенной породы на

пути своего движения, вновь столкнуться с породой, испытывая при этом динамические нагрузки (рис. 5.69).



Рис. 5.68. Осциллограммы микроударов алмаза при пересечении трещины на различной глубине резания альбитофира (твердость 2 760 МПа, коэффициент пластичности 1,5), мм: *a* – 0,05; *б* – 0,75; *в* – 0,1; *г* – 0,13; *д* – 0,15

Таким образом, в твердых упругохрупких и хрупких породах разрушение происходит циклически: микроудар – холостой ход – микроудар – холостой ход и т. д.



Рис. 5.69. Схема работы алмазного резца

В табл. 5.6 приведено соотношение динамических, тангенциальных и осевых усилий разрушения, а также импульс силы при разрушении хрупкого мигматита (твердость 3 000 МПа, коэффициент пластичности 1) [14].

При проведении эксперимента наряду с микроударами при резании-скалывании монолитной породы фиксировался микроудар алмазного резца при пересечении открытой трещины.

Представленные данные показывают, что алмаз воспринимает в зависимости от

частоты вращения инструмента от 300 до 700 микроударов в секунду, но с увеличением скорости перемещения резца количество микроударов на единицу пути уменьшается. Сила удара, воспринимаемого алмазом при пересечении трещины, зависит от твердости горных пород и глубины его внедрения в породу (рис. 5.69).

#### Таблица 5.6

Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	Осевая нагрузка, даН			Тангенциальное усилие, даН			Импульс силы при пересечении трещи- ны, даН		Продолжи-
			Импульс			Импульс	Осевая	Тангенци-	тельность
	min	max	силы,	min	max	силы,	сила,	альное уси-	импульса, с
			даН			даН	даН	лие, даН	
120	4,2	7,1	2,9	1,4	3,2	1,8	7,3	4,0	0,003
	4,9	7,9	3,0	2,0	4,0	2,0	6,25	4,25	0,003
	6,1	8,9	2,7	2,3	3,4	1,1	7,25	4,3	0,002
	6,9	12,2	5,3	2,1	4,5	2,4	9,5	5,4	0,004
	7,25	12,75	5,5	2,9	3,15	1,25	15,0	5,7	0,004
	8,5	11,2	2,7	2,5	3,5	1,0	9,5	5,0	0,004
375	4,5	7,0	2,5	1,5	3,1	1,6	7,25	4,7	0,002
	5,3	8,6	3,25	2,0	3,5	1,5	6,5	4,3	0,002
	5,5	8,0	2,5	2,1	3,1	1,0	5,6	3,25	0,0015
500	3,75	6,05	2,3	1,6	2,8	1,2	5,25	3,4	0,002
	5,5	7,0	1,5	1,6	3,0	1,4	5,75	3,8	0,002
	5,75	7,5	1,75	2,0	3,0	1,0	5,75	3,2	0,001
700	6,5	8,7	2,2	2,0	3,0	1,0	6,5	2,8	0,0016
	6,8	8,3	1,5	2,0	2,9	0,9	7,0	3,0	0,0016
	7,0	9,3	2,3	2,1	3,1	1,0	7,6	4,4	0,001

### Зависимость изменения характеристик микроудара алмаза по горной породе от нагрузки и скорости резания [12]

На рис. 5.70 приведены осциллограммы микроударов в момент пересечения алмазом открытой трещины при различной глубине его внедрения в породу – габбро, альбитофира и перидотита твердостью соответственно 4 360, 2 760 и 2 060 МПа. При ширине трещины, равной или несколько превышающей размер внедрившейся части алмаза, в момент пересечения трещины нагрузка на алмаз падает до нуля, а затем резко возрастает. С увеличением глубины внедрения алмаза в породу (повышение осевой нагрузки на резец) меняется амплитуда колебаний усилий до 1,5–2 раз [12].

Отсюда следует, что максимальные динамические нагрузки на алмазный резец возникают при разрушении более твердого габбро, а при разрушении перидотита не наблюдается значительных колебаний осевого и тангенциального усилий.

Наличие трещины (импульсы Б на рис. 5.70) приводит к значительным перегрузкам на резец, которые особенно заметны на фоне незначительных динамических колебаний осевого и тангенциального усилий при разрушении перидотита (рис. 5.70, *в*).

Работа, затрачиваемая на деформацию алмаза в момент микроудара, может определяться зависимостью [14]:

$$A_{\rm v\pi} = 0,5P_{\rm of}v\Delta t\,,\tag{5.67}$$

где  $P_{ob}$  – суммарное усилие, действующее на алмаз, даН; v – скорость перемещения резца по горной породы, м/с;  $\Delta t$  – продолжительность микроудара, с.

Суммарное усилие, действующее на алмаз и приводящее к удару резца о породу за трещиной, примем равным тангенциальному усилию, которое можно рассчитать по зависимостям (5.48) и (5.52).



Рис. 5.70. Осцилограммы усилий резания габбро (*a*), альбитофира (*б*) и перидотита (*в*): *1* – осевое усилие; *2* – отметка времени; А – момент работы алмаза по разрушению монолита; Б – момент пересечения алмазом трещины

Полученные зависимости (5.59) и (5.60) можно заменить значением тангенциального усилия, рассчитанного с использованием имеющихся данных (табл. 5.3–5.5), в соответствии с формулой  $F_{\rm T}$  = tg  $\alpha$  *P*, где  $\alpha$  – угол между векторами осевой и результирующей сил, действующих при работе резца (см. рис. 5.59 и 5.60).

По данным из табл. 5.3–5.5 угол α (рис. 5.59) между направлениями действия осевого *P* и результирующего *R* усилий может быть равен:

• для овализованного и необработанного алмазов при бурении пород средней твердости 33–39°, твердых и крепких – 30°;

• для полированных алмазов при бурении горных пород средней твердости 14–26°, при бурении твердых и крепких пород 7–8°.

Таким образом, полированный алмаз будет более устойчив при работе по трещиноватым породам, так

как при прочих равных условиях на него будет действовать меньшее горизонтальное усилие, вызывающее микроудар.

Скорость перемещения алмаза по забою

$$v = \frac{\pi D_{\rm T} \omega}{60}, \qquad (5.68)$$

где  $D_{\rm T}$  – диаметр окружности, по которой движется алмаз по забою скважины, м;  $\omega$  – частота вращения бурового инструмента, мин<sup>-1</sup>;

Из формулы (5.68) следует, что самыми нагруженными будут алмазы, располагаемые по внешнему периметру торца бурового инструмента, поскольку именно эти алмазы движутся с максимальной линейной скоростью и испытывают наибольшие динамические нагрузки при работе инструмента, особенно при бурении трещиноватых горных пород. Опыт бурения трещиноватых пород показывает, что наиболее типичным является образование фаски именно на внешнем контуре алмазосодержащей матрицы.

Аналогичный повышенный износ имеют и долота с резцами *PDC*, для которых проблема динамических нагрузок не менее актуальна.

По данным, приведенным в [12], предельной по условию прочности алмаза будет скорость перед соударением, равная 2,42 м/с, что позволяет ориентировочно определять допустимое значение частоты вращения коронки при бурении трещиноватых пород, используя зависимость (5.68): v60

$$\omega = \frac{v \sigma \sigma}{\pi D_{\rm T}}$$

Горная порода является диссипативной системой, что приводит к поглощению энергии ударного столкновения алмаза с ней. Влияние *диссипативных* свойств породы можно учесть через коэффициент внутреннего трения горной породы, который равен tg  $\phi_{n}$ .

Диссипация (от лат. dissipatio – рассеяние) – явление рассеивания механической энергии при движении, деформировании с переходом кинетической энергии в тепловую.

С учетом сделанных дополнений формула расчета работы, затрачиваемой на деформирование алмаза в момент микроудара, следующая:

$$A_{\rm va} = 0,026 \operatorname{tg} \alpha \operatorname{tg} \varphi_{\rm n} P D_{\rm r} \omega \Delta t , \qquad (5.69)$$

где Р-осевая нагрузка на алмаз, даН;

Выразив в формуле (5.69) нагрузку на алмаз через общую нагрузку на буровой инструмент  $P_{oc} = P N_c$ , где  $N_c$  – число торцевых алмазов, можно получить формулу для расчета предельного по условию прочности алмазов значения частоты вращения коронки:

$$\omega_{\rm nr} = \frac{A_{\rm yg}N_c}{0,026k {\rm tg} \, {\rm atg} \, \varphi_{\rm n} D_{\rm r} P_{\rm oc} \Delta t},\tag{5.70}$$

где  $A_{ya}$  – работа, необходимая для разрушения алмаза при динамическом нагружении; k – коэффициент запаса прочности алмаза (k = 1,5–2) [14];

Для алмазов зернистостью 30–90 шт./карат  $A_{yg} = 0,14-0,2$  Дж [14].

Число работающих на разрушение породы алмазов  $n_p$  определим по формуле (5.53), из которой следует, что число алмазов, работающих на разрушение горной породы на забое, может быть меньше общего числа резцов на торце.

С учетом сделанных поправок формула (5.70) будет выглядеть следующим образом:

$$\omega_{\rm nr} = \frac{A_{\rm yg} n_{\rm p}}{0,026k {\rm tg} \, {\rm atg} \, \varphi_{\rm n} D_{\rm r} P_{\rm oc} \Delta t}, \qquad (5.71)$$

где  $n_{\rm p}$  – число алмазных резцов, активно работающих на разрушение породы (определяется по формуле (5.53).

**Пример.** Рассчитать предельную частоту вращения алмазной коронки диаметром 59 мм при бурении трещиноватой породы твердостью 2 700 МПа, числе торцевых алмазов 150. Запас прочности для алмаза k = 2,  $P_{\rm oc} = 10\ 000\ \text{H}$ , начальная частота вращения 700 мин<sup>-1</sup>. Угол внутреннего трения породы  $\varphi_{\rm n} = 25^{\circ}$ .

Для частоты вращения 700 мин<sup>-1</sup>  $\Delta t = 0.02$  с.

Для полированного алмаза угол  $\alpha = 10^{\circ}$ ,  $A_{yg} = 0,2$  Дж, а для необработанного алмаза  $\alpha = 25^{\circ}$ ,  $A_{yg} = 0,14$  Дж.

Рассчитаем допустимую частоту вращения для коронки с полированными алмазами:

$$\omega_{\rm nt} = \frac{0, 2 \cdot 0, 8 \cdot 150}{0, 026 \cdot 2 \cdot \text{tg} 10 \cdot \text{tg} 25 \cdot 0, 059 \cdot 10\,000 \cdot 0, 02} = 477 \text{ Mum}^{-1}.$$

Рассчитаем допустимую частоту вращения для коронки с необработанными алмазами:

$$\omega_{\rm nt} = \frac{0.14 \cdot 0.8 \cdot 150}{0.026 \cdot 2 \cdot \text{tg}25 \cdot \text{tg}25 \cdot 0.059 \cdot 10\ 000 \cdot 0.02} = 126\ \text{Mum}^{-1}.$$

Поскольку  $\Delta t$  принято для  $\omega = 700 \text{ мин}^{-1}$ , расчет следует повторить для  $\omega = 477 \text{ и } \omega = 126 \text{ мин}^{-1}$ , для которых  $\Delta t$  равно 0,02 и 0,03 соответственно. Значит,  $\omega_{\text{пт}}$  для полированного алмаза не изменится, а для необработанного составит 84 мин<sup>-1</sup> при двойном запасе прочности алмазного резца.

Без учета запаса прочности алмаза предельные значения частоты вращения для коронки, оснащенной полированными алмазами, составит 954, а для коронки, оснащенной низкосортными необработанными алмазами – 168 мин<sup>-1</sup>.

Таким образом, возможен определенный предел частоты вращения коронки при бурении трещиноватых горных пород. При этом стойкими к повышенному износу будут коронки, армированные более прочными полированными алмазами, коронки, оснащенные мелкими резцами, которые более прочны и в большем количестве формируют вооружение коронки. В то же время из формул (5.67) и (5.71) следует, что динамическая нагрузка на алмазы возрастает не пропорционально повышению частоты вращения,

так как при росте линейной скорости перемещения алмазного резца снижаются длительность ударного импульса  $\Delta t$  и величина тангенциального усилия. Поэтому можно утверждать, что для мелкорезцовых алмазных коронок, изготовленных с использованием высококачественных алмазов, а также при повышенной прочности закрепления алмазов в матрице предел частоты вращения коронки при бурении трещиноватых горных пород может быть близок к аналогичному показателю при бурении таких же, но монолитных горных пород.

Бурение в трещиноватых горных породах имеет ряд особенностей. Значительное влияние на процесс бурения в трещиноватых горных породах оказывает оптимальное сочетание режимных параметров, в первую очередь осевой нагрузки на буровой инструмент и частоты вращения.

Экспериментальными исследованиями и данными практики установлено, что осевая нагрузка на буровую коронку и частота вращения снаряда должны снижаться по мере увеличения степени трещиноватости пород до 50 % от значений, принятых для монолитных пород. Это связано с тем, что при появлении трещиноватости горных пород изменяется механизм их разрушения.

Трещины способствуют развитию деформаций в породе, возрастает объем разрушенной породы при подходе резца к трещине, увеличивается и размер разрушенных частиц породы (рис. 5.71). При подходе резца к трещине наблюдается расширение и углубление борозды разрушения в 1,5–2 раза.



Рис. 5.71. Схемы, поясняющие процесс разрушения породы резцом перед трещиной

Таким образом, наличие трещин способствует разрушению горной породы. Степень понижения прочности забоя скважины определяется раз-

мером трещины, их количеством на единице площади забоя и ориентацией по отношению к забою скважины.

В то же время работа резца, пересекающего трещину, как уже отмечено выше, носит чрезвычайно динамический характер, так как скол породы при подходе к трещине обеспечивает резцу «пробег» на интервале  $l_{\rm T}$  без какого-либо сопротивления до противоположного борта трещины (рис. 5.71, *a*), а при встрече резца с бортом трещины происходит удар, в результате которого может произойти слом резца.

Особенно чувствительны к подобным ударным нагрузкам буровые инструменты резцового типа – твердосплавные коронки, лопастные долота и алмазные буровые коронки.

Импульсный характер процесса бурения трещиноватых горных пород приводит к тому, что тангенциальное усилие на резце в момент пересечения им открытой трещины резко изменяется.

Наиболее значительные ударные нагрузки на резцы инструмента будут в случаях, при которых плоскость трещины или перпендикулярна направлению движения резца (рис. 5.71, *a*), или, если плоскость трещины наклонена по направлению движения резца (рис. 5.71, *б*). В случае если плоскость трещины ориентирована в направлении перемещения резца, динамический характер работы резца будет несколько снижен (рис. 5.71, *в*), поскольку он пересекает трещину по касательной.

С увеличением трещиноватости горных пород за счет снижения прочности забоя и увеличения количества ударов и энергии каждого удара начинает расти механическая скорость бурения, но одновременно с этим увеличивается и сила ударов по резцам, что может приводить к интенсивному износу алмазных коронок, сколам и выкрашиванию алмазных резцов.

Снижение динамической нагрузки на резцы буровых коронок следует осуществлять прежде всего за счет уменьшения частоты их вращения. Снижение частот вращения, особенно при алмазном бурении, следует определять исходя из допустимой энергии удара алмазов (см. формулу (5.68) при пересечении ими трещин с учетом количества или размеров самих трещин.

## 5.3.6. Влияние величины выпуска алмазов из матрицы на эффективность разрушения горных пород

Выпуск алмазов из матрицы является одним из важнейших конструктивных параметров алмазного бурового инструмента, который определяет как механическую скорость бурения, так и ресурс инструмента.

По данным специалистов ВИТР, выпуск алмазов у импрегнированного инструмента должен быть 10 %, а у однослойных – 25 % диаметра объемных алмазов. Буровой шлам из-под торца коронки должен удаляться потоком очистного агента. Перед удалением в затрубное пространство частицы породы с места отделения на забое по концентрическим траекториям под торцом коронки достигают промывочного канала, из которого выносятся потоком очистного агента (рис. 5.72). Из-под торца коронки, как показывают результаты исследований, выносится только часть шлама, а оставшийся шлам увлекается коронкой и перемещается в направлении её движения. В результате под торцом коронки всегда присутствует какое-то количество шлама, снижающее механическую скорость бурения.

Снижение механической скорости бурения связано с тем, что передаваемая на алмазную коронку осевая нагрузка  $P_{oc}$  в процессе бурения распределяется между алмазными зернами P и породой  $P_{n}$  через матрицу и шлам (рис. 5.72). В результате шлам играет существенную роль при разрушении породы, ограничивая проникновение алмазов в породу. Таким образом, глубина внедрения алмаза в породу h будет меньше на величину  $\zeta$ , которая определяется высотой



Рис. 5.72. Схема работы алмазной коронки с учетом влияния образующегося при разрушении породы шлама: *1* – матрица; *2* – алмазы; *3* – промывочное окно в матрице

шламовой подушки  $H_{\text{III}}$  и зазором между матрицей коронки и забоем  $H_{\text{M}}$ , т. е.  $\zeta = (H_{\text{III}} - H_{\text{M}})$ .

Внедрение в породу с учетом наличия шлама под коронкой будет определяться зависимостью

$$h_{\rm III} = h - (H_{\rm III} - H_{\rm M}).$$

Таким образом, если высота спрессованной шламовой подушки превышает межконтактный зазор, внедрение алмазов в породу, а значит, глубина борозды разрушения и механическая скорость бурения будут снижаться.

При этом высота спрессованного шлама может превышать межконтактный зазор только в определенных точках под торцом инструмента, формируясь локально. Очевидно, что двух или трех локальных точек спрессованного шлама будет достаточно для ограничения скорости разрушения горной породы. Исследования, выполненные с применением скоростной киносъемки, показали, что шлам спрессовывается под сбегающей частью сектора матрицы коронки, а количество шлама под секторами увеличивается с ростом осевой нагрузки на инструмент [7].

Данные, приведенные в работе [14], подтверждают сделанный вывод: снижение выпуска алмазов из матрицы приводит к уменьшению глу-

бины борозды разрушения. Так, при бурении мрамора снижение выпуска алмаза в 3,6 раза привело к снижению борозды разрушения в 1,7 раза, а при бурении известняка в 2 раза.

Наличие шлама влияет также на износ алмазов и матрицы. Исследования показали [14], что обнажение алмазов по торцу происходит неравномерно. Большие обнажение и износ наблюдаются с набегающей стороны сектора под влиянием абразивного воздействия бурового шлама. Со стороны сбегающей части сектора износ матрицы меньше. Это, вероятно, объясняется именно тем, что эта часть сектора матрицы опирается при бурении преимущественно на шлам, не совершая активной работы по разрушению горной породы, а также тем, что шлам, проходя под торцом коронки, измельчается и не производит активного изнашивания матрицы.

Исследования показали, что различные по форме и крупности алмазы в процессе бурения и изнашивания матрицы имеют разный выпуск из матрицы, даже если располагаются рядом, а износ алмазов на различных секторах также отличается [14].

Объяснение таким результатам работы коронки можно найти в том, что различные по размеру и форме алмазы будут иметь разную глубину внедрения в породу и механизм разрушения, что скажется на крупности шлама и величине межконтактного зазора. Различный износ секторов коронки может быть вызван также работой коронки с перекосом, который, как ранее уже было отмечено, всегда имеет место при бурении вследствие прогиба буровой компоновки.

В работе [14] приведены результаты исследований влияния выпуска алмазов из матрицы на механическую скорость бурения (рис. 5.73).

Графики на рис. 5.73 ука-зывают на скачкообразность изменения механической скорости бурения в зависимости от выпуска алмазов. При выпуске алмазов 0–0,05 мм зазор между секторами коронки и забоем заполняется шламом, количество которого незначительно, но этот шлам сдерживает внедрение алмазных резцов в породу. По мере увеличения выпуска алмазов условия очистки улучшаются, резцы активнее внедряются в породу и, соответственно, наблюдается рост механической скорости бурения.

При достижении выпуска алмазов 0,05 мм количество шлама становится более значительным, увеличиваются размеры частиц породы. Этот признак указывает на изменение режима разрушения породы от усталостноповерхностного к объемному. Имеющийся межконтактный зазор не обеспечивает эффективной очистки забоя от шлама. Этот период длится достаточно долго и при выпуске более крупных алмазов (кривая 1) 0,15–0,175 мм (диаметр алмазов ~1,6 мм), а менее крупных алмазов (кривая 2) 0,125 мм (диаметр алмазов ~1,1 мм) наблюдается второй скачок механической скорости. Этот скачок обусловлен достижением оптимальных условий очистки

забоя от шлама и, очевидно, соответствует наиболее эффективным условиям разрушения породы алмазами соответствующих размеров, так как дальнейшее повышение выпуска алмазов не приводит к росту механической скорости бурения.

Опытное бурение по оценке влияния выпуска алмазов на механическую скорость бурения и расход алмазов показало [14], что оптимальным условиям бурения горных пород IX–X категории по буримости алмазными коронками с алмазами зернистостью 20–30 шт./карат соответствует выпуск алмазов 0,3–0,33 мм (~18–20 % диаметра алмазного резца).

Исследование механизма образования шлама при разрушении горной породы алмазными резцами показало, что определенное значение имеет не только выпуск алмаза из матрицы, но и ширина передней кромки алмаза [14]. Скалывание породы передней гранью резца приводит к образованию частиц, которые перемещаются после скалывания по передней грани резца по ходу его движения (рис. 5.74). Если размер частиц шлама соизмерим с зазором между матрицей коронки и породой, происходит зажим и постоянное нагнетание шлама в зазор перед резцом. Судя по лункам износа матрицы, объем скапливающегося перед алмазом шлама находится в прямой зависимости от ширины передней грани резца. Таким образом, важно не только задавать определенный зазор между матрицей и забоем за счет выпуска алмазов из матрицы, но и учитывать, что для создания более эффективного инструмента следует устанавливать алмазы, ориентируя их острыми гранями в направлении приложения разрушающих усилий.



Рис. 5.73. Зависимость механической скорости от величины выпуска алмазов из матрицы при бурении пород: *1* – IX, X категорий по буримости коронками с алмазами зернистостью 20–30 шт./карат; *2* – X категории по буримости коронками зернистостью



Рис. 5.74. Схема разрушения горных пород алмазом при малом выпуске из матрицы: *1* – алмаз; *2* – матрица

Из приведенных данных следует, что при изнашивании алмазных резцов и увеличении ширины их передней грани условия бурения и удаления шлама из под торца коронки ухудшаются.

Исходя из условий образования и выноса шлама из-под торца коронок в [3] приведена зависимость для определения возможной максимальной механической скорости бурения алмазной коронкой:

$$v_{\rm M} = 0,06\omega H_{\rm M} \frac{A_{\rm c}}{A_{\rm s}},$$
 (5.72)

где  $\omega$  – частота вращения инструмента;  $H_{\rm M}$  – межконтактный зазор между матрицей коронки и забоем;  $A_{\rm c}$ ,  $A_{\rm 3}$  – площади торца коронки и забоя скважины соответственно.

Из данной формулы следует пропорциональная зависимость скорости бурения от величины межконтактного зазора.



Рис. 5.75. Зависимости углубления за один оборот *h*<sub>oб</sub> (кривые *1*, *2*) и износа матрицы по высоте Δ*H* (кривые *3*, *4*) от удельных расхода промывочной жидкости (*a*) и осевой нагрузки (*б*) при бурении заточенными (кривые *1*, *4*) и незаточенными коронками (кривые *2*, *3*)

Для эффективной работы алмазной коронки необходимо, чтобы углубление за оборот было оптимальным по отношению к выпуску алмазов. Если выпуск алмазов незначительный и нет условий для быстрого выноса шлама, то частицы разрушенной породы подвергаются переизмельчению, а алмазы повышенному износу.

У коронок с заданным увеличенным выпуском алмазов свободное пространство между матрицей и забоем для размещения разрушенной породы увеличится и появятся лучшие условия для ускоренного выноса продуктов разрушения с забоя и внедрения алмазов в породу.

В [6] приведены данные о сравнительных испытаниях буровых коронок с заданным выпуском алмазов (заточенные коронки, выпуск алмазов 23 % диаметра резцов) и аналогичных, но незаточенных коронок (рис. 5.75, a,  $\delta$ ).

Как следует из полученных данных, при бурении заточенными алмазными коронками достигнуты более высокое углубление за оборот и существенно меньший износ матрицы по высоте. При этом при повышении расхода промывочной жидкости износ матрицы снижается, углубление за оборот увеличивается до определенных пределов, а затем снижается (рис. 5.75, a).

Более интенсивно углубление за оборот увеличивается при бурении заточенными коронками. Снижение углубления за оборот при повышении расхода промывочной жидкости связано с проявлением силы гидроподпора бурового инструмента.

Оптимальные значения количества подаваемой жидкости и осевого усилия будут выше, при прочих равных условиях, при бурении заточенными коронками.

В [6] рекомендованы зависимости для расчета оптимальных значений количества подаваемой промывочной жидкости  $Q_3$  и осевой нагрузки  $P_3$  при бурении заточенными алмазными коронками в сравнении со значениями количества жидкости  $Q_{\rm H}$  и осевой нагрузкой  $P_{\rm H}$  при бурении незаточенными коронками:

$$Q_{3} = \left(\frac{h_{o \delta 3}}{h_{o \delta H}}\right)^{2} Q_{H}; P_{3} = \sqrt{\frac{h_{o \delta 3}}{h_{o \delta H}}} P_{H}, \qquad (5.73)$$

где  $h_{\text{обз}}$ ,  $h_{\text{обн}}$  – углубление за оборот заточенными и незаточенными коронками соответственно.

Оптимальное углубление за оборот по данным эксперимента составляет примерно 50 % от величины выпуска алмазов из матрицы.

## 5.3.7. Температурный режим работы алмазного бурового инструмента

Природные алмазы проявляют исключительную стойкость против воздействия окружающей среды. Поверхностное разрушение алмаза может происходить только под воздействием высокой температуры в определенных средах. На воздухе алмаз сгорает при температуре 850–1 000 °C, без доступа кислорода графитизация алмаза начинается при температуре 1 000–1 500 °C. Процесс перехода алмаза в графит начинается с потемнения вершин и ребер кристалла, а затем графитовой оборочкой покрываются грани алмаза. В процессе температурной коррозии происходит не только изменение формы кристаллов, но одновременно на их поверхности развиваются разнообразные формы каверн и трещин. Особенно подвержены коррозии алмазы, полученные из россыпей, так как они имеют больше механических повреждений, многочисленные поверхностные дефекты в сравнении с алмазами, добытыми на коренных месторождениях.

В процессе разрушения горных пород усилие, прикладываемое к алмазу в направлении его движения, затрачивается на разрушение горной породы и на преодоление сил трения. На преодоление сил трения в зависимости от горной породы и величины нагрузки на алмаз расходуется от 50 до 95 % доли тангенциального усилия. Основная часть энергии трения переходит в тепло, что при определенных значениях температур приводит к снижению прочности алмаза и повышенному износу. Установлено, что алмазы теряют до 30 % своей твердости и износостойкости при температуре 600 °C и выше. Температура нагрева бурового алмазного инструмента 600 °C считается критической, и расчет предельного значения забойной мощности производится при условии соблюдения данного температурного фактора [6].

Коэффициент трения, задающий уровень сил трения резцов о породу, полированного алмаза в 4–10 раз ниже, чем у необработанного и овализованного алмазов (табл. 5.2, 5.3) [14]. Это позволяет более эффективно реализовывать подводимую к забою мощность, например, за счет повышения нагрузки на буровой инструмент.

Как следует из данных, приведенных в табл. 5.2, 5.3, вода, смазки и растворы с поверхностно-активными веществами снижают коэффициент трения овализованного алмаза о породу и практически мало влияют на коэффициент трения о породу полированного алмаза.

Снижение коэффициента трения алмазов по породе приводит к снижению крутящего момента, расходу энергии на разрушение горной породы. Например, при работе овализованными алмазами расход энергии на единицу проходки в 2–3 раза выше, чем полированными, что позволяет повысить осевую нагрузку на коронку, оснащенную полированными алмазами и добиться значительного повышения эффективности их работы в сравнении с необработанными. Наряду с уменьшением затрат мощности на разрушение горных пород, снижение коэффициента трения алмазов по горной породе приводит к повышению износостойкости алмазов и коронок в целом. Одной из основных причин повышения износостойкости алмазов является снижение сил трения алмазов по горной породе и, соответственно, уменьшение контактных температур.

В результате сравнительных испытаний коронок, оснащенных полиро-ванными и необработанными алмазами, определили, что полированные алмазы способны обеспечивать в два раза более высокий ресурс коронок, чем дробленые [14].

Экспериментальные работы по оценке темпера-турного режима при работе бурового инструмента показали, что температуры достигают нескольких сот градусов. При этом на температуру в зоне контакта алмаза с породой влияет множество факторов. Это прежде всего параметры режима бурения, твердость горной породы, вид промывочной жидкости.

На рис. 5.76 приведены экспериментально полученные зависимости температуры алмаза при резании единичным алмазом габбро [14]. Из представленных данных следует, что увеличение скорости резания и подачи резко повышает температуру алмаза. При этом, чем выше подача, тем более резко возрастает температура. Сравнение кривых, полученных при охлаждении алмаза эмульсией и водой, показало, что для всех вариантов эксперимента лучше охлаждает резец вода. Этот вывод полностью совпадает с ранее представленными данными (гл. 3, рис. 3.11, 3.12) и еще раз подтверждает, что вода обладает более высокой охлаждающей способностью в сравнении с различными водными, в частности глинистыми растворами.



Рис. 5.76. Зависимость температуры алмаза от скорости резания габбро:  $T_{\kappa}$  – температура на контакте алмаза с породой;  $T_{1,8}$  – температура на расстоянии 1,8 мм от точки контакта; I, 2 – резание без охлаждения при подаче, мм – 0,14 и 0,09; 3, 4, 5 – охлаждение 1 % эмульсией при подаче, мм – 0,085; 0,065; 0,025; 6, 7, 8 – охлаждение водой при подаче 0,15; 0,1; 0,06 мм

Замеры температуры алмаза на контакте с породой и на удалении от него на расстояние 1,8 мм показали значительную разность температур, при этом она максимальна при охлаждении алмаза водой.

Согласно исследованиям [14], между твердостью горных пород и температурой резцов существует тесная корреляционная связь, которая соответствует прямо пропорциональной зависимости. Например, повыше-

ние твердости породы в 4,45 раза приводит к возрастанию температуры резца в 6,3 раза [14].

Исследование теплового режима алмазных коронок позволило установить, что тепловой баланс на забое при скорости вращения коронки 800 мин<sup>-1</sup> наступает в течение 4–5 с. За это время температура матрицы коронки возрастает до максимального значения, а затем остается постоянной. Замеры температуры в нескольких точках матрицы по её высоте показали, что высокие температуры наблюдаются только в тонком слое матрицы коронки, измеряемом сотыми долями миллиметра. На расстоянии 0,5 мм от торца матрицы температура не превышает 80 °C [14].

