В.В. Нескоромных

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
Сибирский федеральный университет

В.В. Нескоромных

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Рекомендовано УМО по образованию в области прикладной геологии в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности 130203 «Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых» направления подготовки 130200 «Технологии геологической разведки»
(решение УМС №01-04-УМО/26 от 01.04.08 г.)

Красноярск
СФУ
2012

УДК 622.243 (075.8)

Рецензенты: д-р техн. наук, профессор кафедры горных машин ИрГТУ, заслуженный работник высшей школы РФ Н.Н. Страбыкин;
ведущий специалист ФГУГП «Иркутскгеофизика» А.В. Новобрицкий

Нескоромных В.В.
Н552 **Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ:** учеб. пособие / В.В. Нескоромных**.** – Красноярск : СФУ, 2012. – 298 с.

Рассмотрены основы механики сплошной среды, методы определения механических свойств горных пород, процессы при механическом вращательном, вращательно-ударном и ударно-вращательном способах бурения горных пород, параметры и свойства, определяющие буримость горных пород. Внимание уделено механизму разрушения горных пород при бурении различными типами породоразрушающих инструментов.

Учебное пособие предназначено для студентов вузов, обучающихся по направлению 130200 «Технологии геологической разведки», специальность 130203 «Технология и техника разведка месторождений полезных ископаемых» (ГОС ВПО - 2000) и по направлению подготовки (специальности) 130102.65 «Технология геологической разведки», специализация 130101.65.00.03 «Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых» (ФГОС ВПО – 2010) при изучении дисциплины профессионального цикла С.3 «Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ».

Книга будет полезна для аспирантов научных направлений 25.00.14 – «Технология и техника геологоразведочных работ», 25.00.15 – «Технология бурения и освоения скважин», научных сотрудников и специалистов производственных организаций, занятых решением технологических задач бурения скважин.

© Нескоромных В.В., 2008
© Сибирский федеральный университет, 2012

ВВЕДЕНИЕ

Дисциплина «Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ» является базовой при изучении профилирующих дисциплин по специальности, а её изучение основывается на знании законов общей физики, физики твердого тела, теоретической механики, сопротивления материалов и математики.

Курс дисциплины 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 – разрушение горных пород на забое скважины или шпура вследствие механического или физико-химического воздействия на породу, производимого с целью формирования поля механических напряжений, достаточных для нарушения сплошности определенного объема (слоя) горного массива или преобразование породы в расплав, пар, раствор и удаление 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 процесса разрушения горных пород, определяемый как отношение затраченной на разрушение породы энергии к интервалу углубки (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 века способы механического разрушения горных пород по-прежнему обеспечивают основной объем буровых и горнопроходческих 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, технологий их обработки, упрочнения металлов и сплавов, новых конструкций бурового инструмента, мощных и надежных забойных приводов, забойных машин ударного и ударно-вращательного действия, новых конструкций буровых станков 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.

- ✓ **Бурение лазером** – бурение скважин лазером (англ. *laser*, составленное из первых букв выражения *Light Amplification by Stimulated Emission of Radiation* - усиление света с помощью индуцированного излучения) - прибор, в котором осуществляется генерация монохроматических электромагнитных волн оптического диапазона вследствие индуцированного излучения (излучение электромагнитных волн частицами вещества - атомами, молекулами и др. под действием внешнего электромагнитного излучения).

Лазер используется для экспериментального бурения.

1997 г. В США, 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*. Оба лазера 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.

2001 г. Министерство Энергетики США 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 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.

Глава 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕТОДАХ РАЗРУШЕНИЯ И СВОЙСТВАХ 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 [33].

Таблица 1.1

Методы и процессы разрушения горных пород

Метод разрушения горных пород	Процесс разрушения	Механизм разрушения
I. Физико-механическое воздействие на породу	1.Смятие 2.Раздавливание 3.Дробление 4.Скалывание 5.Отрыв 6.Резание 7.Истирание 8.Шелушение 9.Растрескивание 10.Раскалывание	Механическое нарушение связей между элементами, слагающими породу, без изменения состава и свойств веществ, слагающих породу
II. Физико-химическое воздействие на породу	1.Плавление 2.Испарение 3.Горение 4.Растворение	Нарушение связей между элементами, слагающими породу, с изменением агрегатного состояния, состава и свойств вещества
III. Физико-механическое и химическое воздействие на породу	1. Механическое разрушение и адсорбционное понижение твердости 2. Механическое разрушение и интенсификация адсорбционного понижения твердости воздействием ультразвука, магнитными и иными полями 3. Механическое разрушение и размягчение породы нагреванием	Механическое нарушение связей между элементами, слагающими породу, с некоторым изменением свойств вещества

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, вызванного 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 известно также использование комбинированных способов разрушения горных пород, например, термомеханического, 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 может возрасти от 2 до 100 раз, в сравнении с механическим бурением, 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.