Измерения температуры горной породы на забое позволили установить [14], что в призабойной зоне толщиной 0,5 мм при работе коронки наблюдается колебание температуры с частотой, равной произведению числа оборотов коронки на число секторов матрицы. На глубине 0,5 мм устанавливается постоянная температура, равная 25–30 °C (при температуре охлаждающей жидкости +5 °C). На глубине 4–6 мм от поверхности забоя температура породы становится равной температуре основного массива породы.

Анализ теплового баланса показывает [14], что 85–99 % тепла отводится от коронки с промывочной жидкостью, остальная часть тепла уходит на нагревание породы.

Из параметров режима бурения основным фактором, вызывающим нагрев бурового инструмента, является осевая нагрузка. Частота вращения оказывает существенно меньшее влияние на нагрев инструмента, а при повышении частоты вращения рост температуры значительно отстает от увеличения числа оборотов коронки. Это, возможно, связано с тем, что рост частоты вращения приводит к усилению процесса теплообмена коронки и промывочной жидкости. Например, повышение частоты вращения коронки в 9 раз привело к росту температуры матрицы в 1,8 раза.

Исследование температуры матрицы коронки в зависимости от количества подаваемой на забой промывочной жидкости показало, что при значительном её уменьшении повышение температуры в зоне контакта коронки с забоем незначительно. Только при снижении количества жидкости до уровня, не обеспечивающего очистку забоя от шлама, в зоне контакта наблюдается значительное повышение температуры. Прекращение циркуляции промывочной жидкости приводит коронку к критическому (аварийному) состоянию за 1–2 мин. [14].

Таким образом, исследования температурного поля в единичном алмазе и матрице коронки при бурении показали, что наиболее интенсивное увеличение температуры в матрице алмазной коронки происходит при увеличении осевой нагрузки на инструмент с возрастанием твердости буримых горных пород. Предельно допустимое значение забойной мощности рассчитывается по показателю интенсивности теплообмена алмазного инструмента с промывочной жидкостью [7]:

$$N_{\rm np} = \frac{K_{\rm o}}{K_{\rm H}} (t_{\rm a} - t_{\rm o}) 10^{-3}, \qquad (5.74)$$

где  $K_0$  – показатель интенсивности теплообмена коронки с очистным агентом, Вт/ °С;  $K_{\rm H}$  – коэффициент нагрева коронки, характеризующий распределение теплового потока, генерируемого на забое, в буримую породу и коронку ( $K_{\rm H} = 0.87 - 0.93$ );  $t_a$  – тепловая стойкость алмазов, град;  $t_0$  – температура очистного агента, град.

Зависимость (5.60) позволяет установить предельные значения параметров режима бурения по температурному фактору. Сопоставляя зависимости (4.4) и (5.60) получим соотношение

$$\frac{K_{\rm o}}{K_{\rm H}} (t_{\rm a} - t_{\rm o}) 10^{-3} \ge \frac{\mu_{\kappa} P_{\rm oc} R\omega}{97,5}, \qquad (5.75)$$

из которого следует условие предельных значений параметров режима бурения при заданных значениях параметров теплообмена между буровым инструментом, очистным агентом и горной породой.

Как показывает анализ, предельная мощность  $N_{np}$  имеет тенденцию к росту пропорционально повышению расхода очистного агента и обратно пропорционально изменению размеров объемных алмазов: при уменьшении размеров объемных алмазов предельная мощность растет [7].

Вид очистного агента также существенно влияет на величину  $N_{\rm np}$ : при работе с водой она на порядок выше, чем при бурении с воздухом.

Размер бурового инструмента также влияет на величину  $N_{\rm np}$ : для однослойных коронок 59 мм предел мощности больше, чем для подобных коронок диаметром 76 мм, что следует из приведенного соотношения.

Таким образом, величина предельной забойной мощности является объективной теплоэнергетической характеристикой бурового инструмента и способствует выбору оптимальных параметров режима бурения, при которых обеспечивается нормальный тепловой режим работы алмазного инструмента.

Исследования, выполненные в Санкт-Петербургском горном институте под руководством Б. Б. Кудряшова, позволили получить зависимость для расчета температуры нагрева торца бурового инструмента:

$$t_{\rm T} = \frac{K_{\rm H}N}{0.5\pi\sqrt{(\alpha_{\rm H}D_{\rm H} + \alpha_{\rm BH}d_{\rm B})\lambda_{\rm K}(D_{\rm H}^2 - d_{\rm B}^2)}} + \frac{K_{\rm H}N}{2Gc} + \chi H + t_{\rm T}, \qquad (5.76)$$

где N — мощность, подведенная для разрушения породы на забое, Вт;  $\alpha_{\rm H}$ ,  $\alpha_{\rm BH}$  — коэффициенты теплоотдачи между коронкой и стенкой скважины и между коронкой и керном соответственно, Вт/ (м<sup>2</sup> · град);  $D_{\rm H}$ ,  $d_{\rm BH}$  наружный и внутренний диаметры коронки, м;  $\lambda_{\kappa}$  — коэффициент теплопроводности материала коронки, Вт/ (м·град) — для сталей 35 и 45  $\lambda_{\kappa}$  = 45–50 Вт/(м·град); G — массовый расход очистного агента, кг/с; c — удельная массовая теплоемкость очистного агента, Дж/(кг·град);  $\chi$  — геотермический градиент, град·м (для различных регионов Земли  $\chi$  = 0,05–0,25 °C/м, для районов с наличием вечной мерзлоты  $\chi$  = 0,02 °C/м); H — глубина скважины, м;  $t_{\rm n}$  — температура породы у поверхности, град.

Коэффициенты α<sub>н</sub>, α<sub>вн</sub>, в зависимости от типа очистного агента, рассчитываются по следующим формулам [19]:

при промывке водой

$$\alpha_{\rm H}, \alpha_{\rm BH} = 0,021 \,\mathrm{Re}^{0.8} \left(\frac{\upsilon}{a}\right)^{0.43} \frac{\lambda}{D_{\rm y}},$$

где Re – параметр Рейнольдса, равный  $\frac{vD_3}{\upsilon}$ ; v – скорость потока очистного

агента, м/с; v – кинематическая вязкость очистного агента, м<sup>2</sup>/с; a – коэффициент температуропроводности промывочного агента, м<sup>2</sup>/с;  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности очистного агента при средней температуре в скважине, Вт/(м·град);  $D_{9}$  – эквивалентный диаметр канала потока (при движении внутри труб равен внутреннему диаметру труб, при движении в кольцевом зазоре разности диаметра скважины и наружного диаметра труб).

Значительный интерес представляет расчет температуры нагрева режущих граней алмазов при работе коронки на забое. Этот расчет производится по формуле Л. К. Горшкова, которая получена из зависимости (5.74) [7, 19]:

$$t_{\rm a} = \frac{K_{\rm H}N}{K_{\rm o}} + t_{\rm o} \,. \tag{5.77}$$

Коэффициент Коможно ориентировочно рассчитать из формулы [7]:

$$K_{\rm o} = \frac{\lambda_{\rm a} f_{\rm a} m}{1 - \frac{f_{\rm a}}{f_{\rm T}}},\tag{5.78}$$

где  $\lambda_a$  – теплопроводность алмазов (146,5), Вт/(м·град);  $f_a$ ,  $f_{\rm T}$  – площади поперченных сечений соответственно контактов алмазов с породой и матрицы коронки, м<sup>2</sup>; m – коэффициент, вычисляемый по формуле [7]  $\sqrt{\frac{\alpha \Pi_a}{f_a \lambda_a}}$ ;  $\Pi_a$  – периметр алмазных зерен на уровне контакта их с забоем, м;  $\alpha$  – коэф-

фициент теплоотдачи на поверхности коронки, Вт/(м<sup>2</sup>·град). Средняя площадь контакта алмазов с забоем определяется по зави-

Средняя площадь контакта алмазов с забоем определяется по зависимости [19]:

$$f_{\rm a} = \pi \frac{d_{\rm a}}{2} \left( h + \frac{d_{\rm a}}{4} \right) z_m, \qquad (5.79)$$

где  $d_a$  – средний условный диаметр объемных алмазов, м; h – глубина внедрения объемных алмазов в породу (для практических ориентировочных расчетов можно принять  $h = 0,01d_a$ );  $z_m$  – число одновременно контактирующих с забоем объемных алмазов. При расчетах для однослойных коронок принимается  $z_m = \frac{2}{3}$  от общего числа объемных алмазов, для импрегнированных –  $z_m \approx \frac{1}{2}$  от общего числа алмазов в слое. Число слоев в импрегнированной коронке определяется отношением высоты алмазосодержащей части матрицы (4–5 мм) к средней величине диаметра алмазов.

Площадь поперечного сечения матрицы можно рассчитать по зависимости

$$f_{\rm M} = 0,785(D_{\rm H}^2 - d_{\rm BH}^2) - blk, \qquad (5.80)$$

где l, b, k – длина, ширина и число промывочных каналов, м;

Периметр алмазных зерен на уровне их контакта с забоем определяется по зависимости

$$\Pi_{\rm a} = \pi \frac{2\sqrt{d_{\rm a}h} + d_{\rm a}}{2} z_m.$$
(5.81)

При расчетах теплоотдачи следует учитывать скорость движения потока очистного агента в промывочных каналах, которая может рассчитываться по формуле

$$v = \frac{Q}{bH_{\kappa}k},\tag{5.82}$$

где Q – расход очистного агента, л/мин;  $H_{\kappa}$  – глубина промывочного канала, м;

**Пример** [19]. Рассчитать температуру объемных алмазов однослойной коронки (зернистость алмазов 20–30 шт./карат, поэтому диаметр алмазных зерен  $2,25 \cdot 10^{-3}$  м, масса алмазов 8 карат, число промывочных каналов 6, ширина канала 0,008 м, длина канала 0,0085 м, глубина канала 0,004 м)
диаметром 76 мм при бурении с промывкой водой при следующих параметрах режима бурения:  $P_{\rm oc} = 1\,000\,\,{\rm gaH},\,\omega = 600\,\,{\rm muh}^{-1}$ , расход жидкости 40 л/мин. Горные породы IX категории по буримости. Температура промывочной жидкости 15 °C.

Средняя площадь контакта алмазов

$$f_{\rm a} = 3,14 \frac{2,25 \cdot 10^{-3}}{2} \left( 0,01 \cdot 2,25 \cdot 10^{-3} + \frac{2,25 \cdot 10^{-3}}{4} \right) \frac{2}{3} (20 \div 30)8 = 274,8 \cdot 10^{-6} \,{\rm m}^2.$$

Площадь поперечного сечения матрицы

$$f_{\rm M} = 0,785 \left(0,076^2 - 0,059^2\right) - 0,008 \cdot 0,0085 \cdot 6 = 1,39 \cdot 10^{-3} \,{\rm m}^2.$$

Периметр

$$\Pi_{a} = 3,14 \frac{2\sqrt{2,25 \cdot 10^{-3} \cdot 0,01 \cdot 2,25 \cdot 10^{-5}} + 2,25 \cdot 10^{-3}}{2} \frac{2}{3} 25 \cdot 8 = 0,564 \text{ m}.$$

Для расчета коэффициента теплоотдачи рассчитаем скорость потока очистного агента в промывочных каналах

$$v = \frac{40 \cdot 10^{-3}}{60 \cdot 0,008 \cdot 6 \cdot 0,004} = 3,47 \text{ M/c}$$
  
Re =  $\frac{3,47 \cdot 2,7 \cdot 10^{-3}}{1 \cdot 10^{-6}} 9369.$ 

Коэффициент теплоотдачи

$$\alpha = 0,021 \cdot 9\,369^{0,8} \cdot 9,53^{0,43} \frac{0,573}{2,7 \cdot 10^{-3}} = 17\,432\,.$$

Коэффициент  $m = \sqrt{\frac{17\,431\cdot 0,564}{274,8\cdot 146,5\cdot 10^{-6}}} = 494.$ 

С учетом полученного значения коэффициента *m* коэффициент интенсивности теплообмена

$$K_{\rm o} = \frac{146, 5 \cdot 274, 8 \cdot 10^{-3} \cdot 494}{1 - \frac{274, 8 \cdot 10^{-3}}{1, 39 \cdot 10^{-3}}} = 25.$$

Рассчитаем значение мощности, затрачиваемой на забое при работе коронки:

$$N = 2 \cdot 10^{-4} \cdot 1\,000 \cdot 600 \frac{0,076 + 0,059}{2} = 8,1 \text{ KBT}.$$

В результате по формуле (5.64) определяем температуру алмазных резцов

$$t_{\rm a} = \frac{8100 \cdot 0.9}{24,75} + 15^{\circ} = 310 \ ^{\circ}{\rm C}.$$

Из полученного значения температуры следует, что алмазные резцы работают в нормальных, далеких от экстремальных значений температур условиях.

#### 5.3.8. Заполирование алмазов в буровых инструментах

Заполирование алмазов происходит в процессе их изнашивания.

Изнашивание алмазов при бурении может быть подразделено на механическое и физико-химическое. Среди механических видов изнашивания основными при алмазном бурении являются абразивный, фрагментационный и аллювиальный. Среди физико-механических видов коррозии основным может быть диффузная.

Абразивный износ алмазов имеет место в том случае, если включения обрабатываемого материала внедряются в поверхность алмаза и царапают её. Это явление может проявиться только в условиях очень высокой температуры алмаза, так как твердость его существенно выше любого минерала.

Исследование поверхностей изношенных алмазных резцов показывает наличие линий-царапин, параллельных направлению движения алмаза, которые можно принять за линии абразивного износа. Этот износ обусловлен снижением твердости поверхности алмазов при повышенной температуре, которая может возникать в зоне контакта резца с породой.

Фрагментационный износ алмаза заключается в образовании на его поверхности микроскопических осколков, после чего она становится шероховатой.

Аллювиальный износ алмаза может проявляться при бурении твердых и трещиноватых горных пород, разрушение которых может быть связано со значительными ударными нагрузками. Внешние признаки такого изнашивания – окатанные вершины и ребра алмазных резцов, выщербинки на гранях. В результате аллювиального изнашивания вершины алмазов сильно округляются и притупляются, ребра и грани исчезают, а сам алмаз приобретает шаровидную форму с матовой поверхностью.

Диффузная коррозия алмазов также может происходить только в условиях высокой температуры. Коррозия обусловлена процессами диффузии атомов (ионов) между соприкасающимися поверхностями алмаза и разрушаемого и химически активного по отношению к алмазу минерала. Например, вероятна диффузия между алмазом и кварцем, а значит, при бурении любых силикатных пород. При разрушении силикатных пород наблюдается интенсивный окислительный износ алмаза за счет соединения кремния с углеродом и окисления выделяемым при этом кислородом.

Хотя природа механического и физико-химических видов изнашивания различна, однако в результате воздействия процессов, имеющих место при этом, поверхность алмаза оказывается почти одинаковой – очень гладкой, полированной. Это обстоятельство позволяет говорить о том, что заполирование алмазов в буровых коронках является результатом комбинированного износа.

Исследования показывают, что интенсивность изнашивания алмазов зависит прежде всего от типа горных пород. Заполирование алмазов происходит чаще всего при бурении упругой, малопластичной, очень твердой и однородной по твердости породы. Ему способствует микро- и мелкозернистая структура и массивная текстура пород, пониженное содержание слюд, округлая форма зерен минералов, наличие в породе двуокиси кремния (SiO<sub>2</sub>), средняя и ниже средней абразивность, малая пористость породы [3].

При бурении заглубление алмаза в такие горные породы минимально, а внедрение в породу носит циклический динамический характер, при котором вероятны микроудары. Иллюстрацией динамического характера разрушения твердой упругохрупкой породы может служить диаграмма деформации, представленная на рис. 3.3, *a*, и осциллограммы колебаний усилий разрушения (рис. 5.68 и 5.70). Разрушение пластичных пород (см. рис. 3.3, *в*) происходит плавно и не характеризуется резкими изменениями усилия нагружения и заглублением.

В результате микроударов скалываются вершины и ребра алмазов, происходит механический фрагментационный и аллювиальный износ резцов. Высокая упругость твердых горных пород является причиной дальнейшего изнашивания алмазов: алмаз проскальзывает по поверхности породы, упруго деформируя её без видимого разрушения. При этом происходит взаимное полирование поверхности алмаза и породы. Промывочный раствор с мельчайшими частицами породы в данном случае выступает в роли жидкости, способствующей полированию алмазных резцов и породы.

При бурении горных пород, вызывающих заполирование, менее всего изнашиваются химически полированные алмазы, износ дробленых и овализованных алмазов в одних и тех же условиях в 1,4–1,6 раза выше. В то же время полированные алмазы из-за низкого коэффициента трения между резцом и породой могут быстрее заполировываться, если осевая нагрузка при бурении будет недостаточной. При этом эффективная эксплуатация бурового инструмента, оснащенного полированными алмазами, требует именно более высоких осевых нагрузок в сравнении с дроблеными (необработанными) или овализованными алмазами.

С повышением нагрузки на алмаз интенсивность изнашивания как полированных, так и дробленных и овализованных алмазов увеличивается пропорционально, но полированные алмазы оказываются в этих условиях более износостойкими.

На изнашивание алмаза значительно влияет внешняя среда: в растворе 1%-ной эмульсии (кожпастол) в сравнении с водой износ алмаза увеличивается в 1,5 раза. В то же время при бурении с применением эмульсии снижается твердость и повышается пластичность горной породы, что положительно влияет на показатели бурения, вызывающие заполирование алмазов. В этом же случае возможен повышенный расход алмазов на бурение. Изучение поверхности алмаза, работавшего под влиянием эмульсии, показывает резкое проступание на его поверхности линий спайности и микротрещин. Наблюдаемое различие в характере поверхностей определено активным воздействием ПАВ на поверхностный слой алмазов.

Поверхность алмазов изнашивается вследствие появления большого числа мелких трещин и отделения от поверхности микроскопических осколков. На поверхности алмазов отчетливо видны линии скольжения (штрихи), расположенные параллельно друг другу и ориентированные по направлению движения резца (рис. 5.77). Следует отметить, что линии скольжения более явно проступают (более глубоки) со стороны передней части резца. Очевидно, что эта часть резца более нагружена и перегрета.



Рис. 5.77. Поверхность заполированного алмаза

Интенсивность заполирования алмазов при бурении снижается при повышении осевой нагрузки и применении растворов с ПАВ. Повышение частоты вращения коронки приводит к увеличению интенсивности заполирования алмазов.

Таким образом, для снижения заполирования алмазов следует применять при бурении повышенные (в 1,5–2 раза) осевые нагрузки и пониженные частоты вращения бурового инструмента, коронок, а также растворы с ПАВ. Этот прием не приводит к полному восстановлению характеристик бурового инструмента и должен повторяться при бурении периодически. Он достаточно агрессивен и вызывает преждевременный износ буровой коронки.

Для бурения могут рекомендоваться буровые инструменты с более мелкими алмазными резцами, например импрегнированные, с уменьшен-

ной площадью торца, тонкоматричные и (или) с уменьшенной твердостью матриц.

Для восстановления заполированных алмазных инструментов на практике прибегают к тепловому воздействию на заполированную поверхность алмазных резцов, выполняя заточку на забое без подачи промывочной жидкости в течение не более 0,5–1 мин.

Более щадящим способом затачивания коронки может быть рекомендованный фирмами *Atlas Copco* и *Boart Longyear*. Он заключается в том, что снижает на  $\frac{1}{3}-\frac{1}{2}$  частоту вращения коронки, в то же время за счет повышения осевого усилия поддерживает постоянной механическую скорость бурения. Одновременно с повышением осевого усилия снижают подачу промывочной жидкости на 15–25 %. В результате на интервале бурения 1–2 см осевая нагрузка на коронку будет экстремальной, а затем, если коронка заточилась, скорость бурения увеличится, а осевая нагрузка на коронку снизится. После затачивания коронки следует осевую нагрузку на коронку снизить до прежнего значения, повысить частоту её вращения и установить прежний режим промывки забоя.

Для восстановления заполированного бурового инструмента наиболее продуктивен способ электрохимической «заточки», который заключается в растворении поверхностного торцевого слоя матрицы, что приводит к увеличению выпуска алмазов из матрицы и повышению эффективности бурения [5].

Другим способом подготовки заполированного инструмента к бурению является пескоструйная обработка торца, при которой износ поверхности матрицы приводит к обнажению алмазов.

### 5.3.9. Параметры режима алмазного бурения

Алмазное бурение может быть высокоэффективно только при определенном сочетании параметров режима бурения.

На рис. 5.78 представлены графики зависимости механической скорости бурения импрегнированными алмазными коронками диаметром 59 и 76 мм от осевой нагрузки [4]. Анализ данных зависимостей показывает, что механическая скорость бурения с ростом частоты вращения увеличивается и имеет максимум при осевой нагрузке 2400 даН.

При повышении частоты вращения бурового инструмента уменьшается глубина внедрения алмазного резца в породу и соответственно глубина борозды разрушения породы. Причины этого рассмотрены ранее и состоят прежде всего в сокращении времени на развитие деформаций и снижении результирующего напряжения разрушения в породе [ $\sigma$ ] (зависимость (2.52)) и соответственно глубины внедрения резца в породу (зависимость (5.47)). В результате снижения результирующего напряжения разрушения [ $\sigma$ ] повышается сопротивляемость породы резанию-скалыванию и раздавливанию, возрастает тангенциальное усилие  $F_{\rm T}$ , что является причиной снижения глубины внедрения резца в породу.



Рис. 5.78. Графики зависимости механической скорости бурения от осевой нагрузки при частоте вращения бурового инструмента:  $1 - 200 \text{ мин}^{-1}$ ;  $2 - 400 \text{ мин}^{-1}$ ;  $3 - 600 \text{ мин}^{-1}$ ;  $4 - 800 \text{ мин}^{-1}$ ;  $5 - 1000 \text{ мин}^{-1}$ ;  $6 - 1200 \text{ мин}^{-1}$ 

Установлено, что с ростом частоты вращения механическая скорость бурения увеличивается, но темп ее прироста по мере повышения частоты вращения уменьшается (от 0,95–0,7 до 0,7–0,5) при росте частоты вращения от 200 до 1200 мин<sup>-1</sup> [4]. При этом темп приращения механической скорости бурения с ростом частоты вращения для более твердых пород ниже, чем для менее твердых горных пород.

На рис. 5.79 представлены данные из работы [4], которые отражают влияние частоты вращения и осевой нагрузки на темп прироста механической скорости бурения в сопоставлении с ростом частоты вращения бурового инструмента.

Полученные графики показывают, что темп прироста механической скорости бурения с ростом частоты вращения минимален при наименьшей (600 даН) и наибольшей (3 000 даН) осевой нагрузке. В первом случае, очевидно, осевая нагрузка недостаточна для объемного разрушения породы, а во втором – чрезмерна, что привело к зашламованию забоя.

При осевых нагрузках 1 800 и 2 400 даН и частоте вращения 800 мин<sup>-1</sup> темп роста механической скорости бурения начинает опережать темп роста частоты вращения. Именно эти параметры режима бурения, а именно, осевая нагрузка 1800–2400 даН и частота вращения 800–1 200 мин<sup>-1</sup> в дан-

ном случае являются оптимальными. Эти режимы бурения соответствуют оптимальным условиям объемного разрушения породы, при котором важны оба основных параметра режима бурения.



Рис. 5.79. Графики зависимости отношения темпа прироста механической скорости бурения *d* к темпу прироста частоты вращения бурового инструмента от частоты вращения ω при значениях осевой нагрузки на инструмент: *l* – 600 даН; *2* – 1 200 даН; *3* – 1 800 даН; *4* – 2 400 даН; *5* – 3 000 даН

Таким образом, каждому значению частоты вращения соответствует определенная оптимальная осевая нагрузка на буровой инструмент, обеспечивающая максимум механической скорости бурения. Как правило, при росте частоты вращения снаряда осевую нагрузку увеличивают для повышения напряжения разрушения породы, которое снижается при повышении скорости перемещения резцов коронки. При достижении критического значения частоты вращения бурового снаряда при постоянном значении осевой нагрузки на алмазную коронку снижение механической скорости бурения сопровождается интенсивным микроизнашиванием и заполированием торца алмазной коронки. Для предотвращения начинающегося процесса заполирования следует несколько увеличить осевую нагрузку на инструмент, а затем вновь повысить частоту вращения и подачу очистного агента. Таким образом, путем последовательных шагов следует установить оптимальное сочетание частоты вращения и осевой нагрузки.

Предельное значение частоты вращения бурового инструмента  $\omega_{np}$  определяется предельно допустимой забойной мощностью  $N_{np}$  [7]:

$$\omega_{\rm np} = \frac{5 \cdot 10^4 N_{\rm np}}{D_{\rm u} P_{\rm oc}},\tag{5.83}$$

где  $D_{\rm u}$  – диаметр бурового инструмента, м;  $P_{\rm oc}$  – осевая нагрузка, Н.

Частоты вращения и значения осевых усилий, рекомендованные ВИТР, приведены в табл. 5.6 [4, 6].

Таблица 5.6

Категория	Зернис-	Осевая	Расход воды, л/мин					
по буримо-	тость объ-	нагрузка Р,	30		50		70	
сти и твер-	емных	даН (по	N	Ŵ	N	0	λ	Ŵ
дость гор-	алмазов,	данным	$V_{\rm IIP},$	$\omega_{np}$ ,	$v_{\rm np},$	$\omega_{\rm np}$ ,	$V_{\rm IIP}$ ,	$\omega_{np}$ ,
ных пород	шт./карат	ВИТР)	KDI	мин	KDI	мин	KDI	мин
VI, VII – 1–	10-20	<u>400–800</u>	<u>26</u>	<u>400–1400</u>	<u>33</u>	<u>400–1800</u>	<u>39</u>	<u>400–2100</u>
2,5 ГПа		500-1000	24	350-1100	27	350-1250	31	350-1450
VIII, IX –	20-30		<u>16</u>	<u>300–1100</u>	<u>20</u>	<u>300–1300</u>	<u>23</u>	<u>300–1500</u>
2,5–4 ГПа		<u>600–1200</u>	19	250-1050	21	250-1150	24	250-1350
	40-50	800-1300	12	200-1400	14	200-1700	16	200-2000
			13	150-1250	15	150-1400	17	150-1600
IX–XI –	120-150		7	450-550	8	450-650	<u>9</u>	450-750
4-5,5 ГПа		<u>800–1300</u>	8	400-500	9	400-550	11	400-600
	150-400	1200-1700	11	<u>500–600</u>	13	500-750	15	500-850
			14	500-550	15	500-600	17	500-700
XI, XII –	400-800		27	750-1300	33	750-1600	38	750-1900
5,5-7,0 ГПа		<u>1200–2000</u>	37	800-1200	41	800-1350	48	800-1600
	800-1200	1500-2300	<u>39</u>	800-1600	48	<u>800–1900</u>	<u>56</u>	800-2200
			55	1000-1500	61	1000-1700	70	1000-1900

#### Осевая нагрузка и частота вращения при бурении алмазным буровым инструментом горных пород различной твердости

*Примечания*: 1. В числителе значения для коронок диаметром 59, в знаменателе 76 мм.

2. При зернистости алмазов 10–20 шт./карат предельные мощности для коронок 59 мм выше, чем для коронок 76 мм, из-за повышенного содержания объемных алмазов.

3. При бурении по трещиноватым породам частоты вращения снаряда, приведенные в данной таблице, следует уменьшить на 25–30 %.

Следует отметить, что приведенные значения являются усредненными и не учитывают насыщенности матриц инструмента алмазами. Согласно методике [4], значение осевой нагрузки можно скорректировать в соответствии с расчетом по следующей зависимости:

$$P_{\rm oc} = \phi_0 p_{\rm m} f_{\rm a} \cdot 10^6, \qquad (5.84)$$

где  $\varphi_0$  – коэффициент, учитывающий изменение площади контактирования алмазов с забоем скважины ( $\varphi_0 = 0,17-0,25$  – меньшее значение относится к породам с твердостью  $p_{\rm m} > 3,5$  ГПа, большее – к породам твердостью  $p_{\rm m} < 1,5$  ГПа);  $f_{\rm a}$  – суммарная площадь контактов объемных алмазов с породой, м<sup>2</sup>. Как следует из выражения (5.66), осевая нагрузка на алмазный инструмент повышается с ростом твердости горных пород и концентрации объемных алмазов.

Осевые нагрузки, рассчитанные по формуле (5.84), соответствуют началу бурения новой коронкой. По мере приработки коронки, увеличения зоны разрушения горной породы и зашламования забоя скважины следует повышать осевую нагрузку с одновременным повышением частоты вращения инструмента и расхода очистного агента.

Начало повышения осевой нагрузки обычно совпадает с началом падения механической скорости бурения, менее интенсивного для импрегнированного бурового инструмента и более интенсивного для однослойного, так как последние содержат более крупные алмазы, для которых по мере износа площадь контакта с породой увеличивается интенсивнее. Поэтому с увеличением площади контактов объемных алмазов с породой на забое скважины следует увеличивать осевую нагрузку на алмазный инструмент: для однослойных коронок до 2–2,2 раза, для импрегнированных до 1,3 раза [4].

Влияние осевой нагрузки на процесс разрушения горных пород при алмазном бурении наглядно представлен на рис. 5.80, где даны зависимости механической скорости бурения и износа коронки 02ИЗ-46 от удельной нагрузки на коронку при частоте вращения 700–800 мин<sup>-1</sup> [4].

Анализ зависимостей показывает, что механическая скорость бурения имеет максимум, а износ – минимум при удельной нагрузке на коронку 15 Н/мм<sup>2</sup>. При дальнейшем повышении нагрузки на коронку механическая скорость бурения сначала уменьшается, а затем возрастает, что сопровождается повышением расхода алмазов. Визуальное наблюдение за характером износа резцов показало, что алмазы, работавшие при повышенных нагрузках (зона II на рис. 5.80) имели трещины и сколы, в то время у коронок, работавших при параметрах режима бурения, соответствующих зоне I на рис. 5.80, чрезмерного износа матрицы и разрушения алмазов не наблюдалось.

С целью исследования совместного влияния частоты вращения и осевой нагрузки на изнашивание инструмента построены графики (рис. 5.81), на которых данные об износе алмазов представлены зависимостью типа  $P_{oc} \omega$  – const [4]. Анализ зависимости показывает, что коронки, бурение которыми осуществлено при параметрах режима бурения, находящихся в области графика A, не имеют аномального износа и, напротив, у коронок, отработка которых осуществлена в соответствии с параметрами режима бурения из области графика B, все алмазы имели видимые поврежима. В области C наблюдались коронки, получившие аномальный износ и не имеющие такового.

Сопоставление графиков (рис. 5.80 и 5.81) позволяет сделать вывод о том, что область графиков A (рис. 5.81) соответствует сочетаниям параметров режима бурения, лежащих слева (зона I) от первого максимума зависимости механической скорости бурения от осевой нагрузки (рис. 5.80), а область B соответствует сочетаниям параметров частоты вращения и осевой нагрузки при значениях осевой нагрузки, лежащих справа от этого максимума (зона II).

Скорость бурения





Рис. 5.80. Графики зависимости механической скорости бурения и износа коронки от удельной нагрузки на коронку

Рис. 5.81. График зависимости износа коронок от сочетания режимных параметров осевого усилия и частоты вращения  $P_{oc}$ .

Наличие области С свидетельствует о различном качестве изготовления коронок и влиянии случайных факторов [4].