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

Часть этих пород являются водо-, газо- и нефтенасыщенными коллекторами. Чаще всего коллекторами являются пористые песчаники, галечники или другие трещиноватые горные породы.

Более разнообразны геологические условия различных рудных месторождений. В данном случае более сложны, многочисленны и индивидуальны условия залегания, номенклатура и физико-механические свойства горных пород.

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, определяющие его деформируемость и прочность. Разновидность минералов, количественное их соотношение и структура распределения в породе определяют вид горной породы. Физическое и прочностное состояние горной породы будет зависеть 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):

$$P = \frac{A}{L} \ . \qquad (1.1)$$

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^{+} и отрицательные ионы Cl^{-}.

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

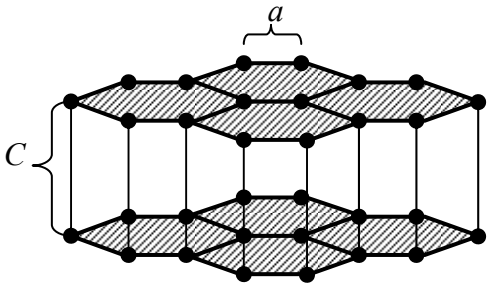


Рис. 1.1. Структура графита (a = 2,46 Å, C = 3,41 Å)

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

В природе встречаются часто и смешанные решетки – ионно-молекулярные. Такие кристаллы 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.

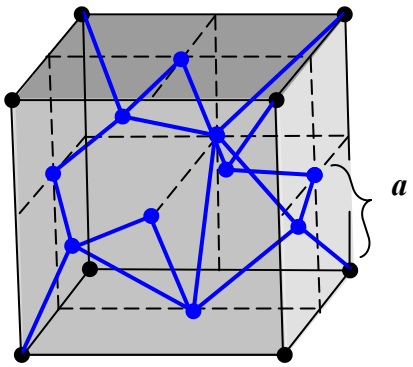


Рис. 1.2. Структура алмаза, а = 1,54 Å

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 бо̀льшего расстояния (*C*) 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.

При одинаковости состава структура алмаза определяет значительную разницу в свойствах алмаза и графита. В табл. 1.2 приведены некоторые характеристики свойств графита и алмаза.

Таблица 1.2

Свойство	**Графит**	**Алмаз**
Плотность, г/ см^3	2,25	3,5
Прочность при растяжении, МПа	3,5÷17	1800
Твердость по шкале Мооса	0,15	10
Модуль упругости, кПа	0,5 ×10^7	113 ×10^7

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 это породы магматического происхождения), аморфными (магматические - обсидиан, кремень), обломочными (продукты разрушения различных пород).

Структура породы - особенности строения горных пород, 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 (к = 0,01-0,1 мм) - различимы в микроскоп;

полиморфная (к < 0,01 мм) - различимы в микроскоп.

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

С увеличением размеров зерен прочность равномерно-зернистых пород снижается.

Это связано с тем, что, как установлено П.А.Ребиндером, 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 [26].

Обломочные породы по структуре бывают брекчиями и конгломератами.

Осадочные породы бывают рыхлыми и сцементированными, например, пески и песчаники. Песчаники отличаются как по составу зерен песка и их размеру, так и по составу связки. Данные особенности существенно влияют на абразивные и прочностные характеристики породы. Например, песчаник из кварцевого песка, не являясь прочным, 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 за счет изменения размеров зерен одинакового состава в вертикальном направлении, чередовании зерен различного состава.

Сланцеватость возникает при деформировании породы в направлении действия одностороннего горного давления.

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

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 внутри этого тела.**

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). Различие в буримости анизотропной горной породы в различных направлениях может быть очень значительной (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) [26].

Таблица 1.3

Анизотропия пределов прочности при растяжении горных пород Донбасса

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

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 поперек им.

Анизотропия теплопроводности при бурении слоистых горных пород плавлением или термомеханическим способом бурения будет приводить к тому, что нагрев породы активнее происходит в направлении слоев, что окажет 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), которые взаимодействуют 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, из них состоящих и входящих в состав породы, часто резко различны. Прочностные и деформационные характеристики горной породы в зависимости от вида нагрузки определяются характеристиками входящих в породу компонент и прочностью связей между ними.

Между компонентами горной породы действуют следующие силы [8]:

- силы связи химической природы (силы электрического взаимодействия между атомами - ионные и ковалентные связи);
- молекулярные;
- электростатические;
- капиллярные;
- магнитные.