При алмазном бурении, кроме осевого усилия и частоты вращения, важнейшим параметром является подача на забой промывочной жидкости, которая должна обеспечивать не только очистку забоя от шлама, но и охлаждать буровой инструмент. Главным фактором, обеспечивающим необходимую степень охлаждения алмазного инструмента, является скорость движения промывочной жидкости в каналах инструмента. При этом увеличение скорости движения промывочной жидкости в каналах алмазной коронки способствует росту механической скорости бурения.

Повышение скорости движения промывочной жидкости может быть достигнуто за счет:

• увеличения расхода жидкости;

• увеличения числа и сокращения размеров промывочных каналов при сниженном расходе промывочной жидкости;

• изменения геометрических характеристик промывочных каналов и создания ускорителей потока промывочной жидкости.

Второй и третий пути представляются более перспективными, так как отличаясь меньшими затратами энергии на подачу жидкости, характеризуются меньшим эрозионным воздействием потока жидкости на скважину и керн. При этом большее число промывочных каналов обеспечивает более равномерное охлаждение матрицы коронки.

С учетом числа промывочных каналов для коронок диаметром 59 и 76 мм могут быть рекомендованы следующие значения расхода жидкости: 15–40 л/мин и 15–55 л/мин соответственно.

По мере износа матрицы по высоте особенно импрегнированного бурового инструмента высота промывочных каналов также сокращается и возрастает скорость потока промывочной жидкости, которую можно определить из формулы [4]:

$$v_n = \frac{Q}{k_{\rm k} b_{\rm k} h_{\rm k}},\tag{5.85}$$

где Q – подача промывочной жидкости, л/мин;  $k_{\kappa}$ ,  $b_{\kappa}$ ,  $h_{\kappa}$  – число, ширина и начальная высота промывочных каналов в коронке.

Если задаваться рекомендуемыми скоростями потока жидкости в каналах коронки, равными 7–10 м/с, то пропорционально снижению высоты канала можно определить и рациональный расход промывочной жидкости, который будет снижаться по мере износа буровой коронки.

Если не снижать подачу жидкости с уменьшением площади каналов, то неоправданно будет расти перепад давления на коронке, а значит, гидравлические сопротивления, возникнет гидроподпор бурового инструмента. При этом условия очистки от шлама и охлаждения инструмента при снижении подачи жидкости не ухудшаются, но уменьшаются энергозатраты и повышается эффективность бурения, что необходимо учитывать при проектировании режима подачи очистного агента в скважину в процессе алмазного бурения.

Исследования, выполненные в Иркутском отделении ВИТР, позволили определить связь формы промывочных каналов алмазных буровых коронок с эффективностью бурения. Установлено, что оптимальной будет форма канала, выполненная в виде отрезка логарифмической кривой, направленной в сторону, противоположную направлению вращения коронки, причем входная часть канала направлена под углом 96° по отношению к плоскости торца коронки (а.с. СССР № 1355686). Схема криволинейного промывочного канала [2] дана на рис. 5.82, *а*.

На справедливость данного технического решения указывает износ алмазных коронок с прямыми промывочными каналами: шлам при выходе из канала на корпусе и матрице коронки формирует криволинейную

выработку-канавку *1*, направленную в противоположную сторону от направления вращения коронки (рис. 5.82, *б*).



Рис. 5.82. Схемы алмазных коронок с криволинейным (*a*) и прямым (*б*) промывочными каналами: *I* – канавка активного износа коронки

Увеличенная длина криволинейного канала обеспечивает лучшее охлаждение матрицы коронки.

Криволинейный промывочный канал может быть выполнен любой геометрии, но его оптимальная форма определяется, прежде всего значением частоты вращения коронки. Здесь, очевидно, существует связь угла наклона канала с частотой вращения коронки, которая вычисляется по минимуму гидравлического сопротивления в каналах.

Важным аргументом в пользу криволинейного промывочного канала является и то обстоятельство, что коронка с подобными промывочными каналами при частоте вращения 1 000–2 000 мин<sup>-1</sup> становится подобием ротора осевого гидронасоса, активно откачивающего раствор со шламом с забоя и преодолевающим таким образом влияние угнетающего породу и шлам на забое гидростатического давления и его рост за счет гидравлических сопротивлений.

Алмазные коронки с криволинейными промывочными пазами, выполненные в соответствии с техническим решением по а.с. № 1355686, при испытаниях в ПГО «Сосновгеология» позволили повысить ресурс и производительность бурения на 30 %.

### 5.4. Разрушение горных пород шарошечными долотами

### 5.4.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот

Одним из наиболее распространенных буровых инструментов, предназначенных для бурения горных пород различной твердости – от мягких до самых твердых, без отбора керна и с отбором керна, являются шарошечные долота.

Шарошечное долото создано в конце XIX – начале XX в. Долото с коническими шарошками запатентовано Говардом Хьюзом (США) в 1909 г.

Уникальность этого инструмента состоит в сочетании ударного, раздавливающего и скалывающего действией, реализуемых одновременно, что позволяет успешно бурить как мягкие и пластичные, так и твердые и хрупкие горные породы.

Шарошечное долото (рис. 5.83) состоит из корпуса с резьбой 1, лап 2 и шарошек 3, размещаемых на осях – цапфах 4. Шарошки 3 имеют вооружение в виде армированных зубьев 5. При вращении корпуса долота 1 с лапами 2 шарошки 3 вращаются вокруг цапф 4. Поэтому между шарошками 3 и цапфами 4 размещают шариковые или роликовые подшипники 6, а в долотах малого размера применяют подшипники скольжения. Очистной агент подается к забою по каналу 7. Отверстие 8 предназначено для доставки в канал между шарошкой 3 и цапфой 4 шариков подшипника 6, которые, выполняя функцию подшипника, служат также в качестве фиксаторов шарошки 3 на цапфе 4. После сборки долота канал 8 закрывают.

При вращении долота шарошки перекатываются по забою, опираясь (каждая из них) на породу то одним, то двумя зубьями. Таким образом, одновременно в контакте с породой находятся несколько зубьев шарошки, а остальные остаются как бы в резерве. Если сопоставить вооружение шарошечного долота с инструментом режущего типа, например лопастным долотом, можно убедиться, что запас вооружения у шарошечного долота увеличивается в десятки раз, хотя удельное давление на забой при равной осевой нагрузке при этом остается прежним. Зубья шарошечного долота находятся в контакте с горной породой весьма короткое время, а выйдя из контакта, интенсивно охлаждаются промывочной жидкостью. Это позволяет резко увеличить удельную мощность, реализуемую зубьями, по сравнению с резцами режуще-скалывающего инструмента, без опасности развития катастрофического изнашивания вооружения.

Ресурс шарошечных долот определяется довольно часто не стойкостью вооружения, а износостойкостью опор вращения шарошек. Для повышения ресурса шарошечных долот большого размера применяют герметизирующие подшипниковые узлы уплотнения, а также долота с маслонаполненными под давлением опорами [15].

На рис. 5.84 приведена схема долота с герметизированной маслонаполненной опорой серии *L* французской фирмы *Creusot-Loire* [15].

Долото имеет герметизированную опору благодаря наличию манжеты 2, перекрывающей зазор между шарошкой 1 и цапфой 3. В состав герметизированной системы, заполненной смазкой, входят просверленные в лапе 4 смазочный соединительный канал 5 и лубрикатор 6. В лубрикаторе 6 установлены гидроцилиндр 7 с поршнем 8, которые образуют компенсатор, обеспечивающий автономную подачу смазки из лубрикатора 6 и гидроцилиндра 7 через канал 5 к элементам опоры в процессе бурения под действием нисходящего потока промывочной жидкости. Для выравнивания давлений, действующих с одной стороны на манжету 2, а с другой – на поршень 8, просверлен отводной канал 9, сбрасывающий часть жидкости, поступающей в верхнюю часть 10 лубрикатора над поршнем из внутренней полости 11 резьбовой головки 12 долота. К фрикционным поверхностям 13 и 22 большого подшипника смазка подводится от соединенного канала 5 через канал 14, а к шариковому замковому подшипнику 16 через канал 15. Под шариковым подшипником 16 предусмотрен дополнительный торцевой подшипник 17 скольжения. Малый фрикционный узел со стороны шарошки выполнен вставной фрикционной втулкой 18, а со стороны цапфы 3 – поверхностью 19, армированной защитным покрытием таким же образом, как и в зоне большого подшипника, по нижнему нагруженному сегменту. Защитным покрытием армируется и концевой торец 20 цапфы, контактирующий с подпятником 21, запрессованным в шарошку.



Рис. 5.83. Схема трехшарошечного долота с центральным промывочным каналом, зубчатым вооружением и опорой качения на подшипниках



с герметизированной маслонаполненной опорой

Защита подшипниковых опор шарошечного долота является одной из важнейших задач при его работе в условиях высокой температуры

и давления, воздействия кор-розионных пластовых флюидов и промывочной жидкости.

Примером современного решения по созданию герметизированных опор шарошечных долот является двойное сальниковое уплотнение долот *Gemini R*, производимых компанией *Smith bits* (рис. 5.85).



Рис. 5.85. Долото с двойным сальниковым уплотнением опоры качения: *1* – шарошка; *2* – цапфа; *3* – сдвоенные сальники

Система двойного сальникового уплотнения *Gemini R* является наиболее долговечной и надежной среди подобных. Она состоит из первичного уплотнительного кольца для защиты подшипников и вторичного, обеспечивающего защиту первичного сальникового уплотнения. Первичное уплотнение новой конструкции усилено по динамическим поверхностям особым износостойким эластомером и новым энергоемким материалом, обладающим постоянным давлением в зоне соприкосновения. Первичное кольцо пулевидной формы имеет широкий поперечный профиль и обеспечивает максимальную защиту подшипника.

Вторичное уплотнительное кольцо также изготавливается из нескольких специально разработанных материалов и предназначено для защиты подшипникового уплотнительного кольца от абразивного воздействия твердых частиц, присутствующих в скважинных флюидах. Специально разработанный термостойкий материал *Kevlar* расположен на торцевой поверхности уплотнения в зоне контакта герметичного кольца и цапфы. Он обеспечивает повышенный уровень износостойкости, а также защиту от абразивного воздействия скважинных жидкостей. Эластомерная матрица обеспечивает упругость и превосходные уплотняющие свойства. Хотя уплотнительные кольца функционируют независимо друг от друга, в паре они создают превосходную герметизацию подшипникового узла и надежную работу в условиях высокой частоты вращения инструмента, больших нагрузок на долото, при проходе участков со значительным искривлением ствола, повышенном содержании твердой фазы в буровом растворе и высоком забойном давлении.

Долота могут иметь 1, 2, 3, 4 и более шарошек. Основными являются трехшарошечные долота (рис. 5.86).



Рис. 5.86. Трехшарошечные долота: *а* – для бурения мягких горных пород с фрезерованными на шарошках зубьями; *б*, *в* – для бурения средних по твердости и твердых горных пород с твердосплавными породоразрушающими вставками; *1* – траектории движения венцов шарошек долота; *2* – сопло для выхода промывочной жидкости с боковым расположением; *3* – шарошки; *4* – лапы долота; *5* – резьба

По назначению шарошечные долота разделяются на следующие основные виды [15]:

- для бескернового вращательного бурения;
- бурения с отбором керна (колонковые долота);

- бурения с продувкой;
- специального назначения.

Для производства буровых работ выпускаются бескерновые шарошечные долота следующих типов: М (для мягких пород), МЗ (для мягких абразивных), МС (для мягких пород с пропластками пород средней твердости), МСЗ (для мягких абразивных пород с пропластками пород средней твердости), С (для горных пород средней твердости), СЗ (для абразивных пород средней твердости), СТ (для горных пород средней твердости с пропластками твердых пород), Т (для твердых пород), ТЗ (для твердых абразивных пород), ТК (для твердых горных пород с пропластками крепких пород), ТКЗ (для абразивных твердых пород с пропластками крепких пород), К (для крепких пород), ОК (для очень крепких горных пород).

Все перечисленные долота подразделяются на две группы, которые отличаются как по характеру взаимодействия и разрушения горной породы на забое, так и конструктивному исполнению рабочих породоразрушающих органов – шарошек долота.

**Первая группа** – долота с зубчатыми шарошками, производящие раздавливающее-дробящее-скалывающее воздействие (долота типа M, M3, MC, M3C, C3). Раздавливание, дробление и скалывание породы реализуется при качении шарошки по забою, а вследствие проскальзывания (поступательного движения шарошки без вращения на оси) осуществляется дополнительное резание-скалывание породы. Механизм работы долот данной группы проиллюстрирован схемами (рис. 5.87, *б*, *в*).

Как следует из характеристики процесса разрушения горной породы шарошечным долотом, статические формы разрушения (раздавливание) сочетаются с динамическими (скалывание), в том числе с ударными (дробление), что и делает шарошечные долота универсальными инструментами для бурения самых различных по твердости горных пород.

Разрушение горных пород шарошечными долотами может производиться при различных соотношениях режуще-скалывающего и дробящего воздействия. Чтобы создать долота, производящие на горную породу только ударные – дробящие нагрузки, необходимо придать шарошкам такую геометрическую форму, при которой последние осуществляли бы чистое качение. Этим условиям соответствует одноконусная шарошка с образующими, пересекающимися на оси долота (рис. 5.87, *a*). Любое отклонение от указанной геометрии приводит к проскальзыванию шарошек при вращении долота на забое.

Проскальзывание шарошек является важным показателем конструкции долота, который оценивается коэффициентом проскальзывания (K<sub>пp</sub>) – отношением длины траектории проскальзывания зубца за один оборот долота на забое к длине концентрической окружности на забое скважины, по которой перемещается зубец при вращении долота. Проскальзывание достигается за счет формы шарошек и углового (рис. 5.87,  $\delta$ ) или продольного смещения (рис. 5.87,  $\epsilon$ ) осей вращения шарошек от оси долота. Например, для долот с конусными шарошками (рис. 5.76, a)  $K_{np} = 0$ , для двух-, трех-конусных шарошек  $K_{np} = 0,05-0,1$ , для бочкообразных  $K_{np} = 0,1-0,15$ , для долот со смещением осей шарошек от оси долота коэффициент проскальзывания может достигать 0,3 (рис. 5.87,  $\delta$ ,  $\epsilon$ ). Значит, в последнем случае почти треть пути по забою зубцы шарошек осуществляют поступательное перемещение как зубцы твердосплавных коронок и долот и только две трети пути по забою перекатываются, совершая дробяще-скалывающее и раздавливающее воздействие на горную породу.

Вооружение шарошек долот первой группы выполняется зубчатым (рис. 5.88). Зубцы фрезеруются непосредственно на шарошке и армируются наплавляемым твердым сплавом.

Долота, предназначенные для бурения абразивных пород, имеют вооружение в виде запрессованных в шарошки твердосплавных вставок с клиновидной формой рабочей поверхности.

Вторая группа – долота с увеличенным дробящим воздействием на породу и минимальным проскальзывание шарошек (СТ, Т, ТЗ, ТКЗ, К, ОК). Именно поэтому у долот этого типа в основном одноконусные шарошки, установленные в долоте без смещения осей вращения (рис. 5.87, *a*). При этом шарошки долот типа СТ и Т выполняются зубчатыми, ТК, К, ОК армируются твердосплавными вставками со сферическими торцами, а шарошки долот типа ТЗ и ТКЗ имеют комбинированное вооружение – зубья чередуются с твердосплавными вставками.

Шарошечные долота могут оснащаться гидромониторными насадками, повышающими скорость истечения струй промывочной жидкости из центрального канала долота, для улучшения очистки забоя и шарошек от продуктов разрушения.

Как уже отмечено, породоразрушающими элементами шарошек могут быть зубья или твердосплавные вставки с клиновидной, шарообразной и др. формами рабочих поверхностей.

Зубья и вставки на шарошках долота располагают венцами (концентрическими рядами на поверхности шарошек – см. рис. 5.87, позиции I, II, III и рис. 5.86, *a*). Венцы и зубья со вставками в них располагают таким образом, чтобы за один полный оборот долота вся поверхность забоя была покрыта зонами разрушения.

Зубья шарошек могут иметь различную геометрическую форму. Наиболее типичной является клиновая с площадкой притупления на вершине зуба (рис. 5.89). Зубья шарошек характеризуются определенными параметрами: а – углом приострения зуба; *а* – шириной площадки притупления; *b* – длиной зуба; *H* – высотой зуба; *S* – шагом расстановки зубьев.



Рис. 5.87. Схемы, поясняющие процессы разрушения при работе шарошечных долот: схемы I, II, *a* – дробяще-скалывающего действия; схемы III, *б*, *в* – дробяще-скалывающего действия с одновременным скалыванием-резанием породы при проскальзывании (торможении) шарошек долота



Рис. 5.88. Формы фрезерованных зубьев шарошечных долот: *1* – наплавляемый твердый сплав

Элементы вооружения (зубья или вставные зубки-вставки) располагаются на шарошках таким образом, чтобы предотвратить образование «рейки» на забое и обеспечить полное перекрытие. Имеется вариант исполнения вооружения по самоочищающейся схеме, когда зубья соседних шарошек входят в бесконтактное зацепление, подобно двум шестерням в механической передаче, но без взаимодействия (рис. 5.90). Подобная схема выполняется с целью очистки шарошек и особенно пространства между зубьями от налипающей горной породы.

Долота оснащаются твердосплавными вставками, например разработанными компанией Hughes Tool Company (рис. 5.91). Каждая вставка имеет цилиндрическое основание со скошенной у нижнего торца фаской. Рабочая головка вставки может иметь различную форму в зависимости от назначения вставки. Так, вставка с круглой (овоидальной) головкой (рис. 5.91, а) предназначена для скалывания и дробления породы, поэтому она применяется для оснащения долот при бурении очень твердых горных пород (ОК).



схеме

в долотах

Зубок со сводчатой формой (рис. 5.91, б) используется в долотах, предназначенных для бурения твердых (Т) и крепких (К) горных пород. Высота головки несколько больше, чем у предыдущей вставки, поэтому при перекатывании шарошки зубок внедряется в породу на большую глубину, а это возможно в породах менее твердых, чем разбуриваемые вставкой с круглой головкой. Воздействие на породу со стороны шарошки в этом случае так же дробяще-скалывающее.

Вставка со сводчато-черпаковидной головкой (рис. 5.91, в) характеризуется еще большей высотой. Кроме дробления-скалывания она благодаря черпаковидной выемке производит и механическое извлечение разрушенной породы из лунок забоя. Предназначена такая вставка для бурения горных пород средней (С) твердости.

Коническая рабочая головка вставки (рис. 5.91, *г*) способствует дробящему воздействию на породу, но она производит также и небольшое скребуще-режущее воздействие, а поэтому применяется для оснащения долот, предназначенных для бурения горных пород средней (С) твердости.

Зубиловидная головка вставки (рис. 5.91, *д*) характеризуется пересечением граней под углом 90°. Она предназначена для разрушения горных пород средней (С) твердости дроблением и скалыванием.

Долотовидная вставка (рис. 5.91, *e*) с затуплением вершины предназначен для разрушения горных пород средней (С) твердости и мягких (М) и характеризуется наряду с дроблением-скалыванием также и скребущим действием.

Клиновидно-коническая вставка (рис. 5.91, *ж*) характеризуется весьма значительным закруглением вершины и может применяться для бурения горных пород средней твердости (С) и мягких (М).

Вставка с черпаковидной головкой и со смещением вершины (рис. 5.91, 3) предназначена для разрушения преимущественно мягких (М) и рыхлых горных пород. Зубок обеспечивает фрезерующе-сребущее воздействие на породу и извлечение из лунок забоя разрушенных осколков породы, предотвращая их многократное перемалывание. Высота этого зубка максимальна.

Черпако-долотчатая вставка (рис. 5.91, *u*) обладает теми же свойствами, что и предыдущий, но характеризуется бо́льшим притуплением его вершины и меньшей высотой, что допускает возможность его применения для разрушения более плотных пород, т. е. средней (С) твердости.

У долот фирмы *Hughes Tool Company* также выполняется усиление калибрующего вооружения твердосплавными вставками, преимущественно овоидальной формы, устанавливаемыми через один-два фрезерованных зуба. При этом вершина фрезерованного зуба срезается и в образуемой площадке ближе к тыльной стороне высверливается гнездо под вставку. Такое усиление называют «Heel Pac», т. е. упрочнение пяты – тыльной части шарошки (рис. 5.92).

Для повышения эффективности разрушения горных пород применяют долота с венцами, зубья которых имеют различную длину торцевых площадок. Такие долота получили название долот с волнообразными венцами [15]. Ресурс этого долота и скорость бурения увеличены за счет скола зубьями более крупных частиц породы: более острые зубья *1* проникают в породу на бо́льшую глубину, а более широкие зубья *2* скалывают боковые поверхности лунок, образовавшихся от ударов острых зубьев *1* (рис. 5.93). Обязательным условием при конструировании шарошечных долот является создание достаточно долговечной опоры шарошек. С этой целью трущиеся детали долот выполняются из высококачественных сталей и подвергаются специальной термообработке. Особенно сложной представляется задача создания долговечных опор качения шарошек у долот диаметром 76, 59 и 46 мм в связи с резким снижением прочностных характеристик всех деталей и трудностью использования шариковых затворов шарошек, вызванными малыми размерами цапф, лап и низкой прочностью шариков приемлемых размеров.



Рис. 5.92. Варианты усиления тыльной части шарошек долот: *а* – калибрующие вставки и один ряд вставок для защиты; *б* – два ряда вставок для защиты

Рис. 5.93. Схема поражения забоя шарошечным долотом с зубьями в венце различной ширины

В связи с этим для бурения скважин диаметром 76–46 мм в Среднеазиатском НИИ геологии и минерального сырья предложена оригинальная и эффективная конструктивная схема малогабаритного долота, получившего маркировку ДДА (долото двухшарошечное асимметричное). Долота ДДА-46, 59, 76 и 93 предназначены для бурения твердых и очень твердых горных пород.

Долото ДДА (рис. 5.94) состоит из корпуса с резьбой 1 из двух секций, соединенных сварными швами 2. На цапфах 3 корпуса смонтированы шарошки 4 полусферической формы, армированные цилиндрическими зубками 5 из твердого сплава ВК8. Опора долот (цапфа 3, шарошка 4) представлена подшипником скольжения, что позволяет выполнить её конструктивно более прочной, так как не требуется размещение на опоре шариков и роликов подшипниковых узлов. Шарошки долота 4 закрепляются на лапах распорным V-образным пальцем 6 с упорными буртами, который своими концами вставляется в отверстия пустотелых цапф 3, создавая, таким образом, дополнительную опору. В этом случае шарошки 4 размещены в долоте не консольно, как это принято по основной схеме (рис. 5.83), а в пределах замкнутого контура «цапфа 1 - V-образный палец-лапа 2», что существенно повышает прочность долота и практически исключает отделение шарошек от корпуса при бурении. Угол наклона цапф 6 к оси долота 65°. Детали долота изготавливаются из легированной стали и подвергаются термообработке, цементации, закалке и отпуску.



Рис. 5.94. Шарошечное долото ДДА

Особенностью механики работы долот ДДА является большой путь проскальзывания шарошек по забою скважины, некоторый перекос долота при работе [22], что приводит к расширению ствола скважины.

Исследования, выполненные при создании конструкции долота ДДА, показали, что проскальзывание является одним из основных факторов, интенсифицирующих процесс разрушения при бурении не только мягких и пластичных пород, но и твердых горных пород.

При бурении долотами типа ДДА достигается более высокая механическая скорость бурения при относительно равном ресурсе в сравнении с другими долотами, например трех- или двухшарошечными долотами типа К, конструкции СКБ Министерства геологии, которые выполнены по классической схеме.



Рис. 5.95. Шарошечные долота с алмазным покрытием вставок : *а* – шарошка долота с алмазным покрытием вставок крайнего венца: *б* – вставки калибрующе-го ряда специальной формы с алмазным покрытием; *в* – шарошечное долото со вставками с алмазным синтетическим покрытием

Вставки с алмазным покрытием. Компания *Smith Bits* впервые использовала твердосплавные вставки с алмазным покрытием в шарошечных долотах (рис. 3.19 и 5.95). Это передовая технология в области изготовления шарошечных долот позволила несколько иначе оценивать их возможности при бурении твердых и абразивных горных пород. Сегодня твердосплавные вставки с алмазным покрытием могут размещаться в различных зонах шарошки и корпуса долота в зависимости от условий бурения и использоваться не только в качестве вставок калибровочного ряда, но и на всех внутренних рядах и (или) на лапе долота. Применение твердосплавных вставок с алмазным покрытием способствует увеличению долговечности долот в самых сложных условиях бурения.

#### 5.4.2. Материалы для изготовления шарошечных долот

Стали, применяемые для изготовления шарошечных долот. Обязательным условием при конструировании шарошечных долот является создание достаточно долговечной опоры шарошек. С этой целью трущиеся детали долот выполняют из высококачественных сталей и подвергают специальной термообработке, для изготовления элементов опор применяют специальные материалы.

Долговечность шарошечных долот определяет эффективность процесса углубления скважин, при этом их прочность и износостойкость во многом зависят от правильного выбора и качества сталей, других конструкционных и упрочняющих металлов и сплавов, резин и смазок.

В связи с тем что буровые долота эксплуатируются в исключительно тяжелых условиях, подбор сталей и других материалов должен быть строго дифференцирован для каждого отдельного элемента долота: от тел качения и подшипников скольжения до корпусов лап, шарошек и армирующих твердосплавных наплавок.

Опора лапы долота – цапфа, на ней вращается шарошка, которая подвергается воздействию значительных статических и динамических нагрузок. Особенности условий работы цапфы характеризуются контактно-усталостным изнашиванием в случае негерметизированной опоры. Поэтому сталь, используемая для изготовления лапы долота, должна обеспечивать высокую прочность и вязкость в сочетании с высокой контактной выносливостью и хорошей износостойкостью. Кроме того, конструктивные особенности буровых долот обусловливают необходимость хорошей свариваемости материала лап.

К материалу корпуса шарошки, особенно с твердосплавным вооружением, предъявляются не менее сложные требования, поскольку они должны обеспечивать надежное удержание твердосплавных зубков, закрепляемых в отверстиях шарошки способом холодной запрессовки.

За рубежом большинство ведущих фирм-изготовителей шарошечных долот использует для изготовления лап сталь AISI 4815H (отечественный аналог – сталь 15H3MA) или AISI 8720 (аналог 19 HMA). В зависимости от диаметра долота для изготовления фрезерованных шарошек применяют сталь AISI4815H, штыревых шарошек – сталь AISI 9315H (аналог – сталь 14XH3MA). Для изготовления тел качения применяется сталь AISI S2 (аналог – 55CM5ФА).

*Твердые сплавы для изготовления вставок шарошечных долот.* Не менее важным материалом в производстве высококачественных шарошечных долот являются твердые сплавы WCo, применяемые для изготовления зубков и армирования зубьев фрезерованных шарошек, козырьков лап и других частей долота, подвергающихся в процессе работы абразивному износу. В соответствии с ОСТ 26-02-1315–84 твердосплавные зубки должны изготавливаться из сплавов марок ВК4-В, ВК8-ВК и ВК11-ВК. Из сплавов ВК4-В и ВК8-ВК изготавливаются зубки формы Г-54 с плоской вершиной, используемые для армирования обратных конусов шарошек и козырьков лап долот.

Из сплава ВК11-ВК изготавливаются зубки всех остальных форморазмеров: от Г26 со сферической головкой, применяемых в долотах для бурения очень крепких пород, до клиновидных типа М, используемых в долотах для бурения мягких абразивных пород.

ОАО «Волгабурмаш» в долотах, изготавливаемых по лицензии фирмы *Dresser* (США), применяет зубки собственного производства из сплавов марок ВК10, ВК13 и ВК16.

Ведущие американские фирмы – производители долот, как правило, имеют свои твердосплавные производства и более широкий выбор марок твердых сплавов для изготовления обширной гаммы зубков самых разнообразных форморазмеров. Так, фирма *Hughes Christensen* имеет в своем распоряжении более 25 марок твердых сплавов от ВК6 до ВК18, причем многие марки сплавов с одинаковым химическим, но различным гранулометрическим составом могут значительно отличаться по своим физикомеханическим свойствам, что позволяет более точно подбирать марку сплава при изготовлении зубков той или иной формы для эффективного разрушения конкретных горных пород.

Основными характеристиками твердого сплава являются твердость, предел прочности, абразивная стойкость и трещиностостойкость. Регулирование этих параметров осуществляется составом сплава и его зернистостью. Известны разработки твердосплавных вставок, отличающиеся наличием слоев с различной степенью твердости и пластичности. К таким элементам вооружения долот относятся вставки типа *DP* компании *Sandvik* (см. рис. 3.17).

Материалы для изготовления втулок и уплотнений. Фирмы Smith bits и Reed bits используют в большом подшипнике скольжения плавающую разрезную втулку, покрытую серебром с обеих сторон.

В долотах фирмы *Smith bits* большая и малая втулки, а также плавающая упорная шайба изготовлены из сплава *Spinodal*, представляющего собой никель-оловянистую бронзу, а фирма *Reed bits* втулку изготавливает из бериллиевой бронзы. Также из бериллиевой бронзы выполнена большая втулка в долотах фирмы *Varel*. Втулка запрессована в шарошку, внутренняя поверхность может покрываться серебром. В долотах фирмы *Security DBS* запрессованные в шарошку большая и малая втулки изготавливаются методом порошковой металлургии и пропитываются серябряномарганцевым сплавом, содержащим серебро. Рабочие поверхности втулок также покрываются серебром.

В долотах ОАО «Волгабурмаш» большая втулка комбинированная, имеет стальной корпус, на внутреннюю поверхность которого напрессовывается порошок стеллита и железа и пропитывается при спекании оловянисто-свинцовистой бронзой. Внутренняя поверхность втулки может покрываться серебром.

Для изготовления уплотнительных элементов опор долот, преимущественно в виде колец разнообразного сечения — от круглой (в долотах *Hughes Christensen, Smith bits* и *Varel*) до прямоугольной волнистой (*Security DBS*) или текстурированной (*Reed bits*) рабочей поверхностью, фирмы-производители применяют гидрогенизированную высоконасыщенную нитрильную резину (*HNBR* или *HSNBR*). Отечественные производители долот используют нитрильную резину (*NBR*).

# 5.4.3. Основы механики разрушения горных пород шарошечными долотами

При взаимодействии с горной породой элементов вооружения шарошечных долот дробящее-скалывающего действия зуб долота внедряется в породу силой  $P_z$ , а второй зуб при перекатывании шарошки по забою наносит по немй косой удар с силой  $P_y$ . Таким образом, разрушение горной породы происходит раздавливанием ее статическим усилием  $P_z$  и скалыванием несимметричным ударом с усилием  $P_y$  (рис. 5.96, *a*). При дальнейшем перекатывании шарошка опирается на забой двумя ближайшими в венце зубьями (рис. 5.96, *б*).

Энергия удара с силой  $P_y$  может опреде-ляться из уравнения кинетической энергии, преобразованной для данной задачи:

$$Q_{\rm yg} = \frac{P}{gn} v_{\rm m}^2 \sin \theta, \qquad (5.86)$$

где P – осевое усилие на долото, H; g – ускорение силы тяжести, м/c<sup>2</sup>; n – число зубьев долота, взаимодействующих с породой в момент удара зуба по породе;  $v_{\rm m}$  – линейная скорость перемещения зуба в направлении приложения удара, м/с;  $\theta$  – угол между осями соседних по венцу шарошки зубьев, град.

Линейная скорость  $v_{\rm m}$  определяется как произведение частоты вращения шарошки долота и расстояния от торца зуба шарошки до мгновенного центра вращения шарошки:  $v_{\rm m} = \omega_{\rm m} r_{\rm M}$ . При чистом качении шарошки мгновенным центром её вращения можно считать ось вращения.

При проскальзывании по забою шарошка не вращается, и мгновенный центр вращения смещается в направлении торца зуба, т. е. линейная скорость снижается. Подобные колебания частоты вращения шарошки и линейной скорости перемещения зуба характерны для работы долота.



Рис. 5.96. Схема взаимодействия с породой вооружения шарошечного долота

Линейную скорость перемещения зуба шарошки можно определить ориентировочно по зависимости

$$v_{\rm m} = \omega_{\rm p} \frac{\pi D_d}{60Z} \cos\beta, \qquad (5.87)$$

где  $\omega_{a}$  – частота вращения долота, с<sup>-1</sup>;  $D_{d}$  – диаметр долота, м; Z – число зубьев на периферийном венце шарошек ;  $\beta$  – угол конусности шарошек, градус.

Формула (5.86) с учетом выражения (5.87) будет выглядеть следующим образом:

$$Q_{\rm yg} = \frac{P}{gn} \left( \frac{\omega_{\rm g} R_{\rm c}}{(r_{\rm m} - h) \sin \beta} r_{\rm M} \right)^2 \sin \theta.$$
 (5.88)

Если использовать для определения энергии удара зубом шарошки о породу на забое потенциал высоты *H* (рис. 5.95), на которой находится зуб шарошки долота, то зависимость для определения этого параметра может выглядеть следующим образом:

$$Q_{\rm yg} = \frac{PH}{n} \left( 2r_{\rm m} \sin^2 \frac{\theta}{2} - h \right). \tag{5.89}$$

Вследствие косого удара в породе образуется несимметричная лунка, вытянутая в направлении удара. В следующий момент происходит скалы-

вание породы проскальзыванием, зуб вдавливается в образовавшуюся лунку, завершая процесс разрушения в данной точке уже под действием статического вдавливания. В результате работы шарошек долота формируется забой характерного профиля (рис. 5.97).

В данном случае можно отметить универсальность породоразрушающего действия шарошечных долот, а именно сочетание динамических и статических воздействий на породу и реализацию породоразрушающих усилий как в направлении перпендикулярно забою (раздавливание), так и в плоскости забоя (скалывание). Можно добавить, что при проскальзывании шарошек на забое обеспечивается еще и резание-скалывание породы.

При перекатывании шарошек по забою происходит перемещение долота в вертикальном направлении на величину



Рис. 5.97. Следы работы на забое шарошечного долота типа С диаметром 112 мм (керн – порода песчаник)

$$A = \frac{d_{\rm B}}{2} \left( 1 - \cos \frac{180^0}{Z_1} \right) - h \,, \tag{5.90}$$

где  $Z_1$  – число зубьев в венце;  $d_{\rm B}$  – диаметр венца, м.

Таким образом, разрушение горной породы носит ярко выраженный динамический характер, а каждый элемент вооружения долота периодически оказывает на горную породу сложное дробяще-скалывающее действие. Долото при перекатывании шарошки по забою совершает продольные колебания с амплитудой *A* (рис. 5.96, *б*).

При повышении глубины внедрения зуба в породу h энергетика динамической составляющей разрушения, как это следует из формул (5.88) и (5.89), снижается, то есть при бурении недостаточно прочных и мягких горных пород, глубина внедрения h может быть более значительной по сравнению с бурением более твердых пород, будут преобладать раздавливание и скалывание породы при проскальзывании шарошки по забою и поступательном перемещении зуба.

При бурении твердых пород внедрение зуба в породу на глубину h будет незначительно в сравнении с размерами зуба, поэтому динамическая составляющая разрушения будет максимальна, а процесс разрушения породы будет определяться скалыванием вследствие динамического воздействия и последующим раздавливанием под действием осевого усилия  $P_z$ .

На динамику процесса разрушения горных пород шарошечными долотами определенное влияние оказывает шаг *S* зубьев в венце (рис. 5.88). Шаг зубьев определяется из зависимости

$$S = d_{\rm \scriptscriptstyle B} \sin \frac{\gamma}{2}, \qquad (5.91)$$

где ү – угол поворота шарошки при переходе с зуба на зуб (рис. 5.88), град.

Если зубья в венце шарошки поставлены редко, становится выше амплитуда продольного колебания шарошки A и, соответственно, выше степень динамичности работы долота. При наличии нескольких шарошек у долота характер динамичности может определяться в связи с синхронизацией перекатывания двух, трех или более шарошек с зуба на зуб.

Шаг расстановки зубьев в венце S шарошки может зависеть от глубины погружения h зубьев в породу, величина которого определяется твердостью породы и осевым усилием на долото. Наиболее успешно бурение будет происходить тогда, когда глубина погружения h зубьев соответствует шагу расстановки зубьев.

Механическая скорость бурения шарошечными долотами определяется интенсивностью разбуривания наиболее трудно разрушаемых участков забоя скважины: центра и периферии.

Центр забоя разрушается менее интенсивно из-за слабой вооруженности вершин шарошек и малой скорости их вращения (нулевая точка – см. рис. 4.11), а периферия – из-за полублокировки работающих зубьев.

Слабая интенсивность разрушения центра забоя приводит к быстрому выходу из строя прежде всего опор долота, которые вынуждены работать с максимальной перегрузкой, особенно при консольном закреплении шарошек.

Интенсификация темпа разрушения центральной части забоя скважины может быть осуществлена при выпуклом забое путем создания пикообразного выступа породы. Разрушение его при многоконусных шарошках происходит с высокими динамическими нагрузками в облегченных условиях, когда каждый венец создает ступеньку и дополнительную плоскость обнажения для последующего венца.

Слабо разбуриваемые окраины забоя требуют повышенной боковой защиты долот и применения шарошечных расширителей [15], так как вследствие жестких условий работы долота может интенсивно изнашиваться его боковое вооружение и лапы корпуса, а скважина – зауживаться.

Для защиты от бокового износа шарошки и лап долота армируют твердым сплавом (рис. 5.92).

Наряду с обычной армировкой используют подвижные вращающие элементы защиты, например вращающие зубки, диски, штыри [15], которые подобно самим шарошкам могут проворачиваться вокруг своей оси и, таким образом, предохраняясь от чрезмерного изнашивая, эффективно защищать корпус и шарошки долота от износа.

## 5.4.4. Системы очистки забоя и интенсификация процесса разрушения при бурении шарошечными долотами

Поскольку при шарошечном бурении образуется большое количество продуктов разрушения (шлама), осколков и достаточно крупных обломков, эффективное разрушение горных пород шарошечными долотами возможно только при совершенной системе очистки забоя, под которой подразумевается система, обеспечивающая немедленное и полное удаление продуктов разрушения, образующихся в результате взаимодействия зубьев долота с породой из зоны породоразрушающего действия инструмента. Обломки породы, отделенные от забоя одним зубом, должны быть удалены до взаимодействия с породой следующего зуба таким образом, чтобы все породоразрушающие элементы долота постоянно контактировали только с породой забоя, не производя повторного измельчения разрушенной породы. В таком случае при определенном количестве затраченной на разрушение породы механической энергии скорость проходки будет максимальной. В другом случае часть энергии будет расходоваться бесполезно на разрушение уже образовавшихся, но не удаленных с забоя обломков породы.

Одной из причин уменьшения скорости бурения может быть зашламование долота, особенно при бурении пластичных пород. В шарошечных долотах шламом забивается пространство между зубьями и даже шарошками, а в алмазных инструментах – между алмазными резцами и в каналах на торце.

Немедленное удаление шлама из призабойной зоны может быть достигнуто при обеспечении эффективной циркуляции промывочного раствора.

К факторам, определяющим эффективность циркуляции, относятся [14]:

• расход жидкости;

• скорость истечения струи из промывочного канала или гидромони-торного сопла;

• геометрия системы промывки долота: число и форма насадок (или отверстий), их расположение и расстояние до забоя;

• характеристики промывочной жидкости: плотность, содержание твердой фазы, фильтрационная способность, вязкость, смачивающая способность и др.;

• свойства разбуриваемых горных пород: прочность, проницаемость, пластовое давление.

Процесс промывки забоя можно условно разделить на три этапа:

• удаление обломков породы с поверхности забоя;

• вынос шлама из зоны действия зубьев долота в кольцевое пространство между буровым снарядом и стенкой скважины;

• транспортирование шлама по кольцевому пространству к устью скважины.

Достижение максимальных скоростей бурения возможно лишь при оптимизации всего процесса и параметров промывки, характеристик промывочной жидкости.

Определяющим для эффективной работы долота является этап быстрого удаления обломков после отделения их зубьями долота от массива породы. Эта задача решается применением той или иной системы промывки долот. В наиболее традиционных и часто применяемых для бурения трехшарошечных долотах используются три основные системы промывки [14]:

- центральная;
- периферийная;
- комбинированная.

При центральной промывке буровой раствор поступает в призабойную зону через внутренний канал долота. Поток раствора омывает шарошки, очищая их от шлама, а затем достигает забоя, подхватывает шлам и через зазоры между лапами долота и стенкой скважины поступает в затрубное пространство. Часто вместо одного центрального канала создают три промывочных отверстия – одно для каждой шарошки долота. Скорость струй промывочной жидкости изменяется от 20–40 м/с.

При периферийной схеме промывки буровой раствор поступает в призабойную зону через отверстия между шарошками, причем струи направляются непосредственно на забой скважины. Здесь струи растекаются параллельно плоскости забоя, очищают поверхность забоя и зубья шарошек, после чего жидкость через зазор между долотом и стенкой скважины поступает в затрубное пространство. Обычно в промывочных отверстиях запрессованы сменные гидромониторные насадки (керамические или карбида вольфрама). Скорость струй раствора составляет 70–150 м/с.

Комбинированная система промывки применяется в долотах большого диаметра. В данном случае сочетаются две первые схемы.

Примером комбинированной схемы промывки может быть гидродинамическая система долот компании *Smith bits*.

Для оценки потока жидкости в системе промывки *Typhoon* компании *Smith bits* применяется усовершенствован-ная расчетная модель гидродинамики жидкости (*CFD*), которая обеспечивает оптимиза-цию потока для более эффективной очистки шарошек, выноса бурового шлама, а также во избежание его повторного перемалывания. В системе промывки *Typhoon* используются как векторные (направленные) удлиненные насадки *VE* для очистки внешней части вооружения, так и насадки для очистки внутренней части вооружения *J*3 (рис. 5.98).

Векторные удлиненные насадки для очистки внешней части вооружения VE точно направляют поток жидкости к передней кромке шарошек, в то время как насадки J3 для очистки внутренней части вооружения распределяют потоки в пространство между шарошками. Совместное действие этих шести точно направленных насадок формирует режим потока, который улучшает путь прохождения и скорость бурового раствора. Это позволяет оптимизировать очистку резцов и вынос бурового шлама с забоя, что приводит к максимальному увеличению механической скорости бурения. В настоящее время система промывки *Турhoon* предлагается для долот с наружным диаметром 406 мм и более.



Рис. 5.98. Долота *Shamal Typhoon* компании *Smith bits* с тремя векторными насадками (VE) для очистки внешней части вооружения и тремя насадками для очистки внутренней части вооружения (J3)

Параметры, определяющие качество промывки забоя (средняя скорость струй, мощность, сила удара и динамическое давление струй, скорость параллельных забою потоков), имеют максимальное значение при небольшом расстоянии между насадкой и забоем.

Поэтому один из путей улучшения характеристик долот с периферийной системой промывки состоит в приближении насадок к забою скважины на расстояние, которое меньше длины ядра струи (в котором скорость струи постоянна). Это расстояние будет равно  $(4-6)d_0$ , где  $d_0$  – диаметр насадки в точке истечения раствора. Чаще всего расстояние размещения насадок составляет  $(10-20)d_0$  [14]. Для размещения насадок используют специальные удлинители.

В долотах фирмы *Smit tul* расстояние от насадки до забоя составляет 38 мм –  $(2,5-4)d_0$ .

Другой способ повышения эффективности шарошечных долот заключается в применении асимметричной схемы промывки [14].

Например, известно применение долота (Бухарестский институт нефти и газа), в котором часть жидкости проходит через канал в одной из

лап долота, через её цапфу и конус шарошки. Струя жидкости выходит почти параллельно плоскости забоя и при вращении долота смывает шлам из центральной зоны к периферии, откуда его легче удалять в затрубное пространство [14].

Во Франции разработано и испытано долото с двумя насадками (рис. 5.99), расположенными между шарошками, и одной, направленной вверх. Последняя создает эжекционный эффект и ускоряет удаление шлама с забоя [14].



Рис. 5.99. Долота с гидродинамической насадкой, ориентированной вверх

Эжектор (франц. egoutteur – выбрасывать) – струйный насос, в котором жидкость перемещается (циркулирует), увлекаемая потоком (струей) жидкости или газа.

Известно также применение долота с комбинированной асимметричной системой промывки: одна обычная периферийная насадка, один канал истечения струи через апу и еще один промывочный канал, направленный вверх [14].

Результаты бурения долотами с асимметричной промывкой показали рост скорости проходки и ресурса вооружения и опор долота.

В малогабаритных долотах диаметром 112–46 мм традиционно применяется центральная система промывки забоя.

Гидромониторная струя жидкости, выходящая из сопла долота, распространяется в ограниченном пространстве. Расчет такой струи производится на основе теории затопленных струй [14].

Динамическое давление по оси струи жидкости определяется по зависимости

$$P_{n} = \frac{q_{p}v_{h}^{2}}{2g},$$
 (5.92)

где  $q_p$  – плотность жидкости, кг/м<sup>3</sup>;  $v_h$  – осевая скорость струи на расстоянии h от среза сопла, м/с; g – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>.

Исследования процесса разрушения горных пород струей жидкости показали, что разрушение происходит за счет касательных напряжений, вызываемых действием поперечного потока, образующегося после встречи струи с забоем. Скорость поперечного потока в любой точке забоя рассчитывается по формуле

$$v_{\tau} = v_{h} \frac{\frac{l_{\tau}}{R_{c}}}{0.65 \left(\frac{l_{\tau}}{R_{c}}\right)^{2} + 0.4 \frac{l_{\tau}}{R_{c}} + 0.08},$$
(5.93)

где l – расстояние между осью струи и любой точкой в плоскости забоя, м; R – радиус струи в плоскости забоя, м.

Расчеты по формуле (5.78) подтверждают возможность разрушения мягких пород в условиях забоя от динамического напора потока промывочной жидкости [14].

Разрушение породы от напряжений, возникающих при сдвиге, происходит при условии превышения или равенства динамического давления потока напряжению разрушения породы на сдвиг –  $P_{\tau} \ge \tau$ . На основании зависимости (5.93) можно записать [14]:

$$v_{\tau} = \sqrt{\frac{2g\tau}{\gamma}} \,. \tag{5.94}$$

Из уравнения (5.93) можно получить зависимость для расчета осевой скорости струи, направленной по нормали к забою, необходимой для создания динамического давления поперечного потока, достаточного для разрушения породы:

$$v_h = \frac{0.65l^2 + 0.4lR + cR^2}{lR} \sqrt{\frac{2g\tau}{\gamma}}.$$
 (5.95)

Анализ показывает [14], что если струя жидкости к забою будет направлена по касательной, то её породоразрушающее действие может усилиться. В данном случае наибольший эффект может быть достигнут, если струя будет направлена по касательной непосредственно в зону работы зубца шарошечного долота.

Конструкция долот позволяет использовать удлиненные насадки и направлять струю под углом 15–25° к забою в приконтакную зону зубьев шарошки с породой. В приконтактной зоне зуба долота с забоем порода деформирована зубьями, имеет выступы, которые образуются при внедрении в забой, и может быть легко разрушена струей жидкости [14].

При бурении более прочных пород – твердых и очень твердых, динамическое давление струи должно обеспечить сдвиг и отрыв от поверхности забоя частицы разрушенной породы.

При внедрении зуба шарошечного долота в породу на забое образуются магистральные трещины, направленные от ядра сжатия к поверхности забоя. Скалывание породы по направлениям развития магистральных трещин приводит к образованию лунок выкола. Препятствием этому является угнетающее давление, которое связано с действием гидростатического

давления столба жидкости, пластового давления и динамического потока струй жидкости из промывочных каналов долота.

Для эффективного отделения (отслаивания) от забоя отколотых зубьями кусочков породы необходимо направить поток жидкости в зону разрушения по направлению именно в образующуюся трещину отрыва (рис. 5.100).



Рис. 5.100. Схема для определения рационального направления струи промывочного раствора из насадки *1* 

Представленная на рис. 5.100 модель интенсификации процесса разрушения твердой горной породы позволила повысить механическую скорость бурения на 30 %, а ресурс долот увеличить на 20 %.

# 5.4.5. Динамика работы шарошечных долот с учетом влияния бурильной колонны

В процессе работы на забое шарошечное долото совершает продольные колебания с амплитудой A (рис. 5.96,  $\delta$ ). Влияние на величину амплитуды некоторых конструктивных параметров долота отражено формулой (5.90). В то же время следует учитывать также влияние свойств горных пород, например упругости и жесткости, а также основных характеристик буровой компоновки на возможную динамику работы долота (рис. 5.101).

Основные исследования по этому вопросу представлены в работах В. С. Владиславлева, М. М. Александрова, Л. Е. Симонянца, П. В. Балицкого, А. Е. Сарояна, Е. К. Юнина и других специалистов по бурению скважин на нефть и газ. В этих работах отмечается, что в процессе продольных колебаний долото под влиянием упруго-деформированной буровой колонны и упругой реакции горной породы может отрываться от забоя и наносить по забою удары, которые существенно превышают статическую осевую нагрузку, задаваемую в качестве параметра режима бурения. Подобные процессы снижают эффективность бурения, так как приводят к повышенному и скорому износу долот, снижают механическую скорость бурения.

Исследования, проведенные рядом авторов (П. В. Балицкий, Л. Е. Симонянц, Р. А. Каннингхэм и др.), показали, что продольные колебания становятся наиболее значительными при бурении твердых горных пород, когда образуется волнообразная поверхность забоя с высотой выступов 5–12 мм. При этом появляется равное число выступов и впадин, соответствующие числу шарошек долота. Например, при бурении трехшарошечным долотом может образовываться три выступа и три впадины. Известны случаи, когда при бурении трехшарошечным долотом число впадин и выступов удваивается (по шесть) или утраивается (по девять). Для двухшарошечного долота число впадин и выступов обычно равняется двум или четырем.

Амплитуда колебаний долота при работе по ухабообразному забою может составлять при работе по волнообразному забою 10–25 мм. Подобные отскоки крайне негативно сказываются на произ-



Рис. 5.101. Схема для анализа динамики работы шарошечного долота с учетом деформационных параметров колонны и горной породы

водительности бурения и ресурсе долот. На амплитуду отскоков существенное влияние оказывают физико-механические свойства буримых горных пород, прежде всего упругость, жесткость, и некоторые параметры буровой компоновки, размещаемой над долотом.

В соответствии с исследованиями Л. Е. Симонянца [26], кинетическая энергия работающего долота  $U_{\rm d}$  расходуется на энергию деформирования горной породы  $U_{\rm n}$  и энергию деформирования буровой компоновки  $U_{\rm k}$ :

$$U_{\rm g} = U_{\rm fl} + U_{\rm \kappa}.\tag{5.96}$$

Деформирование колонны и горной породы происходит под действием динамической осевой силы, которая вызвана процессом колебаний долота  $P_{\rm d}$ . Эта сила превышает осевую нагрузку  $P_{\rm oc}$ , которая задана как параметр режима бурения.

Энергию сжатой породы определим из условия её деформирования усилием *P* в соответствии с зависимостью, отражающей деформирование породы при вдавливании индентора:

$$P = k\xi^m, \tag{5.97}$$

где ξ – деформация породы; *m* – показатель упругости породы, определяемый по кривой деформации горной породы при вдавливании индентора
(для хрупкого и упругого гранита равен 1, для пластичного и упругого мрамора 0,33, для известняка – 0,5) [26]; *k* – показатель жесткости породы.

Показатель жесткости породы может определяться по следующей зависимости на основании опытных данных определения твердости горной породы:

$$k = \frac{p_{\rm m}F_{\rm m}}{\xi^m},\tag{5.98}$$

где  $p_{\rm m}$  – твердость горной породы;  $F_{\rm m}$  – площадь торца внедряемого в породу индентора.

Энергия сжатия породы определится из выражения

$$U_{n} = \int Pd\xi = \frac{P^{\frac{m+1}{m}}}{(m+1)k^{\frac{1}{m}}}.$$
 (5.99)

С учетом этой зависимости и выражений для расчета кинетической энергии работающего долота, а также деформации колонны запишем уравнение (5.96) в общем виде:

$$\frac{P_{\rm oc}v_{\rm III}^2}{2g} = \frac{P_{\rm A}^3}{6EF^2q} + \frac{P_{\rm A}^{\frac{1+m}{m}}}{(1+m)k^{\frac{1}{m}}},\tag{5.100}$$

где  $v_{\rm m}$  – линейная скорость зубьев шарошки (см. формулу (5.87), м/с; g – ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>; E – модуль упругости материала буровой компоновки, Па; F – площадь поперченного сечения буровой компоновки, м<sup>2</sup>; q – удельный вес материала бурильных труб, даН/м<sup>3</sup>.

Частное решение уравнения (5.100), например, при m=0,5 позволяет рассчитать величину  $P_{\pi}$  и коэффициент динамичности  $k_{\pi}$  процесса передачи осевой нагрузки на забой скважины [29]:

$$P_{\mu} = \sqrt[3]{\frac{P_{oc}v^{2}}{g\left(\frac{1}{EF^{2}q} + \frac{2}{1,5\kappa^{2}}\right)}}.$$

$$k_{\mu} = 1 + \sqrt[3]{\frac{v^{2}}{gP_{oc}\left(\frac{1}{EF^{2}q} + \frac{2}{1,5\kappa^{2}}\right)}}.$$
(5.101)
(5.102)

Анализ зависимостей (5.101) и (5.102) показывает, что динамические параметры бурения шарошечными долотами в основном определяются

частотой вращения долота (в формулах представлена как линейная скорость зубьев шарошки v). Значительное влияние на динамическую нагрузку и коэффициент динамичности оказывают упругость, поперечные размеры и вес буровой компоновки, а также параметры упругости и жесткости горной породы.

Для гашения поперечных колебаний долота рекомендуется ограничить частоту вращения бурильной колонны. По производственным данным, лучшие показатели работы шарошечных долот достигаются при частоте вращения 100–300 мин<sup>-1</sup>.

Крайне важным при бурении шарошечными долотами является применение утяжеленных бурильных труб, специальных стабилизирующих элементов, обеспечивающих уменьшение деформирования и вибрирования буровых компоновок.

Для гашения поперечных колебаний долота при бурении могут применяться специальные упругие гасители поперечных колебаний, которые устанавливают в компоновке над долотом.

# 5.4.6. Параметры режима бурения шарошечными долотами дробящее-скалывающего действия

При бурении шарошечными долотами рекомендуются к применению достаточно умеренные частоты вращения долот, поскольку установлено, что с повышением частоты вращения выше некоторого предельного значения резко снижается углубление за оборот и темп прироста механической скорости бурения (рис. 5.102).

При определенных высоких частотах вращения механическая скорость бурения не растет, но может снизиться проходка на долото из-за повышенного износа опор шарошечных долот.

Физический смысл влияния частоты вращения на буримость можно установить, используя зависимость В. С. Федорова для расчета времени контакта опорного зубца шарошечного долота, работающего на забое без проскальзывания, с породой:

$$\tau_{\rm m} = \frac{60d_{\rm m}}{ZD_{\rm m}\omega_{\rm m}},\tag{5.103}$$

где  $d_{\rm m}$  – диаметр шарошки, измеренный по периферийному венцу,м; Z – число зубцов в периферийном венце конической шарошки;  $D_{\rm g}$  – диаметр долота, м;  $\omega_{\rm g}$  – частота вращения долота, мин<sup>-1</sup>.

Таким образом, с повышением частоты вращения числа зубцов на поверхности шарошки и диаметра долота, при снижении диаметра шарошек время контакта породоразрушающих зубцов с породой снижается, а значит, снижается и разрушающее напряжение в породе. На рис. 5.103 представлена зависимость углубления за один оборот долота от числа зубков на шарошке, которая подтверждает вывод, сделанный на основании формулы (5.103).









Для шарошечных долот дробяще-скалывающего действия рекомендуются частоты вращения [15] в пределах 100–300 мин<sup>-1</sup>.

При бурении малоабразивных пород шарошечными долотами рекомендуется окружная скорость долота в пределах 1–2 м/с, при бурении абразивных пород скорость должна не превышать 1 м/с, так как механическая скорость бурения при больших частотах вращения увеличивается в меньшей степени, чем износ долота.

Для твердых, абразивных пород оптимальная частота вращения долота составляет 200–270 мин<sup>-1</sup>, при дальнейшем её повышении механическая скорость бурения почти не увеличивается, но значительно возрастает износ долота [15].

Осевая нагрузка при бурении шарошечными долотами устанавливается в зависимости от твердости горных пород и диаметра долота.

При бурении в твердых породах скорость восходящего потока промывочной жидкости в затрубном пространстве должна быть не менее 0,4, а в мягких породах 0,6 м/с.

При бурении шарошечными долотами рекомендуется удельная нагрузка на 1 мм диаметра долота 0,5–1,2 кН/мм и частота вращения 1,0–4,5 с<sup>-1</sup>. Меньшие осевые нагрузки и максимальные частоты вращения рекомендуется применять при бурении менее твердых горных пород, максимальные осевые нагрузки и меньшие значения частот вращения при бурении более твердых горных пород.

При бурении трещиноватых горных пород рекомендуется снижать частоту вращения долота и осевую нагрузку на 30-40 %.

Для установления оптимальной осевой нагрузки необходимо довести осевую нагрузку до максимально рекомендуемой, а затем несколько снизить.

Если при снижении нагрузки механическая скорость бурения снижается, то нагрузку следует повысить до первоначальной величины. Если механическая скорость бурения не уменьшается, то нагрузку снижают до уровня, при котором наступает снижение скорости бурения, а затем несколько повышают её до первоначальной величины [15].

Мягкие породы и породы средней твердости долотами с зубчатым вооружением следует разбуривать с примерно постоянной в течение рейса нагрузкой, обеспечивающей максимальную скорость бурения.

При бурении твердых пород осевую нагрузку к концу рейса, как правило, повышают для сохранения уровня скорости бурения. При бурении твердых пород долотами со штыревым вооружением осевая нагрузка может быть постоянной и равняться максимально рекомендуемой.

Основными признаками, указывающими на необходимость подъема долота из скважины, являются:

• резкое снижение механической скорости бурения и рывки инструмента, что свидетельствует об износе опор шарошек;

• снижение скорости бурения по однородным по твердости горным породам, что указывает на износ вооружения долота.

Влияние параметров бурового раствора на буримость горных пород можно кратко представить следующим образом.

1. С увеличением плотности бурового раствора механическая скорость бурения снижается. Например, есть данные, из которых следует, что если при плотности раствора 1,2 г/см<sup>3</sup> скорость бурения была 7, 4 м/ч, при плотности 1,32 уже 5,0, а при 1,4 – 4, 2 м/ч.

2. Твердая фаза в растворе снижает скорость бурения и проходку на долото. При этом наиболее ярко это проявляется в интервалах низких концентраций твердой фазы (8–12 %). Очень существенно на снижение скорости бурения влияют глинистые частицы бурового раствора: 1 % роста глины в растворе дает снижение скорости бурения на 6–7 %, это в 1,4 раза выше, чем при увеличении концентрации шлама.

3. Рост условной вязкости бурового раствора от 4–20 до 8–120 с приводит к снижению механической скорости бурения на 20–40 %. Влияет также и вязкость фильтрата бурового раствора. При увеличении вязкости

фильтрата в диапазоне 2·10<sup>-3</sup>–8·10<sup>-3</sup> Па·с механическая скорость линейно уменьшилась в 1,5–2 раза (шарошечные и алмазные долота).

4. Фильтрация раствора дает повышение механической скорости бурения. Например, при росте фильтрации от 5 до 30 см<sup>3</sup> за 30 минут скорость бурения увеличилась на 20–50 %. Для достижения высоких скоростей бурения нужно, чтобы фильтрация буровых растворов была высокой, так как это способствует быстрейшему выравниванию перепада давления. Поэтому эффективнее всего бурить с применением воды и добавлением поверхностноактивных веществ. Будет эффективно использование средств, обеспечивающих повышенную проницаемость зоны разрушения породы на забое.

В табл. 5.7 приведены основные параметры режима бурения шарошечными долотами малых диаметров.

Таблица 5.7

Тип и диаметр	Осевая нагрузка	Частота вращения	Расход промывочной
долота, мм	на долото, кН	долота, $\overline{M}$ ин <sup><math>-1</math></sup>	жидкости, л/мин
Долото типа К (ОК)			
59	12–18	102–348*	80-100
76	15-25	102-277	100-120
93	20-30	102-348	120-150
112	30-50	102-277	150-180
132	40-70	102-277	200-250
151	50-80	102-277	250-300
Долото типа Т			
93	20-25	102-348	180-230
112	25–45	102-277	200-280
132	30-60	102-277	250-350
151	40–70	102-277	300-440
Долото типа С			
93	15-25	102-348	180-230
112	20-30	102-277	200-280
132	30-50	102-277	250-350
151	40-70	102-277	300-440
Долото типа М			
112	15-25	102-348	300-400
132	20-30	102-277	350-450
151	25-35	102-277	450–500

Параметры режима бурения шарошечными долотами

\* Частоты вращения даны для буровых станков со ступенчатым регулированием данного параметра; для станков с плавнорегулируемой частотой вращения следует применять близкие к указанным значения.

Если при снижении нагрузки механическая скорость бурения уменьшается, то нагрузку следует повысить до первоначальной величины.

Если механическая скорость бурения не уменьшается, то нагрузку снижают до уровня, при котором наступает снижение скорости бурения, а затем несколько повышают её до первоначальной величины [31].

Мягкие породы и средней твердости долотами с зубчатым вооружением следует разбуривать с примерно постоянной в течение рейса нагрузкой, обеспечивающей максимальную скорость бурения.

При бурении твердых пород осевую нагрузку к концу рейса, как правило, повышают для сохранения уровня скорости бурения. При бурении твердых пород долотами со штыревым вооружением осевая нагрузка может быть постоянной и равняться максимально рекомендуемой.