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

При образовании ионной силы электроны от атома с меньшей электроотрицательностью 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 200-1200 Дж/моль, но радиус их действия мал, т.е. оказывая значительное начальное сопротивление при разрыве кристалла, эти силы действуют «не вязко», прекращая сопротивление при некотором взаимном удалении элементарных частиц (появлении трещины).

2. **Молекулярные силы**, характерные для осадочных пород (органических включений в осадочную породу), напротив, не являясь значительными (0,4-12 Дж/моль), являются дальнодействующими – 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, оказывая 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_σ, создаваемого поверхностным натяжением жидкости $\gamma_ж$ на искривленной поверхности (мениске) жидкости в капилляре (по закону П. Лапласа) :

$$p_\sigma = \frac{2\gamma_ж}{r}, \qquad (1.2)$$

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 прочность горной породы в первую очередь, ведь процесс разрушения твердого тела подобен разрушению цепи, звенья которой представляют элементы объема. Известно, что прочность цепи определяется прочностью наиболее слабого её звена , так 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 упруго-вязкопластичным 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 влияет 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.

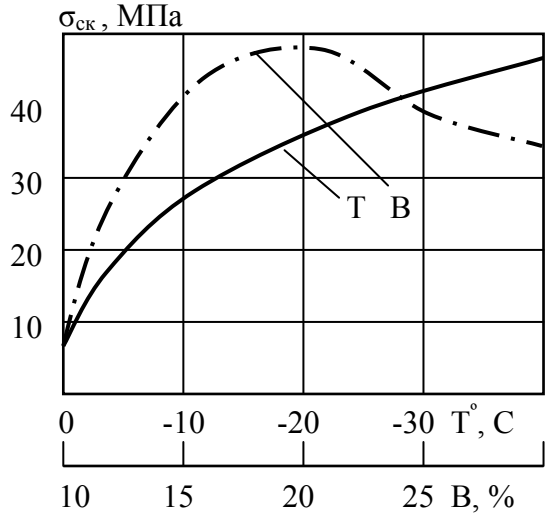


Рис. 1.3. Зависимость напряжения разрушения суглинка от влажности при температуре Т=40^{0}С (В) и супеси от температуры (Т) при влажности 20%

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

Мерзлые породы могут быть и сыпучими, если это крупнообломочные породы, 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.

Особое значение на процессы разрушения мерзлых пород оказывает пористость. Чем меньше пористость породы, тем меньшее влияние оказывает промерзание на её прочностные характеристики, тем ближе эти характеристики к аналогичным показателям для немерзлой породы при той же влажности.

На рис. 1.3 [32] приведены графические зависимости разрушающих напряжений скалыванию мерзлых пород в зависимости от температуры и влажности. Как следует их этих данных, наибольшие значения разрушающих напряжений достигаются при влажности 15-20% и растут с понижением температуры пород. Например, понижение температуры от нуля градусов до – 10° С, приводит к повышению напряжения разрушения более чем в 3 раза.

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 века ввел Л.Навье.

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

Деформации развиваются вследствие действия напряжений.

Понятие напряжений в теорию прочности ввел О.Коши, который дал определение, что **напряжения – средняя интенсивность силового воздействия, приходящаяся на единицу площади разрушаемого тела** [36, 37].

Исследованиями 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 ~10^{6} с, а воду – как твердое тело со временем релаксации ~10^{-10} с [26].

- ✓ **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.

Таблица 1.4

Реологические модели для исследования поведения горных пород при деформировании

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

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 [37].

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. С

точки зрения деформируемости диапазон поведения 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 используются:

- модуль (деформации) упругости E (модуль Юнга);
- коэффициент поперечного расширения μ (коэффициент Пуассона – изменяется в пределах 0,01-0,4);
- модуль сдвига G;
- модуль объемного сжатия K.

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

Коэффициент Пуассона μ отражает продольную $\varepsilon_{пр}$ и поперечную $\varepsilon_{поп}$ деформации зависимостью $\varepsilon_{поп} = -\mu \times \varepsilon_{пр}$.

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

Модуль объемного сжатия K – гидростатическое давление p_0 с относительно объемной деформацией ε_0 связан зависимостью $p_0 = -K \times \varepsilon_0$.

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

$$\left.\begin{aligned} K &= \frac{E}{3(1-2\mu)}; \\ G &= \frac{E}{2(1+\mu)}; \\ E &= 3K(1-2\mu); \\ \mu &= \frac{E}{2G} - 1. \end{aligned}\right\} \qquad (1.4)$$

Горные породы вследствие их сложного строения относятся к анизотропным телам, поэтому упругие константы зависят от направления деформации.