Основными признаками, указывающими на необходимость подъема долота из скважины, являются:

• резкое снижение механической скорости бурения и рывки инструмента, что свидетельствует об износе опор шарошек;

• снижение скорости бурения по однородным по твердости горным породам, что указывает на износ вооружения долота.

#### Контрольные вопросы и задания к главе 5

1. Область применения и назначение инструмента с резцами из твердого сплава.

2. Основы механизма разрушения горной породы инструментом с резцами из твердого сплава.

3. От каких параметров зависит глубина внедрения в породу резца из твердого сплава?

4. Влияние параметров режима бурения и геометрии резцов на механическую скорость бурения.

5. Изнашивание резцов из твердого сплава и рациональные параметры режимы бурения инструментом с резцами из твердого сплава.

6. Назначение и область применения буровых инструментов из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов.

7. Вооружение, механизм разрушения и параметры режима бурения инструментами с резцами из поликристаллических алмазов.

8. Назначение, основные параметры конструкции, виды алмазного бурового инструмента.

9. Характер разрушения горной породы алмазными резцами.

10. Основные аспекты механизма разрушения горных пород алмазными резцами различной геометрической формы: необработанным, овализованным, полированным алмазом.

11. Механизм углубления забоя скважины при бурении алмазным буровым инструментом.

12. Какова связь механической скорости бурения с коэффициентом сопротивления вращению алмазного инструмента при бурении?

13. Объясните причины и дайте характеристику динамических нагрузок на алмазные резцы при бурении горных пород, в том числе трещиноватых.

14. Влияние выпуска алмазов из матрицы на эффективность бурения. Способы задания необходимого выпуска алмазов из матрицы.

15. Каково влияние сил трения на процесс бурения алмазным инструментом.

16. Каков температурный режим работы алмазного бурового инструмента?

17. Механизм заполирования алмазного инструмента, влияние заполирования инструмента на процесс бурения и способы устранения заполирования бурового инструмента.

18. Каковы принципы выбора оптимальных параметров режима алмазного бурения?

19. Направления интенсификации процесса разрушения горной породы при алмазном бурении.

20. Назначение и область применения шарошечных долот.

21. Вооружение и конструкции шарошечных долот.

22. Механизмы разрушения горных пород шарошечными долотами.

23. Механизм и назначение эффекта проскальзывания шарошек при работе шарошечных долот.

24. Системы очистки забоя при бурении шарошечными долотами.

25. Основы динамики работы шарошечных долот, влияние свойств горных пород и параметров буровой компоновки на показатели бурения шарошечными долотами.

26. Параметры режима бурения шарошечными долотами.

27. В чем особенности разрушения трещиноватых горных пород при бурении?

#### Глава б

## РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОМ, УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОМ И УДАРНОМ СПОСОБАХ БУРЕНИЯ

### 6.1. Разрушение горных пород при вращательно-ударном способе бурения

Эффективность вращательного бурения твердых горных пород алмазным и шарошечным буровым инструментом может быть существенно повышена за счет наложения высокочастотных ударных импульсов.

Вращательно-ударный способ бурения – это метод разрушения пород вследствие воздействия осевой нагрузки, крутящего момента, характерных для вращательного бурения, и динамической нагрузки, прилагаемой к буровому инструменту в режиме высокочастотных ударных импульсов малой и средней энергии.

Вследствие приложения высокочастотных ударных импульсов в горной породе развиваются дополнительные напряжения и формируются трещины. Особенно значительным становится эффект от ударных импульсов при бурении чрезвычайно твердых, хрупких и малоабразивных горных пород, поскольку применяемые осевые нагрузки на инструмент при вращательном бурении скважин диаметром 46, 59, 76 мм могут быть недостаточны для создания необходимых для объемного разрушения горных пород напряжений. При этом более вероятен недостаток разрушающих напряжений при алмазном бурении твердых и очень твердых горных пород коронками с увеличенной шириной матричного кольца (коронки для бурения снарядами со съемным керноприемником – ССК) и бурении долотами, поскольку в данных случаях особенно проблематично создание достаточных для разрушения контактных напряжений из-за увеличенной площади торца буровых инструментов. Повышение же осевой нагрузки до определенных пределов при вращательном бурении твердых горных пород сдерживается ограниченной прочностью бурильных колонн (особенно колонн ССК), их деформируемостью и, соответственно, вибрацией при бурении, ограничением мощности привода буровых станков при бурении на близких к предельным, по мощности привода, глубинах, наличием кривизны ствола скважины и др.

В этих случаях дополнительным силовым фактором, способным интенсифицировать процесс разрушения горной породы, является ударный импульс малой и средней мощности, передаваемый буровой компоновке и буровому инструменту с высокой частотой.

Немаловажным обстоятельством, определяющим повышение эффективности бурения при наложении высокочастотной вибрации на буровую компоновку, является снижение коэффициента трения между колонной и стенкой скважины, что приводит к значительному улучшению условий работы деформированной бурильной колонны.

Так, например, вибрационный, с наложением крутильных колебаний, вид движения бурильной колонны и бурового инструмента преобразуется в более равномерный, максимально соответствующий оптимальным условиям передачи к буровому инструменту осевой нагрузки и крутящего момента.

Рост показателей вращательно-ударного бурения связан со снижением подклинок керна в колонковом снаряде, что также является следствием продольного вибрирования бурового снаряда.

# 6.1.1. Разрушение горных пород алмазным инструментом в режиме вращательно-ударного бурения

Обоснование эффективности бурения алмазным инструментом с наложением высокочастотных ударных импульсов сделано в [12].

Анализ условий работы алмазных резцов показывает, что стойкость алмазов при вращении обусловлена прежде всего изгибающими напряжениями, а не напряжениями на раздавливание. Известные [9, 10, 12, 30, 33 и др.] и представленные в данном пособии зависимости расчета усилия резанияскалывания твердосплавными и алмазными резцами показывают, что основная часть этого усилия (60–80 %) расходуется на преодоление силы трения резцов о породу (см. зависимости (5.12), (5.53)) и лишь меньшая доля собственно на разрушение породы.

Тангенциальное усилие в общем виде определяется суммой сил, затрачиваемых на разрушение породы  $F_p$  и преодоление сил трения  $F_{Tp}$  $(F_T = F_p + F_{Tp}).$ 

Рассмотрим полученные ранее зависимости определения тангенциального усилия для твердосплавного и алмазного резцов:

$$F_{\rm T} = \frac{\sigma_{\rm c\kappa} h l (1 + \mathrm{tg} \,\varphi) n_{\rm p}}{\sin \gamma_{\rm c\kappa}} + P_{\rm oc} f ;$$
$$F_{\rm T} = \frac{\pi \left(h + 0.25 \sqrt{dh}\right)^2 n_{\rm p}}{2 \mathrm{tg} \,\gamma_{\rm c\kappa}} \sigma_{\rm c\kappa} + P_{\rm oc} f .$$

Как следует из приведенных формул, повышение осевого усилия приводит прежде всего к росту силы трения резцов о породу.

Таким образом, имеющийся значительный резерв прочностных свойств резцов на сжатие при вращательном бурении не реализуется, поскольку повышение осевого усилия приводит к скалыванию резцов, испытывающих значительные поперечные нагрузки, сопровождающиеся ударами, характерными для процесса скалывания твердых и хрупких горных пород. Реализовать резерв прочности резцов в осевом направлении возможно за счет импульсного приложения нагрузки в направлении перпендикулярном плоскости забоя. В этом случае, в результате кратковременности действия ударного импульса силы трения на границе резец – горная порода не успевают развиваться и тангенциальная составляющая разрушения породы, несмотря на передачу дополнительной энергии, увеличивается незначительно. При этом важным обстоятельством является вибрирование инструмента и ударный характер нагрузок, что приводит к снижению коэффициента трения и способствует скалыванию и отделению кусочков породы от забоя.

Таким образом, прилагая нагрузку в виде кратковременных импульсов, направленных перпендикулярно к плоскости забоя, можно передавать для разрушения горной породы бо́льшую энергию и интенсифицировать процесс вращательного бурения. При этом более полно будет использован потенциал прочности породоразрушающих резцов бурового инструмента.

На рис. 6.1, *в* приведена схема, которая дана в развитие ранее представленных на рис. 5.59 и 5.60 схем работы алмазного резца при вращательном бурении. Из данной схемы следует, что приложение ударного импульса интенсифицирует разрушение породы за счет повышения осевой силовой составляющей, что приводит к росту глубины внедрения резца и дополнительному развитию трещин предразрушения забоя. При этом тангенциальное усилие возрастает в меньшей степени в сравнении с вращательным бурением, что незначительно увеличивает износ и сохраняет работоспособность резцов.

Если при анализе использовать ранее полученную зависимость (5.54) для расчета глубины внедрения резца с учетом влияния на разрушение усилия, реализуемого ударным импульсом  $P_{\rm yd}$ , то это выражение будет выглядеть следующим образом:

$$h = \frac{12\sqrt{\left(P + P_{yx}\right)^2 + F_r^2} \left(1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}\right)}{\pi dE \left(3\varepsilon - \alpha t \ln \frac{\tau}{\tau_0}\right)}.$$
(6.1)

При приложении к алмазной коронке ударных импульсов алмазы внедряются в породу, а избыточный запас энергии удара воспринимает матрица коронки. Повышение контактных напряжений и увеличение глубины внедрения алмазов в породу приводит к увеличению объема слоя породы, разрушаемого за один оборот. В результате отмечается образование крупных частиц шлама, происходит интенсивный абразивный износ матрицы и более активное, в сравнении с вращательным бурением, обнажение алмазов. Таким образом, в меньшей степени проявляются условия, приводящие к заполированию алмазов. Практика гидроударно-алмазного бурения подтверждает чрезвычайно редкие случаи заполирования алмазов [31], что позволяет рекомендовать вращательно-ударное бурение алмазным инструментом горных пород, склонных вызывать заполирование алмазов.



Рис. 6.1. Схемы для анализа процесса разрушения породы алмазным резцом при изменении усилия  $F_{\tau}$  в процессе вращательного бурения (a,  $\delta$ ) и приложения ударного импульса  $\Delta P$  (a)

Приложением определенного количества энергии в виде ударного импульса достигается соответствующая глубина разрушения горной породы. Однако, как это уже отмечено (гл. 2, рис. 2.36, 2.38), приложение определенного количества энергии происходит скачкообразное увеличение объема и глубины лунки разрушения. Для практической реализации вращательно-ударного бурения с учетом реальной прочности резцов при проектировании высокочастотных гидроударных машин рациональную энергию удара выбирали по первому скачку разрушения, который для алмазных и твердосплавных резцов размером 1,5–2,0 мм наблюдается при энергии удара 0,3–0,5 Дж [12].

На рис. 6.2 представлены результаты исследования влияния ударных импульсов на показатели бурения алмазными коронками диаметром 59 мм [12].

Как следует из графиков, зависимости изменения механической скорости бурения и проходки на коронку имеют оптимальное значение при 15–20 Дж. С увеличением твердости горных пород оптимальные значения величины энергии удара смещаются в сторону меньших значений энергии. Осмотр алмазных коронок показал, что с увеличением твердости пород и энергии удара интенсивность износа алмазов увеличивается, что и приводит к снижению проходки на коронку.

Рациональной для алмазных коронок диаметром 59 мм оказалась энергия удара 15 Дж, для коронок диаметром 76 мм – 20 Дж.

Оптимальная частота ударных импульсов  $n_{yd}$ , передаваемых породе, при вращательно-ударном бурении должна быть равна частоте циклов разрушения породы резцами [12]. Частота циклов разрушения породы за один оборот инструмента на забое  $n_{u}$  определится из соотношения длины периметра забоя радиусом R и интервала скола породы передней гранью резца  $l_{u}$ [12]:

$$n_{\rm II} = \frac{2\pi R}{l_{\rm II}}.$$

Оптимальная частота ударных импульсов при принятом условии равенства частоте циклов разрушения породы резцами будет определяться из зависимости

$$n_{\rm yg} = \frac{\omega n_{\rm u}}{n_{\rm p}} = \frac{2\pi R \text{tg } \gamma_{\rm cK}}{h_{\rm g} n_{\rm p}} \omega, \qquad (6.2)$$

где  $h_{\pi}$  – глубина борозды разрушения резцом, м;  $n_{\rm p}$  – число активно работающих резцов в линии резания на торце коронки;  $\gamma_{\rm ck}$  – угол скалывания породы резцом, град.



Рис. 6.2. Зависимости показателей бурения алмазной коронкой 01А3 от энергии удара *А*: *а* – механической скорости ; *б* – проходки на коронку по породам: 1 – кварцит; 2 – гранит; 3 – лабрадорит; 4 – песчаник

Из формулы (6.2) следует, что оптимальная частота ударов по забою пропорциональна частоте вращения инструмента, а значит, при повышении частоты вращения буро-вого инструмента частота ударных импульсов

должна повышаться в равной степени. Действительно, опыт вращательноударного бурения сви-детельствует, что с увеличением частоты вращения инструмента при постоянной частоте ударов эффективность наложения ударных импульсов снижается: рост механической скорости бурения при частоте вращения 300 мин<sup>-1</sup> составил 1,5–2,0 раза, а при частоте вращения 1 000 мин<sup>-1</sup> – только 1,1–1,3 раза [31].

Рациональная частота вращения бурового инструмента с учетом абсолютного значения механической скорости бурения и ресурса инструмента, возможно, заключена между приведенными значениями частот вращения 300 и 1 000 мин<sup>-1</sup>.

При известной частоте ударов  $n_{yd}$ , реализуемой гидроударником, которая может варьировать в пределах 2 500–3 500 ударов в минуту, важно определить рациональную частоту вращения бурового инструмента. С учетом зависимости для расчета числа активно работающих резцов  $n_p$ (формула (5.53)) из зависимости (6.2) получим

$$\omega = \frac{n_{\rm yg} N_0 h}{2\pi R tg \,\gamma_{\rm ck}},\tag{6.3}$$

где  $N_0$  – число резцов в линии резания на торце коронки (средняя линия торца матрицы на расстоянии от центра торца, равном *R*); *h* – глубина внедрения резца в породу (рассчитывается по формуле (5.50), м.

Из приведенной зависимости следует, что для эффективной реализации вращательно-ударного алмазного бурения на высоких частотах вращения бурового инструмента следует применять забойные ударные машины, реализующие максимально возможные частоты ударов. Резерв повышения эффективности определяется также повышением глубины внедрения резцов в породу. Поэтому лучшие результаты бурения могут быть получены при использовании алмазного инструмента с заданным увеличенным выпуском резцов. Более высокой оптимальная частота вращения будет при бурении импрегнированными коронками, так как существенно возрастает число работающих резцов.

Результаты алмазного вращательно-ударного бурения в ПГО «Севзапгеология» (данные И. С. Афанасьева и др.) свидетельствуют, что лучшие результаты по механической скорости бурения получены при частотах вращения 300–780 мин<sup>-1</sup>, при этом интенсивность роста механической скорости бурения импрегнированными коронками оказалась выше, чем при бурении однослойными. В то же время эффект применения высокочастотных гидроударников ГВ-6 и Г-59В снижается при использовании однослойных коронок с более крупными алмазами.

Осевая нагрузка при вращательно-ударном бурении играет не меньшую роль, чем частота вращения, и должна подбираться наряду с частотой вращения. Для месторождений Северо-Запада по результатам буровых работ определено, что при частоте вращения инструмента 430 мин<sup>-1</sup> оптимальными для однослойных коронок будут осевые нагрузки 1 200–1 600 даН, а для импрегнированных – 1 100–1 800 даН.

При алмазном вращательно-ударном бурении на забой необходимо подавать пониженное количество промывочной жидкости, соответствующее требованиям бурения алмазным инструментом. В то же время для работы гидроударника требуется значительное количество промывочной жидкости, существенно превышающее нужное количество по условию эффективного разрушения породы алмазным инструментом.

Для уменьшения количества поступающей на забой промывочной жидкости в корпусе кернорвателя сверлят отверстия или применяют специальные делители потока промывочной жидкости.

Максимальный эффект от применения вращательно-ударного бурения в различных производственных организациях получен при бурении твердых, хрупких и малоабразивных горных пород, при разрушении которых алмазными коронками имеет место заполирование алмазов: механическая скорость возрастает на 30–40 %, углубление за рейс увеличивается на 15–25 %, ресурс коронок повышается на 35–50 %, выход керна возрастает с 70 до 80–90 %, снижается интенсивность естественного искривления скважин.

# 6.1.2. Разрушение горных пород шарошечными долотами в режиме вращательно-ударного бурения

Интенсификация процесса разрушения горных пород наложением ударных импульсов возможна и при бурении шарошечными долотами. Особенно оправдано применение ударных забойных машин при бурении достаточно твердых горных пород, для разрушения которых требуется значительная осевая нагрузка на долота.

Опыт применения (по данным А. Т. Киселева и В. Г. Кардыша) гидроударных забойных машин показал, что вследствие роста удельных контактных напряжений в породе при бурении горных пород VII–XII категорий по буримости при осевой нагрузке 15–20 кН и частоте вращения  $280-430 \text{ мин}^{-1}$  средний ресурс двухшарошечных долот диаметром 76 мм возрос вследствие применения высокочастотных гидроударников с 11 до 19 м, а скорость бурения увеличилась с 3,4 до 4,8 м/ч.

При этом достигнут более значительный рост показателей при бурении трехшарошечными долотами в сравнении с двухшарошечными, что подтверждает вывод о влиянии на эффективность разрушения породы прежде всего контактного напряжения, которое существенно возрастает при наложении ударного импульса. У трехшарошечных долот, как известно, площадь контакта вставок с породой забоя несколько выше, чем у двухшарошечных, а значит, роль дополнительной ударной нагрузки оказалась более значительной.

Применение гидроударников при бурении шарошечными долотами позволяет бурить на пониженных осевых нагрузках, но с более высокой механической скоростью, что в результате и сказывается на ресурсе долот.

При бурении шарошечными долотами в режиме вращательноударного бурения отмечено, что с повышением частоты вращения бурового инструмента эффективность разрушения породы снижается, т. е. остается справедливой закономерность, отмеченная ранее для вращательноударного бурения алмазным инструментом.

В зависимости от диаметра долот рекомендуются для использования гидроударники с различной энергией удара: для бурения долотами диаметром 59 мм подходят высокочастные ударные машины с энергией удара 15 Дж, для долот диаметром 76 мм гидроударники со средней частотой удара и энергией удара 60–80 Дж, а при бурении долотами диаметром 93 мм целесообразно использование гидроударников с высокой энергией и малой частотой ударного импульса.

Таким образом, для бурения долотами больших размеров более подходит ударно-вращательный способ бурения, при котором преобладает ударное разрушение горной породы над режимом вращательного бурения.

## 6.2. Разрушение горных пород при ударно-вращательном способе бурения

Ударно-вращательный способ бурения – способ разрушения горных пород ударными нагрузками, под действием которых происходит скалывание и дробление породы, а осевая нагрузка на инструмент и вращение бурового инструмента исполняют вспомогательную роль, обеспечивая процесс ударного разрушения породы.

Он применяется при бурении скважин погружными пневмоударниками и шпуров в твердых горных породах перфоратораторами.

Ударно-вращательный способ характеризуется высокими значениями энергии удара (не менее 40 Дж), малыми значениями частоты вращения бурового инструмента (10–60 мин<sup>-1</sup>) и осевой нагрузки (300–600 даН на инструмент диаметром 59–105 мм).

Вращение инструмента в сочетании с частотой ударов обеспечивает определенную схему поражения забоя (расстояние между ударами вставок о породу), которая может быть эффективной только при определенном соотношении частот удара и вращения. Привод вращения бурового инструмента при реализации ударновращательного бурения может быть:

• от бурового станка, т. е. за счет вращения всей бурильной колонны;

• поворотного механизма, обеспечивающего поворот долота во взаимодействии с циклом ударных нагрузок;

• возможно вращение колонны забойным гидродвигателем.

Осевая нагрузка при этом способе бурения носит вспомогательный характер и должна обеспечивать не внедрение резцов инструмента в породу, как это происходит при вращательном способе бурения, а постоянный контакт долота или коронки с забоем.

Результаты экспериментов, приведенные в [16], показывают, что при малых значениях энергии удара статическая осевая нагрузка способствует снижению энергоемкости разрушения, однако дальнейшее повышение энергии удара приводит к преобладающему влиянию на процесс разрушения динамической силы и влияние статической нагрузки становится несущественным (рис. 6.3).

Очевидно, что при ударно-вращательном бурении значительный недостаток осевого усилия приведет к отскакиваниям долота от забоя и эффект передачи ударного импульса будет снижен.

Чрезмерная осевая нагрузка приводит к тому, что породоразрушающие вставки будут находиться в постоянно заглубленном в породу положении, а это не позволит реализовать задаваемую вращением инструмента эффективную схему поражения забоя между ударами. В то же время высокая осевая нагрузка и задавливание резцов в породу при наложении мощного ударного импульса приводят к разрушению породоразрушающих вставок.

При ударно-вращательном бурении крайне важна схема поражения забоя породоразрушающими вставками бурового инструмента.

В [16] представлены результаты оценки влияния схемы нанесения ударов по забою клиновидными (острым и притупленным, рис. 6.4, *a*, *б*) инденторами. Эти исследования важны при обосновании параметров технологии ударно-вращательного бурения, в частности частоты вращения инструмента.

При рассмотрении трех схем поражения забоя (рис. 6.4, *a*, *б*, *в*) установлено, что минимальная энергоемкость разрушения достигается при реализации второй схемы поражения забоя острым индентором.

Результаты исследований приведены в табл. 6.1. Анализ данных показывает, что энергоемкость разрушения снижается при нанесении ударов по подготовленному и предварительно ослабленному забою. В этих условиях будут достаточно эффективны острые инденторы. При радиальном равномерном размещении резцов на торце коронки или долота вторая схема поражения забоя (рис. 6.4,  $\delta$ ) может рассматриваться как основная при обосновании параметров режима бурения.



Рис. 6.3. Зависимости энергоемкости разрушения *q* притупленным клином от энергии удара *А*<sub>уд</sub> при различных значениях статической нагрузки: *1* – 0,1 кН/см; *2* – 1 кН/см; *3* – 3,3 кН/см; *4* – 6,7 кН/см



Рис. 6.4. Схемы нанесения ударов в плоскости забоя (M = 16 мм): *а* – лунки не взаимодействуют друг с другом; *б* – повторные удары наносятся между лунками; *в* – удары по нарушенному забою

Таблица 6.1

n							~
HUANFOAMVOCTL	naonvilleuud	ΠΛΝΛΠΕΙ	пnи	ng2 THUULIV	CVEM9V	попальния	29000
JICPIUCMINUCID	разрушения	породы	npn		слетал	порамения	JAUUA
1	1 11	L / 1		1		1	

	Энергоемкость разрушения, Дж/см <sup>3</sup>				
Форма торца	Схема поражения	Схема поражения	Схема поражения		
индентора	забоя на рис. 6.4, <i>а</i>	забоя на рис. 6.4, б	забоя на рис. 6.4, в		
Притупленный клин	2 000	260	370		
Острый клин	400	160	280		

В [16] показано, что обязательным условием осуществления рациональной схемы нанесения ударов является смещение (отставание) ударов от предыдущих на определенное расстояние. Это, прежде всего, связано с тем, что вследствие вращения инструмента удар по забою наносится не под прямым углом, а с некоторым отклонением (косой удар). Именно поэтому для рационального использования энергии удара следует обеспечивать некоторое смещение центра удара, а расстояние K от следа первого удара может составлять 0,6–0,75 M (рис. 6.5).

Исходя из представленной схемы оптимальная частота вращения бурового инструмента при заданной частоте ударов по забою *n*<sub>уд</sub> определится из зависимости [16]

$$\omega_{\text{опт}} = \frac{n_{\text{уд}}M}{\pi D_{\mu} - KZ},$$
(6.3)

где M – расстояние между соседними лунками разрушения породы на забое, м;  $D_{\mu}$  – диаметр бурового инструмента, м; K – расстояние равное (0,6– 0,75) M, м; Z – число радиальных лезвий на торце бурового инструмента.

За один удар забой скважины углубится на расстояние  $h_{\rm cp}$ , которое можно определить из зависимости

$$h_{\rm cp} = \frac{F_{\rm n}Z}{F_{\rm 3a6}},\tag{6.4}$$

где  $F_{\pi}$  – объем лунки разрушения, м<sup>3</sup>;  $F_{3a6}$  – площадь забоя скважины, м<sup>2</sup>.

Учитывая, что механическая скорость бурения определиться из зависимости

$$v_{\rm M} = h_{\rm cp} \omega_{\rm off}$$

имеем

$$v_{\rm M} = \frac{F_{\rm n}Z}{F_{\rm 3a6}}\omega_{\rm ont} \,. \tag{6.5}$$

Энергию удара можно представить в виде соотношения

 $A \ge F_{\pi}q$ ,

где *q* – удельная энергоемкость разрушения породы, Дж/м<sup>3</sup>.

Определив объем лунки разрушения из соотношения геометрических параметров породоразрушающей вставки, например в виде притупленного клина, можно получить зависимость для расчета энергии удара для образования лунки разрушения

$$A = a^2 \operatorname{tg} \alpha Lq \,, \tag{6.6}$$

где *а* – ширина площадки притупления вставки, м; α – угол наклона борта лунки разрушения, град; *L* – длина лезвия вставки, м.

Используя полученные зависимости, записываем [16]:

$$v_{\rm M} = \frac{AZMn_{\rm yg}}{qF_{\rm 3a\delta}(\pi D_{\rm H} - KZ)}.$$
(6.7)

Таким образом, механическая скорость бурения пропорциональна энергии и частоте ударов по забою, числу породоразрушающих вставок на торце инструмента, но обратно пропорциональна энергоемкости разрушения и площади забоя скважины, т. е. зависимость (6.7) подтверждает основную зависимость скорости бурения от основных факторов (4.3). Из формулы (6.7) следует, что если повышать количество породоразрушающих лезвий на торце при минимальной длине каждого из них, то это позволит снизить затраты энергии на образование лунки разрушения (см. зависимость (6.6)) и повысит скорость бурения. В данном случае речь может идти о применении полусферических породоразрушающих вставок определенного радиуса сферы.

На рис. 6.6. дана зависимость механической скорости бурения при пневмоударном бурении долотами, вооруженными лезвиями с радиальным расположением от частоты вращения. Из графиков следует, что в диапазоне частот вращения  $0-100 \text{ мин}^{-1}$  отмечается 2-3 экстремальных значения. Представленные графики подтверждают наличие рациональной схемы поражения забоя, которая определяется частотой вращения инструмента. Минимальная скорость бурения (точки 2,  $2^{1}$ ) получена при совпадении лунок разрушения с повторным нанесением ударов. Максимальная скорость бурения (точки 1,  $1^{1}$ , 3,  $3^{1}$ ) получена при нанесении ударов по выступам, расположенным между лунками разрушения.



Рис. 6.5. Схема поражения забоя при ударно-вращательном бурении



Рис. 6.6. Зависимость механической скорости бурения от частоты вращения: I – известняк VII категории по буримости; II – кварцит X категории по буримости

В случае если породоразрушающие вставки располагаются на торце инструмента не по радиальной схеме, зависимость механической скорости бурения от частоты вращения будет иной, отличной от представленной на рис. 6.6. Поперечное расположение лезвий на торце, а также применение сферических породоразрушающих вставок приводит к тому, что зависимость механической скорости бурения от частоты вращения инструмента получила форму параболы с одним максимумом (рис. 6.7) [16].

При этом характерно, что для менее твердых пород максимум частоты вращения, при котором достигнута наиболее высокая механическая скорость бурения, смещен в сторону больших значений (~ 50 мин<sup>-1</sup>), а при бурении твердых и крепких пород максимальная скорость бурения получена при малых значениях частоты вращения (~ 30 мин<sup>-1</sup>). На рис. 6.7 эта закономерность отмечена восходящей стрелкой через вершины максимальных значений графиков скорости бурения.

Зависимость скорости ударно-вращательного бурения от осевой нагрузки определяется тем, что с ее увеличением в начале рейса механическая скорость бурения возрастает, но в течение рейса снижается и тем интенсивнее, чем она выше (рис. 6.8). Эти данные показывают, что чрезмерные осевые нагрузки при ударно-вращательном бурении приводят к более интенсивному разрушению породоразрушающих вставок.



Рис. 6.7. Зависимость скорости бурения от частоты вращения снаряда в породах различной категории по буримости долотами с поперечно-радиальным расположением вставок на торце



Рис. 6.8. Зависимость скорости бурения от длины рейса при частоте вращения снаряда 40 мин<sup>-1</sup> и различных осевых нагрузках: *1, 2, 3, 4* – осевая нагрузка 5, 10, 15 и 20 кН соответственно

Зависимость скорости бурения от давления сжатого воздуха показывает практически прямопропорциональный рост скорости бурения при повышении давления (рис.6.9) [16].

При этом повышение давления сжатого воздуха, например, при бурении бесклапанными пневмоударниками высокого давления фирмы *Atlas Copco* типа *Cop* до значений 2–2,5 МПа приводит к значительному росту механической скорости, предельные значения которой не установлены.

Более высокая скорость бурения достигается в более твердых гранитах в сравнении с существенно менее твердым известняком (рис. 6.10). Пневмоударники типа *Cop* 32, *Cop* 42, *Cop* 52, *Cop* 62 предназначены для бурения скважин диаметром 85–165 мм, в том числе по технологиям *OD*, *ODEX* и *DEPS*.

*OD, ODEX, DEPS* – системы ударно-вращательного бурения по валунно-галечникам с одновременным креплением ствола скважины обсадной колонной компании *Atlas Copco*:

• *OD(over drilling)* – погружной пневмоударник инициирует удары как по вращаемой обсадной колонне с породоразрушающим башмаком, так и внутренней бурильной колонне;

• ODEX (over drilling excentrics) – усовершенствованная система OD, в которой происходит бурение расширенного ствола скважины специальным эксцентричным долотом и одновременное его крепление обсадной колонной;

• *DEPS* – удары по обсадной и бурильной колонне наносятся двумя различными пневмоударниками, что удваивает ударную мощь системы и позволяет бурить более глубокие скважины.



Рис. 6.9. Зависимость механической скорости бурения от давления воздуха в различных по категории буримости породах: *1* – VIII; *2* – IX; *3* – X; *4* – IX; *5* – X



Рис. 6.10. Зависимость механической скорости бурения пневмоударниками высокого давления типа *Сор* в известняке (2) и граните (1)

Забойные ударные машины *Cop* 32 работают при давлении воздуха 0,6–1,2 МПа с частотой 1 300–1 650 ударов в минуту и предназначены для бурения скважин диаметром 85–100 мм. Пневмоударники *Cop* 42 работают при давлении 0,6–2,5 МПа с частотой ударов 1300–2100 ударов в минуту и предназначены для бурения скважин диаметром 105–125 мм.

В настоящее время ударно-вращательное бурение пневмоударниками высокого давления является наиболее производительным из всех существующих механических способов бурения. Этот способ бурения становится все более популярным при выполнении геологоразведочных работ, что объясняется его более низкой стоимостью. В то же время шламовая проба не может по качеству быть сопоставима с керном, но в настоящее время техника бурения и техническое оснащение методов оценки пробы достаточно усовершенствованы и соответствуют требованиям геологической службы.

На сегодняшний день в таких станах, как США, ЮАР, Австралия, в силу сложившихся тенденций значительная часть скважин бурится с опробованием, которое основывается на комбинированном варианте: до рудной зоны бурение ведется с обратной циркуляцией очистного агента с отбором шламовой пробы, а по рудной зоне производится отбор керна.

Таким образом, ударно-вращательное бурение получает все большее распространение при проведении геологоразведочных работ, появляются новые мощные забойные машины и инструменты, совершенствуется технология бурения и методика опробования по шламу.

С повышением глубины скважины вследствие увеличения сопротивлений и давления воздуха скорость бурения снижается. Например, при повышении глубины скважины от 100 до 200 м скорость бурения снизилась на 35 % [16]. Поэтому с глубиной снижается производительность бурения пневмоударниками, наблюдается намокание шлама и образование сальников, осложнены условия опробования вследствие влияния подземных вод.

При этом важно подчеркнуть, что эффективность пневмоударного бурения в слабообводненных породах снижается, если используется низкое давление воздуха в пределах 0,3–0,5 МПа. При бурении пневмоударниками высокого давления подобные проблемы могут возникнуть только при значительной (более 500 м) глубине скважин в связи со снижением давления подаваемого воздуха вследствие роста аэродинамических сопротивлений с глубиной скважины, что ведет к ухудшению выноса шлама, образованию сальников и осложнениям при подъеме инструмента.

Одним из средств борьбы с осложнениями в этих условиях является применение воздуха с добавками поверхностно-активных веществ (ПАВ).

В то же время известно, что применение смеси воздуха и ПАВ дает снижение механической скорости бурения вследствие падения ударной мощности забойной машины. Например, при расходе ПАВ в пределах 5–6 л/мин с изменением концентрации в растворе от 0,5 до 4 % скорость бурения понижается незначительно (в пределах 10 %), а при повышении концентрации ПАВ до 5 % и более ведет к снижению механической скорости на 25–35 % [16].

Других особенностей бурения с ПАВ, которые бы могли повлиять на выбор параметров режима бурения, в практике не отмечено.

# 6.3. Разрушение горных пород при ударном способе бурения

Ударный способ разрушения горных пород относится к наиболее древним. В настоящее время он реализуется при проведении геологоразведочных работ как ударно-канатный и ударно-забивной. Ударно-канатный способ бурения чаще всего применяют при разведочных работах на россыпных месторождениях, а ударно-забивной – при бурении всухую рыхлых и мягких пород с целью получения качественной пробы.

Различают также ударно-штанговое бурение, которое вместе с ударно-канатным относится к ударно-поворотному способу бурения.

Породоразрушающие инструменты, применяемые при ударноканатном бурении имеют клиновидную форму рабочей торцевой поверхности (рис. 6.11, a,  $\delta$ , b). Основными элементами таких долот являются лезвие 1, щеки 2, корпус 3 и резьбовая головка 4 для присоединения к буровому снаряду.

Лезвие долота имеет следующие параметры:

• угол приострения α;

• длину, которая определяет диаметр скважины;

• форму, которая может быть плоской (рис. 6.11, *a*), вогнутой (рис. 6.11, *б*) или дугообразной (рис. 6.11, *в*).

У долот может быть различным и количество лезвий: у плоских долот одно лезвие, крестовых – два пересекающихся лезвия, двутавровых – одно основное и два дополнительных по краям и др.

Усилия, разрушающие породу при ударном бурении, носят динамический характер, а разрушение происходит за счет дробления, смятия и скалывания породы.

При внедрении лезвия долота в твердую хрупкую породу под его торцом она дробится, а разрушенная вытесняется из под торца долота. Разрушение породы определяется влиянием ряда факторов, таких как сила удара  $P_{\rm d}$ , количество ударов *m*, наносимых по забою, величина угла поворота долота после каждого удара.

Внедрение бурового инструмента в породу сопровождается образованием четырех зон разрушения (рис. 6.12) [26]. Величина и соотношение этих зон зависят от свойств породы, определяющих ее способность разрушаться под действием ударного импульса, формы лезвий долота и их числа, величины ударного импульса и др.

Основы теории разрушения горных пород при ударном бурении разработаны Н. С. Успенским, рассматривались Б. И. Воздвиженским и С. С. Сулакшиным [33]. Основные положения этой теории сводятся к следующему.

При ударе с силой  $P_{\pi}$  долото внедряется в породу на глубину h (рис. 6.13, a). При внедрении происходит дробление и смятие породы по площадке  $S_{\kappa}$  контакта долота с забоем, величина которой определяется выражением

$$S_{\kappa} = Da , \qquad (6.8)$$

где *D* – длина лезвия долота, м; *a* – ширина площадки контакта долота с породой, м.



Рис. 6.11. Долото для ударного бурения: *а* – плоское; *б* – вогнутое; *в* – дугообразное



Рис. 6.12. Схема внедрения бурового инструмента в породу: *1* – зона дробления; *2* – зона разрушения; *3* – зона трещинообразования; *4* – зона скола

При внедрении в породу долото преодолевает силу сопротивления разрушению –N и сопротивление силы трения T, которые являются равнодействующими сил  $N_1$  и  $T_1$  соответственно, направленных против действия силы  $P_{\rm A}$  на каждой стороне лезвия долота (рис. 6.13, *a*). Внедрение долота в породу может происходить при следующем условии

$$P_{\rm m} \ge N + T. \tag{6.9}$$

Величина силы *N* определится из формулы

$$N = \sigma_{c*}S_{\kappa} = \sigma_{c*}Da. \tag{6.10}$$

Из схемы (рис. 6.13, *a*) следует, что ширина площадки контакта долота с породой может определяться по зависимости

$$a = 2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}.$$
 (6.11)

В выражение (6.10) подставим зависимость (6.11) и определим силу:

$$N = 2hD\sigma_{c*} tg\frac{\alpha}{2}.$$
 (6.12)

Величину силы трения *T* определим из схемы (рис. 6.13,  $\delta$ ). Из треугольника ОМК, у которого сторона ОМ = 0,5 *T*, а ОК = *T*<sub>1</sub>, следует

$$T = 2T_1 \cos\frac{\alpha}{2}.$$
 (6.13)

Сила трения  $T_1$  определяется силой прижатия  $N_1$  к породе и величиной коэффициента трения f долота о породу:

$$T_1 = fN_1,$$
 (6.14)

где *N*<sub>1</sub> – сила реакции породы при внедрении лезвия долота.



Рис. 6.13. Схема действия сил при внедрении долота в породу под действием силы удара [33]

Сила N<sub>1</sub> определяется из выражения

$$N_{1} = \frac{N}{2\sin\frac{\alpha}{2}} = \frac{2hD\sigma_{cx}tg\frac{\alpha}{2}}{2\sin\frac{\alpha}{2}} = \frac{hD\sigma_{cx}}{\cos\frac{\alpha}{2}}.$$
(6.15)

Подстановка выражения (6.15) в выражение (6.14) позволяет определить  $T_1$ :

$$T_1 = \frac{fh D\sigma_{\rm cxc}}{\cos\frac{\alpha}{2}}.$$
(6.16)

Из выражения (6.13) определим силу трения

$$T = 2 fh D\sigma_{c\pi}.$$
 (6.17)

В соответствии с выражением (6.8) определяем достаточную для разрушения породы силу удара

$$P_{\mu} = 2hD\sigma_{cm}(\mathrm{tg}\frac{\alpha}{2} + f). \tag{6.18}$$

Из выражения (6.18) определим глубину внедрения долота в породу под действием силы  $P_{\rm d}$ :

$$h = \frac{P_{\pi}}{2D\sigma_{c\pi}(\mathrm{tg}\frac{\alpha}{2} + f)}.$$
(6.19)

Из формулы (6.19) следует, что глубина внедрения повышается только за счет увеличения силы удара, но снижается при повышении диаметра долота, прочности горной породы, угла приострения лезвия долота и коэффициента трения на контакте лезвие долота – порода.



Рис. 6.14. Схема скалывания элементов породы при повторных ударах долота по забою [33]

Для разрушения породы по всей площади забоя необходимо нанести целую серию ударов. При этом долото должно поворачиваться после каждого удара на определенный угол β, для того чтобы порода разрушалась равномерно по всей площади забоя.

Объем скалывающейся породы будет зависеть от свойств пород, в частности прочности на скалывание  $\sigma_{ck}$ , глубины внедрения h, площади скалывания породы  $S_{ck}$  и величины скалывающей силы  $C_{ck}$ .

При одиночном ударе масштабы скалывания будут незначительны, так как отсутствуют дополнительные обнаженные поверхности. При повторных ударах после поворота долота на угол  $\beta$  и наличии дополнительных обнаженных поверхностей скалывание будет происходить по площади секторов  $S_{c\kappa}^{I}$  на забое, как это видно на рис. 6.14, и в стенках скважины – по цилиндрической поверхности  $S_{c\kappa}^{II}$ . Общая площадь скалывания

$$S_{\rm c\kappa} = S_{\rm c\kappa}^{\rm I} + S_{\rm c\kappa}^{\rm II}$$

Размеры площадок скалывания будут зависеть от диаметра скважины D, глубины внедрения долота или толщины скалываемого слоя h, сопротивления породы скалыванию и количества нанесенных ударов m, необходимых для разрушения породы по всей площади забоя.

Суммарная площадь скалывания [33]:

$$S_{\rm c\kappa} = \frac{\pi D}{m} (\frac{D}{4} + h). \tag{6.20}$$

Скалывание породы произойдет при условии, что

$$C_{\rm ck} \ge \sigma_{\rm ck} S_{\rm ck}. \tag{6.21}$$

С учетом выражения (6.20) усилие скалывания породы

$$C_{\rm ck} \ge \frac{\pi D \sigma_{\rm ck}}{m} (\frac{D}{4} + h). \tag{6.21}$$

Для плоского долота достаточное для разрушения число ударов инструмента по забою

$$m = \frac{360^{\circ}}{2\beta} = \frac{180^{\circ}}{\beta}.$$
 (6.22)

При подстановке в формулу (6.21) зависимости (6.22) получим

$$C_{\rm ck} \ge \frac{\pi D \sigma_{\rm ck} \beta}{180^0} (\frac{D}{4} + h). \tag{6.23}$$

Из зависимости (6.23) можно определить рациональный угол поворота долота для определенных условий бурения:

$$\beta = \frac{180^{\circ} C_{c\kappa}}{\pi D \sigma_{c\kappa} (\frac{D}{4} + h)}.$$
(6.24)

Из формулы (6.24) следует, что угол β может быть больше при повышении силы удара, но достаточный для скалывания. Угол поворота долота снижается при повышении прочности породы, диаметра долота и глубины его внедрения в породу.

#### Контрольные вопросы и задания к главе 6

1. Механизм разрушения горных пород при вращательно-ударном способе бурения.

2. Чем определяется рациональная частота ударных импульсов при вращательно-ударном бурении?

3. Механизм ударно-вращательного бурения.

4. Влияние схемы поражения забоя и частоты вращения инструмента на эффективность ударно-вращательного бурения.

5. Расчет оптимальной частоты вращения бурового инструмента при ударно-вращательном бурении.

6. Влияние давления сжатого воздуха на эффективность ударновращательного бурения.

7. Механизм разрушения горных пород при ударном способе бурения.

#### Глава 7

### УСЛОВИЯ КЕРНООБРАЗОВАНИЯ И УДАЛЕНИЕ ПРОДУКТОВ РАЗРУШЕНИЯ ИЗ ЗАБОЯ БУРИМОЙ СКВАЖИНЫ

### 7.1. Условия кернообразования при различных способах разрушения горных пород

При колонковом бурении процесс разрушения горных пород на забое непосредственно связан с кернообразованием.

Выяснением влияния различных условий бурения на выход керна занимались Б. И. Воздвиженский, С. С. Сулакшин, И. Б. Булнаев, Н. Т. Туякбаев, П. П. Пономарев и др. специалисты.

Данные о работоспособности алмазного инструмента показывают, что во всех горных породах с уменьшением выхода керна снижается и стойкость коронок, а расход алмазов увеличивается. Причины этого, прежде всего, связаны с разрушением трещиноватых, слоистых и перемежающихся по твердости горных пород. В то же время, очевидно, что основные потери керна – во время его обуривания коронкой, а снижение работоспособности коронок происходит за счет заклинивания и вторичного разбуривания попадающих в зазор между керном и матрицей, а также под торец коронки кусочков, отделившихся от керна.

Большое влияние на выход керна и его состояние оказывают применяемые режимы бурения. Например, увеличение осевых усилий при бурении особенно трещиноватых, слоистых горных пород будет приводить к возрастанию напряжений в приповерхностной забойной зоне, в том числе на поверхности керна (см. рис. 2.8).

Таким образом, если под торцом коронки действует напряжение сжатия, то в керне будет иметь место сдвиг. Напряжения сдвига при значениях, превышающих предел прочности горной породы на скалывание, могут привести к возникновению трещин в керне и нарушению его целостности с последующим истиранием отделенных столбиков при колебаниях и вращении в колонковой трубе.

Возникающие в призабойной зоне напряжения зависят не только от осевого усилия, но и формы торца коронок. Например, по данным специалистов ВИТР П. П. Пономарева и др., керн разрушается интенсивнее при бурении коронками с плоской и полузакругленной формой торца в сравнении со ступенчатой формой. Снижение толщины матриц коронок при одинаковой форме торца способствует более высокому выходу керна. Приведенные факты показывают, что разрушение керна происходит вследствие влияния напряжений и деформаций в породе, возникающих при бурении под действием осевого усилия, но при этом важна не только величина действующих напряжений и деформаций, но и геометрия их распространения в породе.

Например, как следует из схем на рис. 2.8, *а*, при плоском торце коронки линии деформации и напряжений в изотропной породе распространяются в виде симметричных, близких к окружностям линий, которые смыкаются в точке на оси скважины. При купольной форме торца линии напряжений и деформации повторяют профиль торца, вытянуты в осевом направлении и в меньшей степени взаимодействуют между собой, т. е. выбуренная в виде керна порода будет менее напряжена и нарушена. При значительном увеличении ширины матрицы (см. рис. 2.8, *в*) линии напряжений и деформации суммируясь, создают напряженное состояние породы и условия для интенсивного разрушения керна.

Ступенчатая, ориентированная наружу форма торца коронки (рис. 7.1) в изотропных горных породах обеспечивает преимущественное распространение линий напряжений и деформаций в породе в направлении стенки скважины. В результате керн менее подвержен разрушению и лучше сохраняется. Условием еще более надежного сохранения керна будет исполнение нижнего пилотного кольца ступенчатой коронки в форме купола или полукруга, поскольку в этом случае линии напряжений будут вытянуты в осевом направлении.

Если ступенчатость коронки ориентирована вовнутрь, условия кернообразования будут соответственно хуже, поскольку линии напряжений и деформации будут концентрироваться в направлении керна.

При бурении коронками ССК с *W*-образным профилем (рис. 5.53, 5.54) условия образования керна будут достаточно благоприятными.

Это связано, во-первых, с тем, что подобный профиль создает свободные поверхности разрушаемой породы, а это позволяет бурить достаточно производительно при умеренных осевых нагрузках.

Во-вторых, форма профиля способствует соосному со скважиной положению коронки на забое без значительных поперечных перемещений и ударных воздействий на керн.

И, наконец, *W*-профиль достаточно рационально «организует» напряжения под торцом, направляя их навстречу под прямым углом в направлении от плоскостей торцевых граней, что предохраняет от излишних напряжений керн и стенки скважины (рис. 7.2).

Для скалывания керна имеет большое значение расстояние АВ (рис. 7.1), поскольку оно является кратчайшим и определяющим проч-

ность керна. При его уменьшении, если напряжения в породе будут иметь прежнюю величину, возрастет вероятность скалывания породы по линии AB.



Рис. 7.1. Сх'ема распространения линий напряжений и деформаций под торцом ступенчатой коронки



Рис. 7.2. Схема распределения напряжений под торцом коронки с *W*-профилем: *I* – линии напряжений от резцов каждой грани выступа; *2* – линия суммарных напряжений

Скалывание породы керна становится возможным, если предел прочности породы на скалывание  $[\sigma_{c\kappa}]$  будет превышен действующим напряжением в точке *C* на оси керна (рис. 7.1).

В случае если происходит бурение анизотропных, например слоистых горных пород, конфигурация линий напряжения и деформации в породе будет задаваться не только геометрией торца коронки, но и ориентировкой слоистости, а также показателем анизотропии горной породы по упругости и твердости [21].

Как следует из ранее рассмотренной теории, слоистая горная порода более подвержена деформированию в направлении, перпендикулярном слоям и менее в направлении слоев (см. параграф 2.7).

На рис. 7.3 приведены возможные варианты распространения линий деформации и напряжений в слоистой породе. Анализ показывает, что при наружной ступенчатости асимметрия поля деформаций выходит за пределы ствола, что указывает на преимущественное разрушение породы стенки ствола, при внутренней ступенчатости торца коронки поле деформации смещено в сторону керна, что указывает на вероятностное разрушение керна.

Для слоистых горных пород скалывание керна будет происходить по плоскостям менее прочных слоев. В [34] приведены данные о влиянии угла встречи  $\gamma$  бурового инструмента со слоистостью горных пород на выход керна (рис. 7.4). Из приведенных данных следует, что с увеличением угла

встречи выход керна уменьшается, достигая минимума при 90°, но при этом растет величина углубления за рейс.



Рис. 7.3. Влияние профиля торца коронки на конфигурацию контура поля деформаций в анизотропной горной породе: *a* – профиль с наружной ступенчатостью; *б* – профиль с внутренней ступенчатостью; σ<sub>и</sub>, σ<sub>a</sub> – контуры полей деформаций в изотропной и анизотропной породах соответственно



Рис. 7.4. Варианты пересечения слоистых горных пород буровым инструментом (*a*) и графики зависимости выхода керна  $B_{\rm k}$  и углубления за рейс  $L_{\rm p}$  от угла встречи  $\gamma$  ( $\delta$ ): 1 – плоскости наиболее вероятного скола керна; 2 – керн

При углах встречи оси скважины с плоскостями слоев, близких 90°, увеличивается степень избирательного истирания более мягких слоев горных пород.

На рис. 7.5 приведены данные из [34], полученные по результатам бурения нескольких скважин и отражающие влияние угла встречи γ на избирательное истирание жильной рудной массы.

При бурении перемежающихся по твердости горных пород процесс кернообразования сопровождается искривлением керна в результате не-

равномерного разрушения горной породы как на забое, так и в стенке скважины [21]. В результате образующийся искривленный керн ломается вследствие невписываемости в колонковый набор.

В данном случае можно отметить общую закономерность, которая состоит в том, что при бурении анизотропных и перемежающихся по твердости горных пород наблюдается значительное влияние процесса разрушения пород на ряд показателей бурения. Это прежде всего механическая скорость бурения, проходка за рейс, искривление скважин и выход керна. Как следует из анализа этих процессов, все они имеют общую природу, основанную на механизме разрушения горных пород.

Отмеченная закономерность подтверждается данными П. В. Полежаева, которые представлены в [34]: с повышением механической скорости бурения выход керна увеличивается (рис.7.6). Следует отметить, что представленная на рис.7.6. зависимость не является бесспорной, так как при определенных условиях, например чрезмерно повышенной осевой нагрузке, будет происходить не только рост механической скорости бурения, но и интенсивное разрушение керна.



скважины на избирательное истирание рудной массы

скорости бурения на выход керна

Таким образом, речь может идти об условиях, которые являются оптимальными, как с точки зрения механической скорости бурения, так и ресурса бурового инструмента и устойчивости буровой компоновки. В этом случае очевидно, что повышение механической скорости бурения приводит к уменьшению интенсивности действия факторов, вызывающих разрушение керна. В то же время следует отметить, рост скорости бокового разрушения горных пород, т. е. скорости фрезерования, будет приводить

к дополнительному разрушению керна. Соотношение  $\frac{v_{\phi}}{v_{6}}$  является пока-

зателем фрезерующей способности бурового инструмента, значит выход керна будет обратно пропорционален коэффициенту фрезерующей способности бурового инструмента (см. формулу (4.14)).

Значительное влияние на формирование керна оказывает способ бурения.

При вращательном способе бурения существенным фактором, определяющим условия формирования керна, является режим вращения бурильной колонны, колонкового набора и буровой коронки.

Наиболее благоприятен для условий кернообразования режим равномерного вращения бурового инструмента, а наиболее неблагоприятной будет работа бурового инструмента в режиме качения (гипоциклического движения), при котором возможно образование винтового керна (см. рис. 4.24). В [7] отмечено, что в режиме работы алмазной коронки, который определен качением снаряда, в столбике керна интенсивно развиваются трещины и уменьшается диаметр керна, что приводит к заклиниванию и срыву керна.

Режим качения бурового инструмента возникает при значительном прогибе бурового набора и сопровождается повышенной вибрацией.

Для снижения прогиба и угла перекоса колонкового набора в скважине следует обеспечить его центрирование с использованием центраторов. В данном случае мера, принимаемая традиционно как средство снижения искривления скважины, приведет к защите керна от разрушения. Центрирование будет эффективно и для колонкового набора ССК, который является двойным, и содержит внутреннюю (установленную на подшипниках) керноприемную трубу. Керноприемная труба ССК при бурении не должна вращаться, что положительно влияет на сохранность керна. Однако вследствие прогиба колонкового набора керноприемная труба станет вращаться вместе с прогнувшейся наружной трубой, что резко снизит эффективность двойного колонкового набора по сохранению керна от разрушения.

На сохранность керна большое влияние оказывают колебания бурового инструмента и колонкового набора. При работе колонны генерируются продольные, поперечные и крутильные колебания (см. гл. 4).

Исследование влияния продольных и поперечных колебаний бурового снаряда на сохранность керна, проведенные в Иркутском политехническом институте И. Б. Булнаевым, показали, что поперечные колебания снижают выход керна, а продольные, наоборот, повышают его (рис. 7.7).

Данные закономерности объясняются тем, что поперечные колебания разрушают керн и чем выше их интенсивность (амплитуда и частота), тем в большей мере разрушается керн. Продольные колебания снижают возможность самозаклинивания керна в снаряде, уменьшая действие сил трения при прохождении керна в колонковую трубу.

Степень влияния продольных и поперечных колебаний на разрушение керна, как следует из графиков на рис. 7.7, различна. С увеличением частоты поперечных колебаний потери керна возрастают, а при увеличении частоты продольных колебаний потери кернового материала снижаются.



Рис. 7.7. Графики зависимости потери керна П<sub>к</sub> от частоты продольных и по-перечных колебаний и часто-ты вращения снаряда ω при бурении мрамора VI катего-рии по буримости: *I* – бурение без колебаний снаряда; *2* – бурение с поперечными колебаниями; *3* – бурение с продольными колебаниями

Таким образом, с целью лучшего сохранения керна следует устранять действие, прежде всего, поперечных колебаний, что возможно за счет использования высоко сбалансированных буровых снарядов, смазки бурового снаряда, добавок в буровые растворы, которые бы снижали трение между колонной и стенками скважины и рациональным подбором значений частоты вращения и осевой нагрузки.

Продольные колебания снаряда, как способствующие кернообразованию и сохранению керна, можно генерировать путем применения высокочастных гидроударников, которые снижают силы трения не только в колонковой трубе, но и между колонной и стенками скважины, приводя, таким образом, к уменьшению интенсивность поперечных колебаний снаряда.

При ударно-вращательном бурении, когда энергия ударных импульсов очень высока, в керне и стенках скважины развиваются поперечные трещины (см. гл. 2, рис. 2.39), что приводит к разрушению керна, особенно при бурении трещиноватой, слоистой или малопрочной горная порода. Поэтому режим ударно-вращательного бурения может использоваться для бурения с отбором керна только в ограниченных случаях, поскольку он не отвечает условиям, способствующим образованию керна [34].

При использовании шарошечных колонковых долот, работающих в режиме дробления-скалывания породы, динамические нагрузки могут быть очень существенны, особенно если возникают отскоки долота от забоя. В результате керн активно разрушается, и его выход может быть низким. Наиболее благоприятные условия для формирования керна возникают ют при алмазном колонковом бурении (при этом играет определенную роль размер резцов), а для образования керна лучше будут импрегнированные коронки, оснащенные мелкими алмазными резцами. В этом случае, если исключена вибрация бурильной колонны и обеспечена устойчивость колонкового набора, условия формирования керна можно считать практически идеальными. Вследствие возникающих в керне напряжений более эффективными для формирования керна будут тонкоматричные коронки, поскольку увеличенный размер керна и более низкие осевые нагрузки обеспечивают меньшее напряженное состояние керна и его более значительную прочность.

# 7.2. Удаление продуктов разрушения из забоя буримой скважины

Обеспечение эффективного бурения скважин (высокие механические скорости проходки и ресурс бурового инструмента) невозможно при несовершенной системе удаления продуктов разрушения с забоя скважины. Неудовлетворительно организованная система удаления продуктов разрушения приведет к накоплению продуктов разрушения — шлама на забое. В этих условиях буровой инструмент вместо разрушения породы забоя будет вынужденно осуществлять дополнительное перемалывание шлама.

Для удаления продуктов разрушения применяют техническую воду и различные растворы, газожидкостные смеси (ГЖС). Перечисленные очистные агенты используются в различных горно-геологических условиях, с определенными типами буровых инструментов, при разных способах бурения.

Полное и своевременное удаление с забоя продуктов разрушения является задачей, к которой следует стремиться. С этой целью нужно заниматься совершенствованием как бурового инструмента, так и системы промывки или продувки забоя скважины.

В реальных условиях бурения практически невозможно избежать дополнительных затрат энергии на разрушение, определенная доля которых тратится на переизмельчение шлама. При этом следует отметить, что процесс переизмельчения шлама является достаточно энергозатратным, поскольку, как отмечено в [8], будет в полной мере проявляться так называемый масштабный фактор упрочнения обломков горной породы. Под масштабным фактором понимают повышение прочности образца (обломка) при уменьшении его размера. Такое изменение прочности связывают с вероятностью проявления при разрушении значительного дефекта в по-
роде. В данном случае будет верен закон, из которого следует, что чем больше объем образца (обломка), тем выше вероятность появления в нем дефекта. Значительность дефекта определяется понижающим влиянием на прочность горной породы.

Упрочнение горной породы наблюдается при неудовлетворительной очистке забоя скважины. Многократное перемалывание породы способствует росту прочности частиц шлама, поэтому плохая система очистки забоя приводит к большому расходу энергии и изнашиванию бурового инструмента.

Известно, что по размеру частиц шлама, образующихся в процессе бурения и оказавшихся на выходе из скважины, судят об эффективности бурения. Преобладание мелкой фракции в продуктах разрушения свидетельствует о плохой системе очистки забоя и низкой эффективности разрушения горной породы.

Имеющийся опыт бурения показывает, что качественная очистка забоя и вынос шлама будут иметь место, если являются достаточными расход и скорость движения очистного агента. При этом режим течения очистного агента под торцом бурового инструмента должен быть максимально турбулентным, а его течение организовано в радиальных направлениях, что увеличивает эффект отделения шлама от забоя. Поток очистного агента в кольцевом пространстве над забоем не должен иметь значительных перепадов скорости течения, сопротивлений и завихрений, т. е. должен реализовываться ламинарный режим течения потока, несущего шлам [8, 18].

С увеличением расхода Q очистного агента должна, на первый взгляд, улучшаться очистка забоя. Однако с повышением расхода увеличиваются потери давления в кольцевом пространстве, а это приводит к росту гидравлического давления на забой скважины и создает неблагоприятные условия для отрыва шлама от поверхности забоя. В результате снижается механическая скорость бурения и стойкость инструмента.

В [7] в результате стендовых исследований алмазного бурения установлено также, что увеличение подачи промывочной жидкости ведет к изменению вида движения алмазной коронки в направлении от  $R_{12}^3$  (крутильные колебания с остановками бурового инструмента) к  $R_{12}^1$  (равномерного вращения), но при этом скорость механического бурения снижается. Скоростная киносъемка позволила установить, что причина этого заключается в снижении фактической нагрузки на забой скважины вследствие гидроподпора. В результате происходит отрыв коронки от забоя, а число работающих алмазов при подаче жидкости 120 л/мин в сравнении с подачей 40 л/мин, уменьшается в 2 раза.

Влияние подачи промывочной жидкости на работу инструмента заключается в повышении давлений в наиболее узких зазорах циркуляционной системы, что приводит к гидроподпору торца бурового инструмента и повышению гидравлического давления на забой скважины.

Таким образом, снижается контактное давление на породу со стороны инструмента, ухудшаются условия отрыва шлама от забоя и в, конечном итоге, снижается механическая скорость бурения (рис. 4.18). Максимальной механической скорости будет соответствовать оптимальное количество подаваемой в скважину промывочной жидкости.

Для улучшения очистки забоя скважины следует совершенствовать гидравлическую систему подвода к забою и отвода от забоя промывочной жидкости. Это решается за счет применения гидродинамических струйных насадок шарошечных долот (см. гл. 5, рис. 5.100), приближенных к забою и направляемых радиально, что позволяет обеспечить отрыв частиц шлама от забоя введением в промывочные растворы смазывающих добавок, снижающих силы, удерживающие частицы шлама на забое.

Рост гидравлических сопротивлений в радиальном зазоре между стенками скважины и колонной бурильных труб приводит к повышению угнетающего давления  $P_{\rm v}$ .

Угнетающее давление равно разности давлений на забое скважины  $P_3$  и в полости, образованной при разрушении горной породы, трещины  $P_{\rm T}$ :

$$P_{\rm y} = P_{\rm 3} - P_{\rm T}.$$
 (7.6)

Давление на забое скважины образуется из давления столба очистного агента, например гидростатического  $\sigma_r$ , если в качестве очистного агента используется водный раствор, или атмосферного  $p_o$ , если применяют для очистки забоя сжатый воздух и давления гидравлических или аэродинамических сопротивлений  $p_c$ , возникающих при движении водного или газообразного очистного агента в кольцевом пространстве между колонной бурильных труб и стенками скважины (рис. 7.8, *a*):

$$P_3 = \sigma_{\rm r} + p_{\rm c}. \tag{7.7}$$

Гидростатическое давление  $\sigma_{r}$  рассчитывается по формуле (1.9). Из зависимости, видно, что это давление пропорционально увеличивается с глубиной скважины и при повышении плотности бурового раствора.