Полидисперсное строение горных пород обуславливает появление в них при нагружении необратимых деформаций даже при сохранении линейного характера деформаций. 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 E;
- модуль упругости, получаемый после исключения остаточных деформаций путем многократного нагружения $E_н$;
- модуль упругости, получаемый при динамическом нагружении $E_д$.

Экспериментально установлено, что $E = (0,7\text{-}0,8)E_н = (0,3\text{-}0,5)E_д$.

Величины модулей упругости, полученные при растяжении (E_p), изгибе (E_u) и сжатии (E_c), также будут различны: $E_u=(0,25\text{-}0,35)E_c = (1,2\text{-}1,3)\ E_p$.

Модуль упругости при сжатии (в 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:

$\sigma_{сж}$ - предел прочности на сжатие, Па;

σ_u - предел прочности на изгиб, Па;

σ_p - предел прочности на растяжение, Па.

Для горных пород обычно выполняется условие $\sigma_{сж} > \sigma_u > \sigma_p$. Например, для горных пород отношение пределов 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, т.к. предельные касательные напряжения и напряжения отрыва значительно меньше сжимающих.

Теория Кулона развивает критерий прочности, введенный Трѐски (1868 г.), согласно которому разрушение наступает при достижении касательными напряжениями некоторого максимального значения τ_{max}. Эта теория хорошо согласуется с условиями разрушения в случае одноосного сжатия или растяжения, при которых $\tau_{max} = 0,5\ \sigma$, где σ – нормальное напряжение [37].

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 $F = \mu_o \times N$, т.е.

$$Q=T + \mu_o N,$$

где μ_o – коэффициент внутреннего трения; N – сила, нормальная к плоскости скольжения.

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

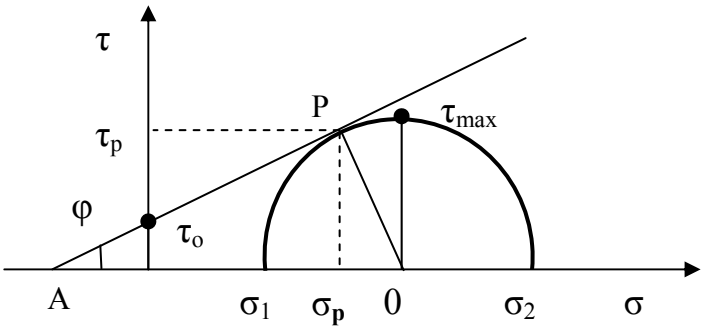


Рис. 1.4. Графическая интерпретация критерия прочности Кулона

$$\tau = \tau_0 + \mu_o\sigma, \qquad (1.5)$$

где τ_0 – удельная сила сцепления;

σ – нормальное напряжение;

$\mu_o = tg\varphi$, где φ – угол внутреннего трения.

Условие прочности Кулона хорошо объясняет высокую прочность горной породы при вдавливании в неё резца при бурении, т.к. в этом случае порода находится в напряженном состоянии, близком к всестороннему сжатию. Возникающие в этом случае высокие напряжения сжатия увеличивают силы внутреннего трения.

Характеристики τ_o и $\mu_o = tg\varphi$, входящие в условие прочности, могут быть найдены экспериментально.

Критерий прочности Кулона (1.5) на рис.1.4 изображен в координатах касательных и нормальных напряжений (τ, σ). Линия АР, определяется как касательная к предельному кругу О.Мора, радиус которого $\tau_{max} = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2)$, где σ_1,σ_2 – наибольшее и наименьшее нормальные напряжения в породе. Угол наклона касательной АР к оси напряжений φ задает угол внутреннего трения и позволяет определить коэффициент внутреннего трения

$$\mu_o = tg\varphi = \frac{\tau - \tau_o}{\sigma}.$$

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

На основании теории прочности О. Мора [37], предложенной в 1900 году, рассчитывается интенсивность сил сцепления τ_o при одноосных сжатии $\sigma_{сж}$ и растяжении σ_p:

$$\tau_o = \frac{\sigma_{сж}(1-\sin\varphi)}{2\sin\varphi}; \; \tau_o = \frac{\sigma_p(1+\sin\varphi)}{2\sin\varphi};$$

Совместное решение приведенных уравнений дает следующую формулу:

$$\tau_o = \frac{\sigma_p}{1+\frac{1}{\eta}} \text{ при } \eta = \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}.$$

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

Анализ приведенных зависимостей показывает, что интенсивность сил сцепления τ_o практически равна пределу прочности при растяжении σ_p.

О величине прочности горных пород при растяжении, сдвиге и изгибе, выраженной в долях от предела прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, можно составить представление по данным табл. 1.5 [39].