Давление *p*<sub>c</sub>, возникающее как сумма гидравлических сопротивлений, определяется по формуле [19]:

$$p_{\rm c} = \lambda_{\rm KII} \frac{\nu^2 \rho_{\rm K}}{2(D-d)} H \cdot 10^{-6}, \qquad (7.8)$$

где  $\lambda_{\kappa n}$  – коэффициент гидравлических сопротивлений в кольцевом пространстве; v – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с;  $\rho_{\pi}$  – плотность жидкости, обогащенной шламом, кг/м<sup>3</sup>; D, d – диаметры ствола скважины и бурильных труб соответственно, м; H – длина скважины, м. При промывке скважины водой и другими маловязкими жидкостями коэффициент λ<sub>кп</sub> рассчитывается по формуле [19]:

$$\lambda_{\rm kff} = \frac{0.3164}{\sqrt[4]{\rm Re}},\tag{7.9}$$

где Re – параметр Рейнольдса;



Рис. 7.8. Влияниеугнетающего давления на процесс разрушения горной породы при бурении

При промывке скважины глинистым раствором или другими вязкими жидкостями коэффициент λ<sub>кп</sub> рассчитывается по формуле [19]:

$$\lambda_{\kappa\Pi} = \frac{0,075}{\sqrt[8]{Re}}.$$
 (7.10)

При малых значениях параметра Рейнольдса (<1 200 – ламинарный режим течения жидкости) коэффициент  $\lambda_{\kappa n}$  может быть меньшим в сравнении с расчетом по вышеприведенным формулам и определяться по зависимости [19]:

$$\lambda_{\rm KII} = \frac{14,6}{({\rm Re})^{0,9}}.$$
 (7.11)

Таким образом, проанализировав представленные выше формулы, можно отметить, что величина гидравлических сопротивлений при равной длине скважины будет зависеть прежде всего от скорости потока очистного агента, его плотности и вязкости, величины зазора между стенками скважины и бурильными трубами и режимом течения жидкости: максимальные сопротивления будут в случае турбулентного режима, а минимальные – ламинарного.

Современное алмазное бурение характеризуется малыми зазорами между стенкой скважины и колонной бурильных труб особенно при работе снарядами ССК и высокими частотами вращения бурового инструмента. В этих условиях характер потока и гидравлические сопротивления при его движении в кольцевом пространстве существенно зависят от частоты вращения колонны.

Для алмазного высокочастотного бурения коэффициент  $\lambda_{\kappa n}$  рассчитывается по зависимости [19]:

$$\lambda_{\rm KII} = \lambda \sqrt{1 + 0.45 \left(\frac{\pi d\omega}{60\nu}\right)^2}, \qquad (7.12)$$

где  $\omega$  – частота вращения колонны бурильных труб, мин<sup>-1</sup>;  $\lambda$  – коэффициент гидравлических сопротивлений, определяемый при отсутствии вращения колонны.

Коэффициент λ определяется по формуле [19]:

$$\lambda = 0,094 \sqrt{\frac{K_{\rm III}}{D-d} + \frac{68}{\rm Re}}, \qquad (7.13)$$

где  $K_{\rm m}$  – коэффициент, который для условий алмазного бурения принимается равным  $0,03 \cdot 10^{-3}$  м.

Анализ представленных зависимостей показывает, что при высокочастотном алмазном бурении давление гидравлических сопротивлений прокачивания жидкости по кольцевому зазору существенно превышают давления сопротивлений при бурении на низких частотах вращения, а режим течения жидкости, независимо от вязкости, соответствует турбулентному. Повышению давления и турбулентности потока способствуют также минимальные кольцевые зазоры между скважиной и бурильной колонной.

Например, по данным из [10] перепад давления в кольцевом пространстве увеличивается в 2,5–4 раза при частоте вращения 1 000–1 500 мин<sup>-1</sup> бурового снаряда ССК-59.

На рис. 7.9. приведены экспериментальные данные СКБ ВПО «Союзгеотехника» [10] об изменении гидравлических сопротивлений с повышением частоты вращения колонны. В результате проведенных исследований установлено, что суммарные потери давления линейно увеличиваются с ростом частоты вращения колонны.

Таким образом, при алмазном бурении возникают достаточно сложные условия для разрушения породы и удаления продуктов разрушения с забоя вследствие роста угнетающего давления.

Исследования во ВНИИБТ показали, что с увеличением угнетающего давления происходит уменьшение угла естественного скалывания горной породы при вдавливании в нее породоразрушающего индентора (угол между направлением выхода трещины на забой скважины и осью скважины). Это приводит к снижению глубины лунки разрушения, соответственно объема разрушенной горной породы и росту энергоемкости процесса разрушения [8].

Суть влияния угнетающего давления состоит в том, что при образовании трещины в породе на забое под действием породоразрушающего

элемента (рис. 7.8,  $\delta$ ), давление, равное сумме гидростатического  $\sigma_{r}$  и давления сопротивления  $p_{c}$ , сдерживает развитие разрушения, прижимая (угнетая) образующийся осколок породы к забою и не позволяя ему окончательно отделиться от массива породы. При этом возможны следующие варианты соотношения действующих давлений, определяющих эффективность процесса разрушения породы и удаления продуктов разрушения с забоя.



Рис. 7.9. Зависимость гидравлических потерь в вертикальной скважине глубиной 100 м, обсаженной трубами диаметром 73 мм от частоты вращения: 1, 1<sup>\*</sup>, 1<sup>\*\*</sup> – бурильные трубы d = 50 мм; 2, 2<sup>\*</sup> – бурильные трубы d = 54 мм; 1, 2 – расход промывочной жидкости 25 л/мин; 1<sup>\*</sup>, 2<sup>\*</sup> – 50 л/мин; 1<sup>\*\*</sup> – 75 л/мин 1. Максимальным угнетающее давление, равное сумме ( $\sigma_r + p_c$ ), будет в том случае, если давление в полости трещины  $P_T = 0$ , что возможно при отсутствии проникновения бурового раствора и его фильтрата в полость трещины и равенства нулю порового давления  $p_f$ . Последнее возможно при бурении твердых горных пород, у которых отсутствует пористое пространство.

Подобные условия могут возникать в том случае, если используется высоковязкий буровой раствор, и время контакта породоразрушающего резца l (рис.7.8,  $\delta$ ) или зуба с породой будет настолько мало, что буровой раствор не успеет проникнуть в трещину. В этом случае может происходить значительное сдерживание процесса разрушения горной породы.

2. В случае если раствор активно проникает в трещину и заполняет ее, то давление в ней будет равно гидростатическому давлению  $\sigma_r$  (при условии, что пластовое поровое давление  $p_f$  ниже гидростатического), а угнетающее давление – давлению гидравлических сопротивлений  $p_c$ .

3. При бурении пористых горных пород, например насыщенных флюидом или пластовой жидкостью, когда пластовое поровое давление  $p_f > \sigma_r$ , будут наиболее благоприятные условия для разрушения, особенно если поровое давление  $p_f$  превысит сумму давлений ( $\sigma_r + p_c$ ). Но этот вариант возможен только при бурении насыщенных напорных коллекторов и не является типичным.

Для условий разведочного бурения на твердые полезные ископаемые типичными будут два первых варианта.

Снижение угнетающего давления возможно, если решается вопрос более активного проникновения промывочной жидкости в полость образующейся на забое трещины. Для этого важно, чтобы промывочный раствор обладал малой вязкостью, т. е. был максимально подвижен и направлялся в виде организованного потока именно к устью и вдоль линии трещины (направление потока  $v_{\tau}$  на рис. 7.8,  $\delta$ ). Направить поток по касательной к трещине можно за счет использования гидронасадок в долотах (см. гл. 5, рис. 5.66).

Для снижения угнетающего давления, а именно влияния гидростатического давления  $\sigma_{r}$  и давления, вызванного гидравлическими сопротивлениями  $p_{c}$ , в практике бурения рекомендуется использовать струйные насосы, снижающие давление в призабойной зоне (см. гл. 5).

При алмазном бурении подобный эффект может достигаться за счет использования алмазных коронок с криволинейными промывочными каналами (рис. 5.55), что позволяет при работе такой коронки несколько снизить давление в призабойной зоне ствола за счет эффекта откачивания бурового раствора вращающейся коронкой-турбиной, в которой промывочные каналы выполняют роль лопастей роторного насоса.

В этом случае давление ( $\sigma_r + p_c$ ) будет снижено за счет давления  $p_{\rm H}$ , которое создается вращающейся коронкой. В данном случае можно отметить рост давления  $p_{\rm H}$  и, соответственно, эффективности данного технического решения при повышении частоты вращения бурового снаряда.

Для повышения давления  $p_{\rm H}$  возможно применение лопастных расширителей, центраторов или стабилизаторов, выполненных в форме винтовой поверхности или шнека. В этом случае эффект по снижению угнетающего давления при алмазном бурении может быть более существенным (рис. 7.10).



Рис. 7.10. Схема работы роторного насоса, понижающего влияние угнетающего давления на процесс разрушения горной породы на забое скважины

Все это имеет отношение к бурению вертикальных и наклонных скважин, направленных вниз.

При бурении горизонтальных и восстающих скважин гидростатическое давление на забой скважины отсутствует, поэтому угнетающее давление будет возникать только вследствие гидравлических сопротивлений прокачивания промывочной жидкости.

Системы очистки забоя от продуктов разрушения могут быть организованы при прямой, обратной и комбинированной схеме циркуляции очистного агента [34].

В первом случае очистной агент движется к забою внутри бурильных труб, колонкового снаряда и, омывая керн и забой, поднимается по кольцевому зазору между стенкой скважины и бурильными трубами к устью скважины.

При обратном потоке очистной агент поступает к забою по стволу скважины и, омывая забой и керн, поднимается внутри бурового снаряда на поверхность. При обратной схеме циркуляции могут использоваться двойные бурильные колонны. В этом случае поток очистного агента направляется к забою по зазору между наружной и внутренней трубами, что исключает влияние очистного агента на стенки скважины и его потери на пути к забою.

При комбинированной схеме очистной агент в призабойной зоне (колонковый набор) движется по обратной схеме, а по стволу скважины – по прямой схеме.

Наиболее часто применяется при бурении прямая схема циркуляции очистного агента, которая обладает тем преимуществом, что обеспечивает доставку очистного агента к забою даже в условиях полного поглощения скважиной очистного агента. Условия кернообразования при прямой схеме циркуляции очистного агента характеризуются активным воздействием на керн в случае, если не применяется двойная колонковая труба. Отрицательным фактором кернообразования при прямой схеме циркуляции является то, что потоком очистного агента в направлении забоя могут перемещаться кусочки отколовшейся от керна породы. Именно эти кусочки заклинивают керн и, скапливаясь в зазоре между вращающейся коронкой и керном, вызывают разрушение как керна, так и повышенный износ коронки по внутреннему диаметру.

Двойная колонковая труба, например, снаряда со съемным керноприемником в основном исключает влияние промывочной жидкости на керн. Контакт жидкости и керн возможен только в нижней части набора на выходе потока из колонкового набора к забою (рис. 7.11, *a*).

Устранение этого контакта достигается применением буровых коронок с торцевыми отверстиями для прохода жидкости (рис. 7.11, *б*).

На рис. 7.12 показана конструкция коронки компании *Atlas Copco* с торцевыми каналами для прохода промывочной жидкости.

Обратная схема циркуляции очистного агента наиболее успешно применяется с использованием двойной колонны бурильных труб, например, при бурении с гидротранспортом керна или шлама потоком очистного агента [34].



Рис. 7.11. Схемы движения потока очистного агента по зазорам между керном и коронкой (*a*) и по каналу, направленному под торец коронки (б)

Рис. 7.12. Торец коронки с каналами в торце матрицы

Комбинированная схема циркуляции очистного агента может применяться в определенных случаях именно для повышения выхода керна при бурении в осложненных горно-геологических условиях.

Для создания эффекта эжекции могут применяться шарошечные долота с асимметричной системой промывки (рис. 5.99) [15]. Для создания эффекта эжекции одна из гидродинамических насадок долота направляется вверх. В результате улучшаются условия выноса шлама. Скорость бурения по результатам испытаний возрасла на 15–50 %, уменьшился износ зубьев и опорных подшипников.

# 7.3. Особенности бурения скважин при использовании в качестве очистных агентов пен и воздуха

В качестве очистных агентов, в том числе при алмазном бурении, возможно применение газожидкостных смесей (ГЖС) – пен и воздуха.

Пены имеют специфические качества, которые делают их привлекательными для использования: очень низкая плотность, повышенная по сравнению с водой выносная способность и высокие смазывающие качества.

Низкая плотность пен обеспечивает малое гидростатическое давление столба очистного агента на забой, поэтому при бурении с использованием пены в качестве очистного агента снижается до минимальных значений и угнетающее давление, так как гидравлические сопротивления при прокачивании пены будут менее значительны в сравнении с водным раствором. В результате отмеченных преимуществ при прокачивании пены через ствол буримой скважины происходит эффективное удаление осколков с забоя и практически исключается повторное их измельчение, а объем лунок разрушения возрастает. Эффективная очистка забоя от осколков породы и более активное породоразрушающее действие бурового инструмента приводят, как правило, к значительному росту механической скорости бурения и ресурса бурового инструмента. Например, по данным из [7], при бурении в условиях ПГО «Севзапгеология» рост механической скорости алмазного бурения составил до 50 %, а ресурс коронок увеличился в 1,5–2,0 раза по сравнению с бурением с промывкой водой.

Одним из важнейших качеств пен является их демпфирующая способность (колебания бурового снаряда), а также высокие характеристики по снижению коэффициента трения между колонной и стенками скважины.

В результате существенно более благоприятным для разрушения горных пород и процесса кернообразования становится режим работы бурильной колонны и коронки. В данном случае режим максимально соответствует параметрам равномерного вращения.

Таким образом, применение пен позволит существенно влиять на процессы разрушения горных пород, интенсифицировать их, что отражается в росте основных показателей – механической скорости бурения и стойкости инструмента.

В то же время пены являются низкотеплоемкими и низкотеплопроводными веществами, что предполагает сложности в поддержании нормального теплового режима работы бурового инструмента, прежде всего алмазного. Поэтому бурение с применением в качестве очистного агента пен требует соблюдения более щадящих режимов бурения. Параметры режима бурения определяются по предельно допустимым значениям забойной мощности (формула (5.74)), которые по абсолютному уровню должны быть ниже, чем при бурении с промывкой водой.

Например, в [7] приведена методика расчета забойной мощности при бурении с пенами и указаны рекомендуемые ее значения: для однослойных коронок диаметром 59 мм с массой алмазов 6 карат – не более 15,6 кВт, для импрегнированных коронок с массой алмазов 12 карат в пять слоев – 13,7 кВт. При этом забойная мощность может изменяться в зависимости от количества подаваемого пенообразующего раствора.

Понижение приводной мощности при алмазном бурении связывают со снижением частоты вращения (формула (5.70)). Особенно значительно снижается частота вращения при бурении трещиноватых и самых твердых горных пород, режим разрушения которых характеризуется экстремальными условиями по динамичности и тепловому балансу. В табл. 7.1 приведены данные о параметрах режима бурения и показателях забойной мощности [7].

Таблица 7.1

Трариости	Категория пород по буримости	Зернистость		Расход раствора пенообразователя,				
породы, МПа		объемных алмазов, шт./карат	Марка коронки	л/мин				
				10		20		
				$N_{\rm пр}$ , кВт	ω, мин <sup>-1</sup>	$N_{\rm пр}$ , к $B$ т	ω, мин <sup>-1</sup>	
			04A3-59	18,6	400-1 000	22,0	400-1 200	
2250	VI–VII	10–20	04A3-76	18,4	350-900	21,7	350-1 000	
			05A3-59	12,2	300-850	14,0	300–950	
		20–30	05A3-76	16,0	250-850	17,2	250–950	
4000	VIII–IX		05A3-59	9,0	200-1 100	10,3	200-1 250	
		40–50	05A3-76	11,1	150-1 050	12,2	150-1 150	
			02И3-59	5,5	450-500	6,0	450–500	
		120-150	02И3-76	7,3	400–450	7,9	400–500	
5500	IX–XI		02И3-59	8,5	500-550	9,7	500-550	
		150-400	02И3-76	11,8	450-500	12,7	450-500	
			02И3-59	8,5	500-550	9,7	500-550	
		150-400	02И3-76	11,8	450-500	12,7	450-500	
7000	XI–XII							
			ИМВ4-59	21,2	750-1 000	24,0	750-1 150	
		400-800	ИМВ4-76	33,6	700-1 000	35,5	700-1 100	

## Рекомендации по частотам вращения снаряда при бурении алмазными коронками с пенами

При бурении шарошечными долотами и твердосплавными коронками, а также при использовании пен в режиме ударно-вращательного бурения особых ограничений параметров режима бурения не требуется. В то же время при вращательном бурении достигается рост механической скорости и ресурса инструмента в силу отмеченных выше причин, а при ударно-вращательном бурении пневмоударниками происходит некоторое снижение скорости бурения вследствие понижения ударной мощности забойных машин в сравнении с показателями бурения с продувкой воздухом.

Сжатый воздух, используемый в качестве очистного агента, обладает также рядом достоинств, которые аналогичны достоинствам пен: отсутствие гидростатического давления на забой скважины, высокая выносная способность воздушного потока. Эти особенности обеспечивают значительный рост механической скорости бурения в конкретных горногеологических условиях по сравнению с бурением с промывкой водными растворами.

Однако сжатый воздух как очистной агент имеет низкую теплопроводность, что существенно затрудняет отвод тепла от породоразрушающего инструмента. Данное обстоятельство имеет, безусловно, особое значение для алмазного бурения.

В силу малых значений предельно допустимой забойной мощности при бурении с продувкой сжатым воздухом частоты вращения бурового снаряда должны быть существенно снижены: для коронок диаметром 59 мм до значений 150–300 мин<sup>-1</sup>; диаметром 76 мм до 100–200 мин<sup>-1</sup> [7].

При пониженных частотах вращения бурового снаряда механические скорости алмазного бурения с продувкой в породах VI–X категорий по буримости из-за минимального гидростатического давления и эффективной очистки забоя сопоставимы со значениями механической скорости бурения в случае промывки скважины водными растворами.

Для повышения теплопроводности воздушного потока, используемого как очистной агент, рекомендуется вводить в него добавки жидких и твердых высокотеплопроводных веществ. Из жидких наиболее целесообразно использовать растворы пенообразователей, т. е. переходить на применение пены. Из твердых наполнителей заслуживает внимания применение тонкоизмельченного графита [7].

Особенно эффективно применение воздуха при бурении скважин режущим, режуще-скалывающим и дробяще-скалывающим инструментами в мерзлых горных породах, а также во льдах (бурение исследовательских скважин во льдах Антарктиды).

При бурении с продувкой также эффективны системы интенсификации удаления продуктов разрушения, аналогичные представленной на рис. 7.9.

При бурении по многолетнемерзлым осадочным породам с целью сохранения стенок скважины породы на забое и образующиеся осколки породы на забое в мерзлом состоянии легко поддаются скалыванию и дроблению, а подаваемый в скважину сжатый воздух следует осушать и охлаждать. В противном случае будет происходить таяние породы и увеличение ее пластических свойств, а осколки породы, отделенные от забоя при его разрушении и подтаявшие под воздействием теплого воздуха, будут создавать значительные проблемы при бурении, налипая на буровой инструмент, его вооружение, забой и стенки скважины. В этом случае эффективность бурения, особенно долотами дробящее-скалывающего действия, будет крайне низкой [32].

#### Контрольные вопросы и задания к главе 7

1. Назовите основные причины разрушения керна при различных способах бурения.

2. В чем причины повышенной разрушаемости керна при бурении слоистых горных пород?

3. Какова роль поперечных и продольных колебаний при формировании керна?

4. Как проявляется количество подаваемого агента на скорости разрушения горных пород?

5. Как возникает угнетающее давление, влияющее на процессы разрушения породы и удаления продуктов разрушения из скважины?

6. Какие известны способы снижения угнетающего давления при бурении?

7. Каковы особенности бурения скважин с применением в качестве очистного агента пен и воздуха?

#### Глава 8

#### ВЗРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ

#### 8.1. Понятие о взрыве

Взрывные работы широко применяют в геологоразведочном деле и при добыче полезных ископаемых. Взрывным способом создают котлованы, дамбы, плотины, дороги и другие сооружения, при которых применяют взрывы на сброс или выброс. Особое место занимают взрывные работы при проведении горноразведочных работ.

В геологоразведке взрывные работы применяют при сейсморазведке для возбуждения упругих волн, по скорости распространения которых определяют свойства горных пород, выделяют геологические структуры и наличие залежей углеводородов и других полезных ископаемых.

Взрывным способом ликвидируют аварии при бурении скважин, повышают дебит газа и нефти за счет увеличения трещиноватости пластов. Взрывные работы используют при тушении пожаров.

При проведении горноразведочных горных выработок взрыванием обеспечивается формирование канав и разрушение породы (отбойка) в забое горной выработки.

Технология разрушения горных пород взрывом существенно усовершенствовалась при появлении короткозамедленного взрывания.

Взрывные работы характеризуются высокой производительностью и экономичностью, поэтому они нашли широкое применение при проведении горно-разведочных выработок, особенно для разрушения твердых горных пород.

Впервые задача физической сущности взрыва была исследована М. В. Ломоносовым, в работе «О природе и рождении селитры» в 1748 г. Им дано определение взрыва как очень быстрого выделения значительного количества энергии и большого объема газов.

В современной интерпретации взрыв – процесс сверхзвукового физического или химического превращения взрывчатого вещества за счет прохождения по нему детонационной волны, сопровождающейся переходом потенциальной энергии этого вещества или продуктов его превращения в кинетическую [5].

Взрывчатым веществом называют смеси и химические соединения, способные под влиянием внешнего воздействия (нагрева, удара, трения)

взрываться, т. е. чрезвычайно быстро превращаться в другие соединения с образованием большого количества тепла и газов.

Таким образом, взрыв, взрывчатое превращение – это быстро протекающая в веществе химическая реакция, сопровождающаяся образованием большого количества газов и значительным выделением тепла, в результате чего газы нагреваются до высокой температуры, а в месте нахождения взрывчатого вещества развивается высокое давление. Взрывчатое вещество применяют в зарядах, под которыми понимают определенную массу вещества, подготовленную к взрыву.

Скорость взрывчатого разложения внутри заряда взрывчатого вещества может быть разной и в значительной степени определяет разрушительное действие взрыва на окружающую среду.

По характеру воздействия на горную породу взрывчатые вещества делятся на две группы:

• бризантные;

• метательные (пороха).

Среди бризантных взрывчатых веществ в особую группу выделяют обладающие высокой чувствительностью инициирующие вещества, которые применяют в качестве средств инициирования (детонаторы).

Промышленные взрывчатые вещества предназначаются для дробления, разрушения и перемещения горных пород.

Существуют три формы химических превращений взрывчатых веществ:

• медленное химическое превращение;

• горение;

• детонация.

Медленное химическое превращение протекает при низких температурах по всему объему вещества.

При горении передача тепла от слоя к слою происходит в результате теплопроводности. Скорость горения может быть от долей сантиметра до десятков метров в секунду.

Взрыв, распространяющийся с постоянной и высокой скоростью, называют детонацией. При детонации энергия по заряду взрывчатого вещества распространяется со скоростью 2–8 тысяч в секунду.

Быстрое химическое и физическое превращение вещества сопровождается мгновенным переходом потенциальной энергии в тепловую, резким повышением давления на окружающую среду и звуковым эффектом. По своей природе взрывы делятся на:

• физические, которые приводят только к физическим преобразованиям веществ, например беспламенное взрывание с помощью сжатого воздуха; • химические, при которых наблюдаются быстрые химические реакции с выделением тепла;

• ядерные, в основе которых реакции деления ядер вещества с образованием новых элементов.

При взрывных работах на горных предприятиях применяют химические взрывы.

Физическая сущность детонации. Ударная волна характеризуется резким скачкообразным изменением параметров вещества – давления, плотности, температуры и скорости. Поэтому детонационная волна от ударной отличается тем, что за фронтом ударной волны идет зона химической реакции, где выделяется энергия взрывчатого превращения, часть которой расходуется на поддержание устойчивого распространения детонации.

Промежуточным между горением и детонацией является взрывное горение, которое от основных форм отличается непостоянством скорости. Формы взрывчатого превращения в зависимости от условий могут переходить одна в другую (горение в детонацию и наоборот). Порохам присуще сравнительно медленное разложение в форме горения, поэтому они оказывают на внешнюю среду преимущественно метательное действие.



Рис. 8.1. Изменение состояния взрывчатого вещества в детонационной волне

Ударная волна, проходящая по взрывчатому веществу, сжимает и разогревает его, вызывая химическую реакцию. Реакция сопровождается выделением большого количества тепла, которое трансформируется в энергию сжатых газов и передается в головную ударную волну, компенсируя потери ее энергии на сжатие вещества.

Изменение состояния взрывчатого вещества в детонационной волне и координатах p, V, где V – удельный объем или величина, обратная плотности  $\rho$ , приведено на рис. 8.1.

Вещество с начальным объемом  $V_0$  и давлением  $p_0$  (точка А) сжимается в ударной волне до определенного состояния (точка М).

При этом начинается химическая реакция и давление достигает максимального значения  $p_{\text{max}}$  при объеме  $V_{\text{min}}$ . Реакция развивается с выделением тепла и расширением продуктов взрыва, давление при этом падает, а объем увеличивается. Заканчивается реакция в точке N на ударной диабате продуктов взрыва, называемой точкой Чепмена–Жуге, с параметрами  $p_{\pi}$  и  $V_{\pi}$ . При этом прямая 2 соединяет параметры состояния исходного вещества с параметрами всплеска в состоянии максимального сжатия и завершения реакции.

Вещество в детонационной волне последовательно проходит все состояния по прямой *ANM*. Участок *AN* соответствует зоне сжатия в ударной волне, участок *NM* – зоне химических реакций.

По гидродинамической теории детонации взрывчатое вещество характеризуется ударной адиабатой I, а конечные продукты – адиабатой 3 [5]. Продолжительность химической реакции в детонационной волне составляет  $10^{-6}-10^{-7}$  с.

Скорость детонации  $\Omega_{d}$ , скорость движения продуктов взрыва  $\Omega_{n}$  и скорость звука в продуктах взрыва *C* связаны соотношением  $\Omega_{d} = \Omega_{n} + C$ .

Давление в точке *N* – точка Чепмена–Жуге [5] (рис. 8.1) рассчитывается по зависимости

$$p_{\pi} = \frac{\rho_{\rm o} \Omega_{\pi}^2}{(n+1)} \approx 0,25\rho_{\rm o} \Omega_{\pi}^2, \qquad (8.1)$$

где  $\rho_o$  – начальная плотность взрывчатого вещества, кг/м<sup>3</sup>.

Скорость движения продуктов взрыва рассчитывается из выражения

$$\Omega_{\rm n} = \frac{\Omega_{\rm n}}{(n+1)} \approx \frac{\Omega_{\rm n}}{4}.$$
(8.2)

Давление, скорость детонации и скорость движения продуктов взрыва связаны зависимостью

$$p_{\rm m} = \rho_{\rm o} \Omega_{\rm m} \Omega_{\rm m}. \tag{8.3}$$

Скорость детонации находится по теплоте взрыва и показателю политропы продуктов взрыва:

$$\Omega_{\rm d} = 31, 6\sqrt{2(n^2 - 1)Q}, \tag{8.4}$$

где n – показатель политропы (n = 3 для взрывчатых веществ с плотностью 1–1,2 г/см<sup>3</sup>); Q – теплота взрыва, кДж/кг.

#### 8.2. Механизм разрушения пород взрывом

В результате взрывного разрушения за счет высокой скорости приложения нагрузки и деформирования среды образуется множество трещин в отличие от статического разрушения, для которого характерно образование единичных трещин [26]. В безграничной среде, где влияние свободной поверхности мало, взрывное разрушение протекает двустадийно.

Первичное разрушение происходит на динамическом фронте дробления – поверхности, где достигается предельное упругое состояние среды и образуются макротрещины по двум механизмам: сколом – при достижении предельных сдвиговых напряжений (в ближней к центру взрыва зоне, где напряжения сжимающие), отрывом – при достижении прочности на отрыв (в дальней зоне, где действуют растягивающие напряжения). Преобладающая масса среды на фронте дробления разрушается отрывом, так как прочность на сдвиг в хрупких средах и горных породах значительно превосходит прочность на отрыв. В результате образуется зона радиальных трещин.

Вторичное разрушение протекает при последующем сдвиговом деформировании нарушенной среды. Оно преобладает около взрывной полости, где деформации имеют наибольшее значение, являются основной причиной переизмельчения среды и бесполезных тепловых потерь энергии, обусловленных внутренним трением в разрушенной среде. Трещины при вторичном взрывном разрушении ориентированы беспорядочно. Это так называемая зона дробления. Влияние вторичного дробления растет с деформацией, поэтому его наибольший вклад будет в случае сильного взрыва (ядерного), когда степень деформирования существенно возрастает по сравнению с химическим взрывчатым веществом.

Размеры зон дробления R и радиальных трещин  $R_0$  связаны соотношением

$$\frac{R_{\rm o}}{R} = \sqrt{\frac{\sigma}{2\sigma_{\rm o}}} \,,$$

где  $\sigma$  – прочность на сжатие;  $\sigma_0$  – прочность на отрыв.

Размер зоны дробления *R* существенно зависит от интенсивности взрывного источника. Если начальное давление продуктов взрыва близко к прочности на сжатие, зона дробления может вообще отсутствовать. В этом случае преобладает разрушение отрывом, а зона радиальных трещин начинается от взрывной полости.

При взрыве вблизи свободной поверхности массива описанный механизм разрушения дополняется отколом – разрушением путем отрыва под действием растягивающих радиальных напряжений, возникающих при отражении взрывной волны от свободной поверхности (рис. 8.2). При отколе трещины ориентированы в основном параллельно свободной поверхности. Максимальная глубина зоны откольного разрушения не превышает половины длины фазы сжимающих напряжений взрывной волны.

Качество взрывного разрушения характеризуется распределением кусков по размеру. При взрыве в однородной среде (без начальной трещи-

новатости) установлена чёткая корреляция между механизмом разрушения и гранулометрическим составом разрушенной среды. Первичное разрушение приводит к образованию в горной массе примерно равного количества кусков различного размера, при вторичном разрушении большая часть кусков имеет приблизительно одинаковый размер.

В реальных горных породах всегда существуют дефекты (неоднородности) различного масштаба - от естественной трещиноватости массива до дислокаций в зернах минералов, которые приводят к зарождению трещин и определяют гранулометрический состав разрушенной взрывом горной породы. Преимущественное влияние тех или иных неоднородностей зависит от величины действующих напряжений и проявляется дифференцированно в зависимости от расстояния от центра взрыва и интенсивности взрывного источника. Около взрывной полости, где действуют максимальные напряжения, разрушению могут подвергаться даже самые прочные минералы, входящие в горную породу. Наибольшее влияние на формирование гранулометрического состава оказывают макро- и микротрещиноватость и



Рис. 8.2. Схема зон взрывного разрушения: *1* – откольного; *2* – радиальных трещин; *3* – дробления; *4* – полость взрыва

слоистость. Например, при слабом взрыве в породе с чётко выраженной блочной структурой гранулометрический состав определяется в основном начальной системой трещин. На взрывное разрушение, т. е. на создание новых поверхностей в массиве, расходуется около 1 % от всей энергии взрыва.

Если взрыв производят в слоистых породах в направлении, перпендикулярно слоям, то сдвиг породы происходит вдоль слоев, а отрыв перпендикулярном к слоям. Так как предел прочности на сдвиг будет минимален в направлении вдоль слоев, то минимальная энергоемкость разрушения будет тогда, когда сдвиг происходит вдоль слоистости.

Управление разрушающим действием взрыва состоит в возможном регулировании среднего размера куска и набора фракций. С этой целью применяют короткозамедленное и буферное взрывание.