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

Данные, приведенные в табл. 1.5, показывают, что чем больше роль растягивающих напряжений при нагружении горной породы, тем эффективнее должно происходить её разрушение [26, 36, 37, 39].

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.

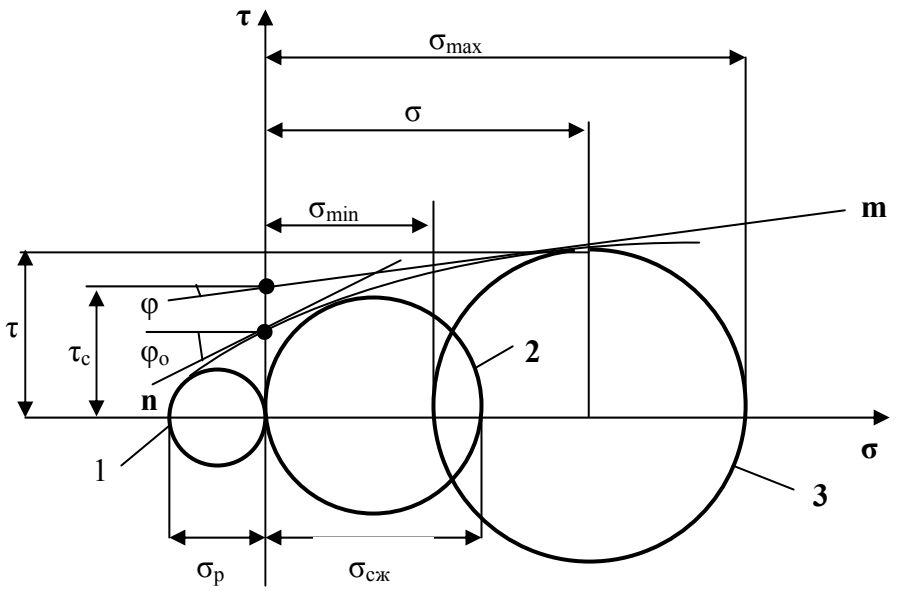


Рис. 1.5. Графическое определение параметров прочности по методике О. Мора: 1 – круг одноосного растяжения; 2 – круг одноосносного сжатия; 3 – круг объемного сжатия; линия n – касательная к огибающей в точке её пересечения с осью; линия m – касательная к огибающей в любой точке на ней

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 объем-ном напряженном состоянии на основании простых видов пределов прочности.

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

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

- предельное сопротивление срезу τ_0 (сцепление) при отсутствии нормальных напряжений и угол внутреннего трения φ;
- условное сцепление τ_c при различных напряжениях σ, τ и соответствующий угол внутреннего трения φ.

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 $\sigma_{сж}$ не менее, чем при трех различных значениях бокового давления p.

По совокупности парных значений $\sigma_{сж}=\sigma_{max}$ и $p = \sigma_{min}$ строят полуокружность радиуса $0{,}5(\sigma_{сж} - p)$ с координатами центра $[0{,}5(\sigma_{сж} + p); 0;]$.

Далее добавляются полуокружности с радиусами 0,5 $\sigma_р$ и $0{,}5\sigma_{сж}$ с координатами центров (- 0,5 $\sigma_р$; 0) и (0,5 $\sigma_{сж}$; 0), где $\sigma_р$ – предел прочности при одноосном растяжении по ГОСТ 21153.3-85; $\sigma_{сж}$ – 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 φ.

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

Угол внутреннего трения можно определить из нижеследующей зависимости на основании экспериментальных данных [26]:

$$\varphi = 2\left[\left(arctg\,\frac{\tau_0 + 2}{2}\right)\right] - 45^\circ, \qquad (1.6)$$

где $\tau_0 = \sqrt{\sigma_{сж}/\sigma_р + 1} - 1$ - удельная сила сцепления;

$\sigma_{сж}$ и $\sigma_р$ - соответственно пределы прочности породы на сжатие и растяжение.

Угол внутреннего трения в породах наиболее часто находится в пределах $20 \div 60^0$ 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 [26].

Таблица 1.6

Величины силы сцепления и угла внутреннего трения ряда горных пород

Порода	τ_0, МПа	φ, градус
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

При деформировании породы наблюдаются следующие стадии: I – стадия упрочнения и закрытия имеющихся трещин, порового пространства и дефектов, суммарный размер которых в линейном выражении можно оценить величиной $\varepsilon_п$ (рис. 1.6, а); II – стадия упругого деформирования; III - стадия зарождения и

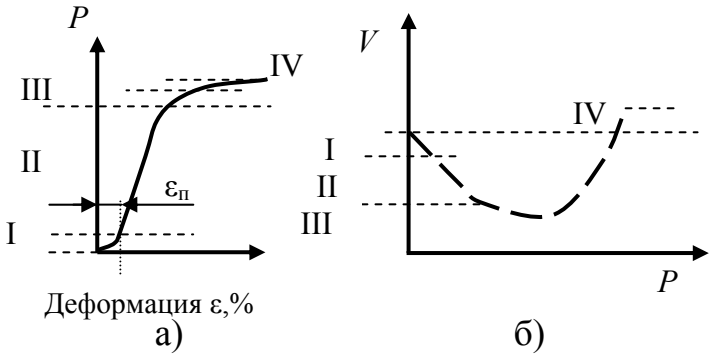


Рис.1. 6. Графики линейного деформирования *ε* (а) и изменения объема образца *V* (б) при деформировании горной породы с усилием *P*

развития новых трещин; IV – стадия разветвления и слияния трещин, диспергирование материала, приводящее к окончательному разрушению (рис. 1.6).

При нагружении горной породы происходит изменение объема образца (см. график на рис.1.6,б). В завершающей стадии деформирования образец увеличивается в объеме за счет разрыхления в зоне интенсивного трещинообразования. 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. Пористость и трещиноватость 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 МПа до 180 МПа, а при увеличении пористости до 3% снижается и составляет 110 МПа [26].

С увеличением пористости снижается модуль упругости, а коэффициент Пуассона, согласно данным из [26], может снижаться при малых значениях пористости и увеличиваться при более высоких значениях порового пространства.

Величина пористости тесно связана с вещественным составом горных пород, с размерами, формой и упаковкой зёрен породы. В осадочных породах пористость может достигать 35% объема породы, в вулканогенно-осадочных (туфопесчаники, туффиты) и метаморфических породах – 5-20%, в магматических породах – не более 5%.

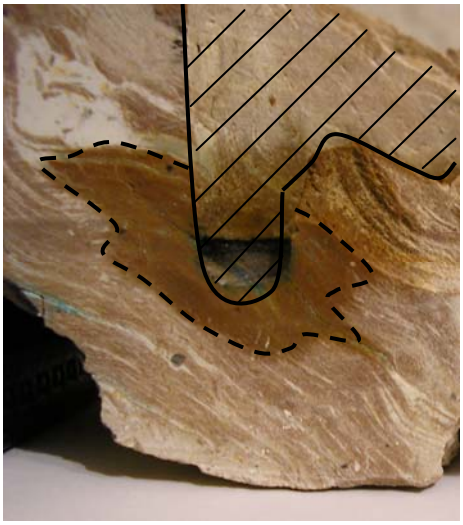


Рис. 1.7. Фото скважины в разрезе, пробуренной в анизотропном туфо-даците

Пористость горных пород определяет водо- и газопроницаемость горных пород. Слоистым породам присуща анизотропия водопроницаемости: 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 туфо-дацита [21]. 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 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 [21].

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

- критерий прочности А. Гриффитса о влиянии дефектов (трещин) на прочность твердых тел;
- опыты, модифицирующие теорию А. Гриффитса и утверждающие, что при возрастании сжимающих напряжений трещины А. Гриффитса должны закрываться, вследствие чего развивается трение по поверхности образованного контакта, а не рост трещины [36,37];
- гипотеза об эффективных растягивающих напряжениях, которые вызваны сжимающей нагрузкой [36].

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

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

В скважине горные породы находятся в состоянии всестороннего сжатия, при этом верхняя граница объема испытывает напряжение $\sigma_г$ от гидростатического давления со стороны столба очистного агента, а со всех других сторон объем породы находится в напряжении под действием горного давления.

На глубине H от земной поверхности мысленно выделяется кубик (рис.1.8) , имеющий размеры, которые обеспечивают элементарный объем [40]. Кубик ориентирован в пространстве так, что компоненты напряжений σ_x, σ_y и σ_z являются главными нормальными напряжениями. В этом случае значения всех компонент будут определяться следующей системой уравнений:

- нормальные напряжения

$$\sigma_z = \rho_n g H,$$
$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda \rho_n g H, \qquad (1.7)$$

где ρ_n – плотность горной породы кг/м^3 ;

g – ускорение силы тяжести, м/с^2 ;

H – глубина скважины, м;