Для разрушения горных пород взрывом в практике геологоразведочных работ используют шпуровые, скважинные, котловые, камерные и накладные заряды.

Шпуровые заряды выполняют размещением взрывчатого вещества в шпуре (рис. 8.3). Длина заряда может составлять до 2–3 м при диаметре

32 или 40 мм. Шпур заполняется на <sup>2</sup>/<sub>3</sub>—<sup>3</sup>/<sub>4</sub> длины взрывчатым веществом – патронированным или россыпным *1*, а остальная часть забойкой *2* (специальной пробкой или породой). Инициирование взрыва осуществляют при помощи средств взрывания – электродетонаторов *3*, соединяемых в схему электропроводом *4*.

Для взрывания одиночных зарядов или группы из нескольких зарядов могут применяться огнепроводные шнуры, капсюля-детонаторы и детонирующие шнуры.



Рис. 8.3. Схема шпурового заряда и его действия при отбойке породы в забое горной выработки: 1 – патроны взрывчатого вещества; 2 – забойка шпура; 3 – электородетонатор; 4 – провод для соединения электродетонаторов; 5 – линия отрыва породы при взрыве группы шпуров в забое выработки;
6 – центр взрыва с расходящимися от центра зонами раздробленной и разбитой трещинами породы; 7 – линия отрыва породы; 8 – линия разрушенной породы в случае взрывания одного заряда; l<sub>c</sub> – длина «стакана»

В большинстве случаев донные части шпуров после взрывания остаются неразрушенными. Эти части носят название «стаканов», а отношение полезно используемой длины шпура к его полной длине называется коэффициентом использования шпура (КИШ). Величина этого коэффициента составляет 0,8–0,9.

Для повышения коэффициента полезного действия взрыва (КИШ) следует использовать наиболее плотную забойку шпура, а также инициировать взрыв в направлении от дна шпура (обратная схема инициирования), рис. 8.3.

Действие взрыва приводит к дроблению и распространению трещин в породе в направлении от центра взрыва 6. Направление действия взрыва определяется наличием свободной поверхности, к которой распространяются трещины отрыва 7. При взрыве одного заряда образуется достаточно узкая полость, контур которой примерно соответствует линии 8. Взрыв всех шпуров, входящих в систему отбойки породы, приводит к отделению породы по линии 5.

Шпуровые заряды позволяют производить сравнительно равномерное дробление породы и применяются в самых разнообразных горногеологических условиях.

Метод скважинных зарядов заключается в том, что во взрываемой породе бурят скважину (глубина более 5 м и диаметр более 75 мм), в которую помещают удлиненные заряды. Этот метод применяют при выполнении взрывных работ на карьерах, когда глубина шпуров недостаточна для размещения нужного количества взрывчатого вещества или если требуется получить большое количество равномерно раздробленной породы. При заряжании скважины для повышения эффективности взрыва более мощные взрывчатые вещества, если применяют взрывчатку различных сортов, рекомендуется помещать в нижней части скважины.

Метод котловых зарядов состоит в том, что шпур или скважину над забоем путем многократного взрывания в них небольших зарядов взрывчатых веществ расширяют до образования камеры, близкой по форме к шару. В эту камеру (котел) после очистки ее от разрушенной породы помещают расчетный заряд взрывчатого вещества для основного взрывания. Операции по получению котлов называют простреливанием шпуров или скважин, а шпур или скважину с котлом в призабойной части – котловым шпуром или котловой скважиной.

Метод котловых зарядов применяется тогда, когда расчетный заряд при заданных глубине шпура или скважины не может поместиться в шпуре или скважине и в тех случаях, если линия сопротивления породы (расстояние от центра заряда до поверхности) настолько велика, что заряд взрывчатого вещества не в состоянии его преодолеть без концентрации заданного объема взрывчатки.

Метод камерных зарядов заключается в том, что отбойка породы производится путем взрывания сосредоточенных зарядов большой величины (до нескольких десятков и даже сотен тонн), которые помещают в специальные горные выработки, называемые зарядными камерами или просто камерами.

Накладные заряды применяют для разрушения крупных обломков, глыб, больших камней путем наложения взрывчатого вещества непосредственно на объект.

Кроме перечисленных методов взрывания различают еще взрывание на выброс, сброс и др.

Наиболее часто при проведении горноразведочных выработок для разрушения породы применяют шпуровые заряды. Принятые схемы расположения шпуров в забое должны обеспечить отрыв породы в забое выработки в соответствии с ее проектным контуром, а также равномерное дробление породы.

Эффективность буровзрывных работ зависит от количества и схемы расположения шпуров в забое. По назначению шпуры делятся на врубовые, вспомогательные, оконтуривающие.

Врубовые шпуры предназначены для предварительного образования вруба (углубления) с целью создания дополнительных плоскостей обнажения в массиве породы в пределах контура выработки. Врубовые шпуры взрываются первыми, создавая поверхность обнажения, в направлении которой отбивают породу вспомогательные, а затем и оконтуривающие шпуры.

Вспомогательные шпуры служат для расширения выемки, образованной при взрывании врубовых шпуров. Применяются вспомогательные шпуры при проходке выработок большого поперечного сечения.

Оконтуривающие шпуры служат для отбойки породы до пределов проектного контура сечения выработки, поэтому располагаются они по периметру выработки и взрываются с задержкой последними.

На рис. 8.4, 8.5, 8.6 даны схемы расположения шпуров с клиновым врубом, форма которого и расположение заданы с учетом условий залегания горных пород.



Рис. 8.4. Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (шпуры 1–6): 1 – очаг взрыва врубовых шпуров; 2 – напра-вление отбойки породы при взрыве оконтуривающих шпуров; 3 – контур отбитой, в результате взрывания шпуров, породы

Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (рис. 8.4) применяется при вертикальной слоистости горных пород, когда

слои совпадают с направлением продвижения горной выработки или в случае разрушения равномернозернистой породы. Для образования клинового вруба бурят четное количество врубовых шпуров, которые располагают в двух вертикальных плоскостях, направленных под углом к центру выработки.



ния шпуров при выраженной слоистости горной породы, направленной под углом к оси выработки



Рис. 8.6. Схема действия взрыва в слоистом массиве при использовании центрального клинового вруба: 1 – центр взрыва врубовых шпуров; 2 – контур поверхности выработки после взрыва комплекта шпуров

При взрывании шпуров первыми приводят в действие врубовые шпуры, взрыв которых создает полость в центральной части массива породы *1* (рис. 8.4). Вслед за врубовыми шпурами с замедлением 0,1–0,2 с производят взрывание вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При взрыве оконтуривающих шпуров порода отбивается в направлении центра взрыва врубовых шпуров 2. В результате взрывания всего комплекта шпуров образуется новая поверхность горной выработки *3* (рис. 8.4).

В ряде случаев после взрывания врубовых шпуров и замедления взрывают вспомогательные шпуры и только после очередного микроза-

медления – оконтуривающие. Последняя схема применяется в случае проходки горных выработок большого сечения.

В случае если при вертикальном расположении слоев горной породы они пересекают выработку под углом со стороны правой стенки (рис. 8.5), вруб направляется в сторону правой же стенки выработки, т. е. в направлении слоев горных пород. Данная схема расположения вруба позволяет направить энергию взрыва в массив породы с наибольшей прочностью, поскольку порода в этом случае более деформируема, активнее разрушается вкрест слоистости и менее податлива в направлении слоев.

Отмеченная закономерность предопределена анизотропией механических свойств слоистых горных пород, в которых деформации и разрушающие напряжения развиваются неравномерно, а преимущественно в направлении минимальной прочности. Влияние анизотропии на деформирование и разрушение горных пород рассмотрено в гл. 2 и 3.

При смещении врубовых шпуров от оси выработки вправо центр взрыва врубовых шпуров *1* смещается от оси выработки также вправо, а взрывание оконтуривающих шпуров с замедлением позволит добиться более равномерного и полного разрушения массива породы перед выработкой и создания новой поверхности выработки в соответствии с проектным контуром *3* (рис. 8.5).

При симметричном же расположении шпуров горная порода со стороны, совпадающей с направлением слоев, будет разрушаться не в полной мере, а с противоположной стороны более интенсивно. В результате не будет сохранено прямолинейное проектное направление горной выработки и нарушена форма ее поперечного сечения (рис. 8.6).

#### Контрольные вопросы и задания к главе 8

1. Каково основное назначение взрывного разрушения?

- 2. Дайте определения взрыва и взрывчатых веществ.
- 3. Физическая сущность детонации взрывчатых веществ.
- 4. Каков механизм разрушения горных пород взрывом?
- 5. Виды зарядов, применяющихся при разрушении горных пород.
- 6. Дайте характеристику и назначение шпуровых зарядов.

7. Назовите виды шпуровых зарядов, их место в схеме размещения шпуров и назначение при взрывании.

### ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разрушение горных пород при производстве геологоразведочных работ, основными из которых являются работы по разведочному бурению, имеют одно общее основополагающее назначение – получение представительных образцов горной породы или руды с целью исследования геологического строения земной коры, состава и свойств поднимаемого с глубин вещества. Именно это назначение геологоразведочного бурения определяет рубежи и границы реальных перспектив развития способов разрушения горных пород применительно к геологоразведочным работам.

Эти перспективы в настоящее время в основном определяются развитием методов физико-механического воздействия на горные породы, которые могут сочетаться с методами интенсификации разрушения за счет адсорбционного понижения твердости горных пород, в том числе путем воздействия на горную породу ультразвука, магнитных и электромагнитных полей. Перспективным представляется термомеханическое разрушение горных пород, при котором вещество и структура горной породы не претерпевают значительных изменений вследствие нагревания и преобразования в пластическое состояние только ее поверхностного слоя, разрушаемого механическим воздействием бурового инструмента. Механическое вращательное бурение резанием, реализуемое с целью отбора керна, остается основным и при бурении исследовательских скважин во льдах Антарктиды.

Перечисленные методы представлены в табл. 1.1 и гл. 1.

Наиболее информативным образцом горной породы, получаемым в процессе бурения, является керн. Для его получения используют методы механического разрушения горных пород, в основном вращательное бурение, а также задавливание грунтоносов под действием осевой статической нагрузки и ударных импульсов. Используется также вариант, сочетающий вращательное бурение и задавливание грунтоноса осевой силой.

Вращательное бурение, обеспечивающее качественный отбор керна самых разнообразных горных пород, развивается на основе совершенствования снарядов со съемными керноприемниками.

При бурении крепких, твердых и средней твердости горных пород используются в основном алмазные коронки, двойные и тройные колонковые наборы с невращающейся съемной керноприемной трубой. Именно этот способ подъема кернового материала использован при проходке Кольской сверхглубокой скважины СГ-3.

Перспективы развития этого метода бурения основываются на совершенствовании конструкций буровых коронок и использовании новых искусственных сверхтвердых материалов, примерами которых могут служить пластины с поликристаллическими алмазами *PDC*, материал эльбор и др.

В настоящее время достигнуты впечатляющие результаты по ресурсу коронок, но по-прежнему перспективным представляется направление по созданию съемного бурового инструмента. В этом случае становится реальной проходка всей скважины без подъема колонны бурильных труб для замены породоразрушающего инструмента, а бурильную колонну, если это целесообразно, используют в качестве обсадной.

Отбор образцов керна методом задавливания применяется при проходке скважин вращательным способом в мягких, рыхлых породах, донных отложениях водоемов. Для отбора керна в мягких и рыхлых породах компанией *Atlas Copco* создана многовариантная техническая система *Geobor-S*, сочетающая медленно вращательное бурение с задавливанием в породу съемного грунтоноса. После наполнения грунтонос поднимается на поверхность по принципу ССК. При использовании этой системы успешно применяются коронки с пластинами *PDC*, которые имеют ресурс в десятки и сотни метров проходки.

При отборе керновых проб донных отложений хорошие результаты получены техническими средствами отбора проб задавливанием спускаемого грунтоноса за счет создаваемого в колонне давления жидкости. После подъема грунтоноса с керном осуществляется бурение вращением на интервал, с которого керн уже извлечен. Подобная система успешно применена ГНПП «Недра» при бурении скважин на Байкале.

Представляется перспективным развитие пневмоударного бурения с опробованием месторождений по шламу. Основой успешного развития пневмоударного бурения и опробования по шламу являются применяемые высокие давления сжатого воздуха. В этом случае удается получить не только качественный материал для исследования свойств горных пород и руд, но и вывести процесс разрушения горных пород на новый уровень. Более высокий уровень процесса разрушения определяется тем, что скорости приложения разрушающих усилий и энергия ударных импульсов таковы, что механизм разрушения любых горных пород меняется качественно.

Во-первых, это связано с влиянием на процесс разрушения упругих волн продольного и поперечного направления, генерируемых ударным импульсом. При значительных скоростях и энергетике ударного импульса роль упругих волн становится значительной.

Во-вторых, разрушение при ударном нагружении породы осуществляется при условиях, существенно изменяющих механические характеристики разрушаемого материала. Например, за счет высоких скоростей упругого деформирования порода становится более упругой и хрупкой, что приводит к ее разрушению вследствие динамических волновых воздействий и деформаций.

Перспективы развития ударно-вращательного бурения связаны прежде всего с созданием новых сверхпрочных материалов для изготовления не только породоразрушающих инструментов, но и самих пневмоударников.

Примером разработки новых материалов могут служить породоразрушающие вставки *DP* компании *Sandvik* (рис. 3.16), отличающиеся повышенной динамической прочностью и износостойкостью в сравнении с твердосплавными вставками, которые получены в соответствии с традиционной технологией.

Примерами созданных высокоресурсных забойных машин ударного действия являются пневмоударники компании *Atlas Copco*.

Для повышения ресурса и прочности бурового инструмента и забойных машин перспективны методы поверхностного и глубокого упрочнения материала, например, охлаждением, радиационным излучением и др.

Представляется правомерным, что колонковое ударно-вращательное бурение гидро- и пневмоударниками не имеет перспектив развития, поскольку динамический характер разрушения горных пород и неоправданно мощные потоки очистного агента создают непреодолимые трудности по сохранению кернового материала. Очевидно, что ударно-вращательный способ бурения гидроударниками может успешно применяться только при бескерновом бурении. Одним из развивающихся вариантов применения пневмоударников для отбора керна может быть ударно-забивной способ бурения по валунно-галечниковым, рыхлым и сыпучим породам.

В то же время вращательно-ударное бурение, характеризующееся малыми энергиями удара, может иметь развитие в практике геологоразведочного бурения, поскольку обеспечивает повышение не только производительности бурения, но и качества опробования.

Термомеханическое вращательное бурение, в сравнении с реализуемыми способами бурения, представляется энергозатратным. Но исследования показывают, что механическое разрушение горных пород может быть эффективно только при удельной работе разрушения не более 10 МДж/м<sup>3</sup>, тогда как термическое – до 500 МДж/м<sup>3</sup> [26], что указывает на перспективность данного направления совершенствования способов бурения горных пород.

Таким образом, для достижения минимальной энергоемкости процесса разрушения пород наиболее перспективно использование комбинированных методов разрушения горных пород, при которых физическим воздействием не разрушают породу, а снижают ее прочность до величины, позволяющей осуществить эффективное механическое разрушение. При реализации термомеханического способа бурения существует проблема доставки с надежным каналом к забою на значительную глубину достаточной для нагрева инструмента энергии. Видимо, этот способ бурения, а также бурение плавлением, в том числе лазером, могут реализовываться в сочетании с использованием неразъемных бурильных колонн, получивших название колтюбинга.

В случае бурения скважин плавлением следует прежде всего решить вопрос опробования по выделяющемуся при плавлении породы газовому спектру. При этом, если получаемая информация о недрах будет исчерпывающей, способы бурения, ведущие к преобразованию состояния и состава горных пород, могут быть положительно восприняты специалистами, занятыми проблемами геологоразведочных работ.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Арцимович Г. В. Влияние забойных условий и режима бурения на эффективность проходки / Г. В. Арцимович. – Новосибирск: Наука, 1974. – 124 с.

2. Богданов Р. К. Сверхтвердые материалы в геологоразведочном инструменте / Р. К. Богданов, А. П. Закора, А. М. Исонкин. – Екатеринбург: изд-во УГГГА, 2003. – 138 с.

3. Блинов Г. А. Алмазосберегающая технология бурения / Г. А. Блинов, В. И. Васильев, М. Г. Глазов. – Л.: Недра, 1989. – 184 с.

4. Блинов Г. А. Техника и технология высокоскоростного бурения / Г. А. Блинов, О. А. Буркин, О. А. Володин. – М.: Недра, 1982. – 408 с.

5. Брылов С. А. Горно-разведочные и буровзрывные работы: учебник для вузов / С. А. Брылов, Л. Г. Грабчак, В. И. Комащенко. – М.: Недра, 1989. – 287 с.

6. Будюков Ю. Е. Алмазный породоразрушающий инструмент / Ю. Е. Будюков, В. И. Власюк, В. И. Спирин. – Тула: ИПП «Гриф и К<sup>°</sup>», 2005. – 288 с.

7. Воздвиженский Б. И. Повышение эффективности колонкового алмазного бурения / Б. И. Воздвиженский, Г. А. Воробьев, Л. К. Горшков. – М.: Недра, 1990. – 208 с.

8. Евсеев В. Д. Физика разрушения горных пород при бурении нефтяных и газовых скважин: учеб. пособие для вузов / В. Д. Евсеев. – Томск: Изд-во ТПУ, 2004. – 151 с.

9. Калинин А.Г. Разведочное бурение: учебник для вузов / А. Г. Калинин, О. В. Ошкордин, В. М. Питерский. – М.: ООО «Недра – Бизнесцентр», 2000. – 748 с.

10. Кардыш В. Г. Энергоемкость бурения геологоразведочных скважин / В. Г. Кардыш, Б. В. Мурзаков, А. С. Окмянский. – М.: Недра, 1984. – 201 с.

11. Кардыш В. Г. Ударно-импульсная технология бескернового бурения / В. Г. Кардыш, А. Т. Киселев. М.: Разведка и охрана недр. – № 9. – 1990. – С.25-27.

12. Киселев А. Т. Вращательно-ударное бурение геологоразведочных скважин / А. Т. Киселев, И. Н. Крусир. – М.: Недра, 1982. –103 с.

13. Копылов В. Е. Бурение скважин вне Земли / В. Е. Копылов. – М.: Недра, 1977. – 160 с.

14. Корнилов Н. И. Технология бурения скважин алмазным инструментом при высоких скоростях вращения / Н. И. Корнилов, Г. А. Блинов, П. Н. Курочкин. – М.: Недра, 1978. – 237 с.

15. Корнилов Н. И. Буровой инструмент для геологоразведочных скважин: справ. / Н. И. Корнилов, Н. Н. Бухарев, А. Т. Киселев / под ред. Н.И. Корнилова. – М.: Недра, 1990. – 395 с.

16. Куликов И. В. Пневмоударное бурение разведочных скважин. – 2-е изд., перераб. и доп. / И. В. Куликов, В. Н. Воронов, И. И. Николаев. – М.: Недра, 1989. – 235 с.

17. Любимов Н. И. Справочник по физико-механическим параметрам горных пород рудных районов / Н. И. Любимов, Н. И. Носенко. – М.: Недра, 1978. – 285 с.

18. Маковей Н. Гидравлика бурения: пер. с румынского / Н. Маковей. – М.: Недра, 1986. – 536 с.

19. Михайлова Н.Д. Техническое проектирование колонкового бурения/ Н.Д. Михайлова. – М.: Недра, 1985. – 200 с.

20. Нескоромных В. В. Результаты экспериментальных исследований разрушения горных пород внецентренными ударными импульсами / В. В. Нескоромных // Изв. вузов. Геология и разведка. – М.: 1999. – № 6. – С. 115–120.

21. Нескоромных В. В. Направленное бурение: учеб. пособие / В. В. Нескоромных, А. Г. Калинин. – М.: Изд-во «Центрлитнефнегаз», 2008. – 382 с.

22. Нескоромных В. В. Теоретические основы механики разрушения и проектирования техники и технологии направленного бурения анизотропных горных пород / В. В. Нескоромных, Ю. С. Костин. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2000. – 220 с.

23. Протасов Ю. И. Теоретические основы механического разрушения горных пород / Ю. И. Протасов. – М.: Недра, 1985. – 242 с.

24. Разрушение горных пород инструментом из сверхтвердых материалов: сборник научных работ. – ИСМ АН УССР, Киев, 1980 г. – 125 с.

25. Ребиндер П. А. Поверхностные явления в дисперсных системах. Физико-химическая механика: избранные труды / П. А. Ребиндер. – М.: Наука, 1979. – 384 с.

26. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород: учебник для вузов / В. В. Ржевский, Г. Я. Новик. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 359 с.

27. Рожков В. П. Разработка метода определения микротвердости пород при бурении мелкоалмазным инструментом / В. П. Рожков // Изв. вузов. Геология и разведка. – М.: 1998. – № 4. – С.119-126.

28. Рябчиков С. Я. Повышение работоспособности породоразрушающего инструмента методами криогенной обработки и радиационного облучения/ С. Я. Рябчиков, А. П. Мамонтов, В. И. Власюк. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 2001. – 92 с.

29. Симонянц Л. Е. Разрушение горных пород и рациональная характеристика двигателей для бурения / Л. Е. Симонянц. – М.: Недра, 1966. – 227 с.

30. Спивак А. И. Разрушение горных пород при бурении скважин: учебник для вузов. – 4-е изд., перераб. и доп. / А. И. Спивак, А. Н. Попов. – М.: Недра, 1986. – 208 с.

31. Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин: в 2 томах / Е. А. Козловский, В. Г. Кардыш, Б. В., Мурзаков; под об. ред. проф. Е. А. Козловского. – М.: Недра, 1984.

32. Страбыкин Н. Н. Техника бурения взрывных скважин в мерзлых породах / Н. Н. Страбыкин. – М.: Недра, 1989. – 172 с.

33. Сулакшин С.С. Разрушение горных пород при бурении скважин: учеб. пособие для вузов / С.С. Сулакшин. – Томск: Изд-во ТПУ, 2004. – 136 с.

34. Сулакшин С. С. Способы, средства и технология получения представительных образцов пород и полезных ископаемых при бурении геологоразведочных скважин: учеб. пособие / С. С. Сулакшин. – Томск: Изд-во НТЛ, 2000. – 284 с.

35. Тан Фуньлинь. Алмазосодержашие сверхтвердые материалы в бурении / Текст лекций / Тан Фуньлинь, А. И. Ламбин. – Иркутск: ИПИ, 1985. – 62 с.

36. Троллоп Д. Х. Введение в механику скальных пород: пер. с англ./ Д. Х. Троллоп, Х. Бок, Б. С. Бест [и др.]; под ред. Х. Бока. – М.: Мир, 1983. – 276 с.

37. Филин А. П. Прикладная механика твердого деформируемого тела. Т.1 / А. П. Филин. – М.: Наука, 1975. – 832 с.

38. Хорюшин И. Г. Бурение геологоразведочных скважин шарошечными долотами / И. Г. Хорюшин. – М.: Недра, 1977. – 172 с.

39. Шамшев Ф. А. Технология и техника разведочного бурения: учебник для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. / Ф. А. Шамшев, С. Н. Тараканов, Б. Б.Кудряшов [и др.] – М.: Недра, 1983. – 565 с.

40. Эйгелес Р. М. Разрушение горных пород при бурении / Р. М. Эйгелес. – М.: Недра, 1970. – 232 с.

## оглавление

ВВЕДЕНИЕ	
Глара 1 МЕТОЛЫ ВАЗВУШЕНИЯ И СВОЙСТВА	
ΓΩΡΗΣΙΥ ΠΩΡΩΠ	6
1.1. Способы разрушения горных пород	0
1.2. Общие сведения о горы и породах	0 8
1.2. Общие сведения о горных породах	0
при простих ридах деформации	16
при простых видах деформации	10
Глава 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕХАНИКИ	
РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	27
2.1. Основы механики разрушения твердых тел	27
2.1.1. Теоретическая прочность твердых тел	27
2.1.2. Теория разрушения твердых тел А. Гриффитса	29
2.1.3. Понижение прочности твердых тел	
физико-химическими методами	32
2.1.4. Теория эффективных растягивающих напряжений	36
2.2. Напряжения в горных породах	
под действием сосредоточенной силы	38
2.3. Основные параметры разрушения горных пород	42
2.4. Влияние формы внедряемого индентора	
на процессы деформирования и разрушения горной породы	44
2.4.1. Разрушение горной породы	
при вдавливании плоского цилиндрического индентора	45
2.4.2. Разрушение горной породы	
при вдавливании индентора сферической формы	51
2.4.3. Разрушение горной породы	
при вдавливании пирамидального	
и клиновидного инденторов	55
2.5. Влияние касательной нагрузки на напряженное состояние	
горной породы при осевом внедрении инденторов	60
2.6. Влияние скорости и интенсивности приложения нагрузки	
на процесс разрушения горных пород	62

2.7. Особенности разрушения инденторами	
анизотропных горных пород	71
2.8. Динамическое разрушение горных пород	75
2.8.1. Механизм и энергоемкость разрушения горных пород	
при динамическом нагружении	75
2.8.2. Разрушение горной породы ударом	
при несимметричном нагружении индентора	81
2.9. Условия, определяющие состояние горных пород	
в процессе их разрушения при бурении	85
$\Gamma_{\pi\alpha\alpha\alpha}$ ? OCHODULIE MUZIKO MEVAURIECKIE CDOŘCTDA	
	102
1 ОРНЫХ ПОРОД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ИХ БУРИМОСТЬ. 2.1. Трардости минаровани пород.	102
2.1.1. Вердость минералов и горных пород	102
3.1.1. Влияние внешней среды на твердость горных пород	110
3.1.2. Влияние диаметра индентора на твердость горных пород	112
3.1.3. Разрушение породы внедрением нескольких инденторов	112
3.1.4. Твердость анизотропной горной породы	114
3.2. Изнашивание оуровых инструментов	117
и аоразивность горных пород	11/
3.2.1. Теоретические основы процесса изнашивания	117
бурового инструмента	117
3.2.2. Влияние внешней среды на абразивное	101
изнашивание инструмента	121
3.2.3. Направления и методы повышения износостойкости	10-
и создания высокоресурсного бурового инструмента	127
3.2.4. Методы изучения изнашивания инструмента	
при взаимодействии с горной породой. Абразивность	
горных пород	139
3.3. Классификация и описание горных пород, предназначенные	
для выбора типа долот	142
3.4. Оценка буримости горных пород физическими	
дистанционными методами	143
Глава 4. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ	
МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ	
ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ	147
4.1. Общая характеристика основных способов	
механического разрушения	
горных пород при бурении скважин	147
4.2. Основные принципы механического разрушения горных пород	
при бурении	154

4.3. <b>4</b>	Формирование зоны предразрушения	
П	при механическом разрушении горных пород	163
4.4. C	Особенности формирования стволов скважин при бурении	168
4.5. C	Основы динамики работы бурового инструмента	174
4.6.3	Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород	
П	при бурении	180
4.4. C 4.5. C 4.6. Э п	Особенности формирования стволов скважин при бурении Основы динамики работы бурового инструмента Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении	168 174 18(

Глава 5. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД	
ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ СПОСОБЕ	
БУРЕНИЯ СКВАЖИН	86
5.1. Разрушение горных пород буровым инструментом резцами	
из твердого сплава1	86
5.1.1. Твердые сплавы и их свойства1	86
5.1.2. Основные типы бурового инструмента, вооруженного	
твердосплавными резцами1	88
5.1.3. Основы механизма разрушения горной породы	
инструментами режуще-скалывающего действия,	
вооруженными твердосплавными резцами	92
5.2. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами	
из композиционных алмазосодержащих	
и поликристаллических алмазов	.04
5.2.1. Буровые инструменты с резцами из композиционного	
сверхтвердого материала	.04
5.2.2. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов	
с поликристаллическими алмазами	.08
5.2.3. Определение глубины и усилия резания резцами <i>PDC</i>	.22
5.3. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом	30
5.3.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте	30
5.3.2. Разработки алмазных инструментов	
компаний Atlas Copco и Boart Longvear	39
5.3.3. Характер разрушения горных пород	
алмазными резцами	42
5.3.4. Механизм разрушения горной породы	
алмазными резцами бурового инструмента	47
5.3.5. Динамические нагрузки на алмазы	
в процессе разрушения горных пород	.69
5.3.6. Влияние величины выпуска алмазов из матрицы	
на эффективность разрушения горных пород	76
5.3.7. Температурный режим работы	
алмазного бурового инструмента2	81

5.3.8. Заполирование алмазов в буровых инструментах	
5.3.9. Параметры режима алмазного бурения	
5.4. Разрушение горных пород шарошечными долотами	
5.4.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот	
5.4.2. Материалы для изготовления шарошечных долот	
5.4.3. Основы механики разрушения горных пород	
шарошечными долотами	
5.4.4. Системы очистки забоя и интенсификация	
процесса разрушения	
при бурении шарошечными долотами	
5.4.5. Динамика работы шарошечных долот	
с учетом влияния бурильной колонны	
5.4.6. Параметры режима бурения шарошечными долотами	
дробящее-скалывающего действия	
<b>▲</b>	

## Глава 6. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОМ,	
УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОМ	
И УДАРНОМ СПОСОБАХ БУРЕНИЯ	
6.1. Разрушение горных пород	
при вращательно-ударном способе бурения	
6.1.1. Разрушение горных пород алмазным инструментом	
в режиме вращательно-ударного бурения	
6.1.2. Разрушение горных пород шарошечными долотами	
в режиме вращательно-ударного бурения	
6.2. Разрушение горных пород	
при ударно-вращательном способе бурения	
6.3. Разрушение горных пород при ударном способе бурения	

## Глава 7. УСЛОВИЯ КЕРНООБРАЗОВАНИЯ

И УДАЛЕНИЕ ПРОДУКТОВ РАЗРУШЕНИЯ	
ИЗ ЗАБОЯ БУРИМОЙ СКВАЖИНЫ	352
7.1. Условия кернообразования при различных способах	
разрушения горных пород	352
7.2. Удаление продуктов разрушения из забоя буримой скважины	359
7.3. Особенности бурения скважин при использовании	
в качестве очистных агентов пен и воздуха	367

Глава 8. ВЗРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ	
8.1. Понятие о взрыве	
8.2. Механизм разрушения пород взрывом	
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	

Учебное издание

Нескоромных Вячеслав Васильевич

#### РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Редактор Т. И. Тайгина Компьютерная верстка Н. Г. Дербенёвой
Подписано в печать 12.03.2015. Печать плоская. Формат 60×84/16 Бумага офсетная. Усл. печ. л. 24,75. Тираж 500 экз. Заказ № 19

Издательский центр Библиотечно-издательского комплекса Сибирского федерального университета 660041, Красноярск, пр. Свободный, 79 Тел./факс (391) 206-21-49, e-mail: rio.bik@mail.ru

Отпечатано Полиграфическим центром Библиотечно-издательского комплекса Сибирского федерального университета 660041, Красноярск, пр. Свободный, 82а Тел./факс (391) 206-26-49, тел. 206-26-67 E-mail: print\_sfu@mail.ru; http:// bik.sfu-kras.ru