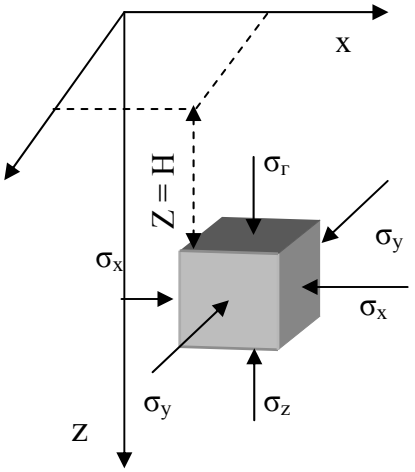


Рис.1. 8. Схема напряженного состояния горной породы на забое скважины

- 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

$$\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}. \qquad (1.8)$$

Для идеально упругих горных пород коэффициент λ может составлять значение 0,25-0,4 [18]. Однако реальные горные породы обладают свойством ползучести, что требует уточнения значения коэффициента λ для каждого конкретного случая, особенно для условий бурения глубоких скважин в малопрочных горных породах.

В соответствии с зависимостью (1.7) следует вывод о росте горного давления с глубиной скважин.

В скважине заполненной жидкостью на забой воздействует гидростатическое давление, которое на глубине H определяется по формуле

$$\sigma_г = \rho_ж gH + p_0 , \qquad (1.9)$$

где $\rho_ж$ – плотность жидкости;

p_0 – атмосферное давление.

Суммарное давление бурового раствора складывается из гидростатического давления столба жидкости (зависимость 1.9) и перепада давления, связанного с перемещениями в скважине бурового снаряда и динамикой струй промывочной жидкости у забоя.

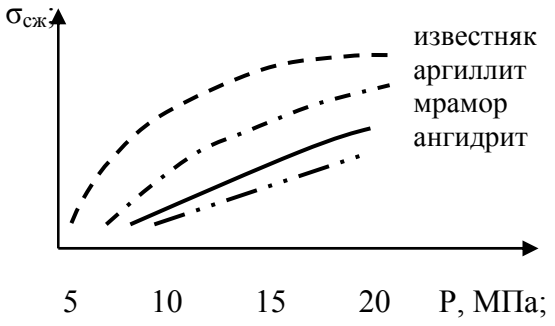


Рис.1. 9. Графики зависимости $\sigma_{сж}$ от величины горного давления P

По мере роста величины горного давления (с глубиной скважины) повышается предел прочности породы на сжатие (см. рис. 1.9), то есть 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:

$$k = 1 + \frac{\rho_{ж} H}{\sigma_{раз}}, \qquad (1.10)$$

где $\sigma_{раз}$- разрушающее напряжение горной породы, кПа.

Заметное увеличение разрушающего напряжения горной породы на глубине наблюдается при малых значениях $\sigma_{раз}$. Так, если L = 1000 м, $\rho_{ж}$ = 13 МН/см^3, а $\sigma_{раз}$ 10000 кПа, то λ будет равно 2,3, если же $\sigma_{раз}$ = 100000 кПа, то λ будет равно 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 [17]:

$$v_{б} = v_0 e^{-\alpha_1 (H - H_0)}, \qquad (1.11)$$

где $v_б$ – скорость бурения на глубине H;

e – основание натурального логарифма (e = 2,718);

v_0 – скорость бурения на заданной глубине H_0;

α_1 – экспериментальная константа (при H_0 = 3048 м, равна 0,3-0,85×10^{-4} м$^{-1}$) [18].

Так, согласно результатам исследований Р.М.Эйгелеса [40], проводившего эксперименты на специальной установке, может происходить снижение механической скорости бурения в несколько раз при повышении горного давления. При этом в различных условиях, при использовании различных типов бурового инструмента и очистных агентов, изменение механической скорости будет различно и строго индивидуально в силу комплексного влияния ряда факторов.

Значительное влияние на процесс разрушения пород на забое скважин оказывает поровое давление – p_f. Например, в слабоуплотненных породах с высоким давлением флюидов в порах механическая скорость бурения возрастает, что иногда использовалось для обнаружения пластов с нефтью и газом при разведке месторождений углеводородов.

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

Имеющиеся данные указывают [18], что с увеличением давления на забой скважины буримость горных пород снижается. При этом на скорость бурения влияет разница между забойным давлением бурового раствора $\sigma_г$ (зависимость 1.9) и пластовым поровым давлением p_f : $p_t = (\sigma_г - p_f)$.

Это давление (p_t) называют дифференциальным, и 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.

Фактически на буримость влияет не столько величина порового давления p_f , сколько разность давлений бурового раствора и в поровом пространстве пласта на глубине проникновения породоразрушающих резцов в породу забоя.

Предполагается, что сопротивляемость породы разрушению в забойных условиях определяется зависимостью [18]:

$$\sigma = \sigma_0 + \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}(\sigma_г - p_f), \qquad (1.12)$$

где σ_0 – сопротивляемость породы разрушению в атмосферных условиях;

φ – угол внутреннего трения породы (30-35°).

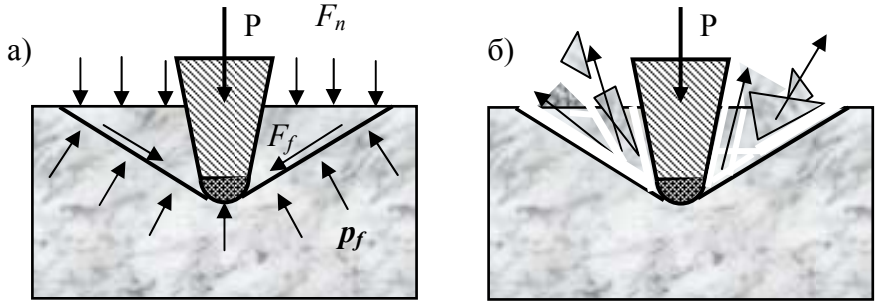


Рис. 1.10. Механизм разрушения породы при влиянии дифференциального давления: а – большое значение ($\sigma_г - p_f$) – псевдопластическое поведение; б – небольшое или отрицательное ($\sigma_г - p_f$) – хрупкое поведение

В твердых породах с большими значениями σ_0 увеличение сопротивляемости породы разрушению, обусловленное дифференциальным давлением, незначительно. В мягких породах дифференциальное давление имеет более выраженное влияние. Этим объясняется, что 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. Эти обломки могут быть вытеснены с забоя достаточно быстро или остаться на месте, подвергаясь повторному разрушению. Это зависит, прежде всего, от результирующих сил, воздействующих на частицы. Удержанию обломков на забое способствуют силы давления бурового раствора F_n и сила трения обломков о поверхности лунок и забоя F_f (рис. 1.10). Эти силы пропорциональны дифференциальному давлению.

Механическая скорость бурения в зависимости от дифференциального давления может определяться по формуле [18]:

$$v_б = v_0 e^{-\alpha_2(\sigma_г - p_f)}, \qquad (1.13)$$

где v_0 – скорость бурения при $\sigma_г = p_f$;

α_2 – экспериментальная постоянная, равная (1,2-2,3) 10^{-7} Па$^{-1}$.

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. 1.11) [18]. С учетом этого разработаны технологии бурения с нулевым

перепадом давления в системе «разбуриваемый пласт – ствол скважины» ($\sigma_г = p_f$) и с отрицательным перепадом ($\sigma_г < p_f$).

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. 1.11). В плотных малопроницаемых породах, например, глинах, скорость бурения при изменении дифференциального давления меняется незначительно (позиция 2 на рис. 1.11).

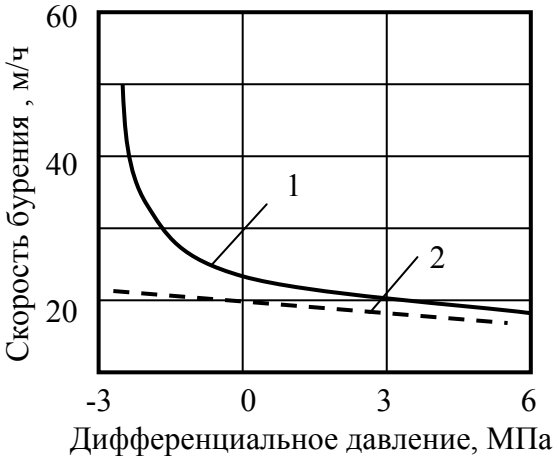


Рис. 1.11. Влияние дифференциального давления на механическую скорость бурения: 1 – проницаемые породы; 2 - глины

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.

➢ *Контрольные вопросы к главе 1*

1. Назовите основные методы разрушения горных пород.
2. Понятие о строении и структуре горных пород различного происхождения.
3. Дайте определение текстуры и анизотропии горных пород.
4. Дайте определение горной породе, как физическому объекту.
5. Назовите виды породообразующих связей в горных породах, определяющих сопротивляемость горных пород деформированию и разрушению.
6. Дайте определение напряжения. Возможные виды напряжений.
7. Назовите основные виды и показатели деформации горных пород.
8. Пределы прочности горных пород при сжатии, растяжении, изгибе и их соотношение.
9. Критерий прочности Ш.Кулона.
10. Теория прочности О. Мора. Паспорт прочности горных пород.
11. Назовите основные теории прочности, объясняющие процесс разрушения горных пород.
12. Назовите основные условия, влияющие на разрушение горных пород при бурении.
13. Влияние горного давления на разрушение горных пород при бурении.
14. Влияние гидростатического давления на разрушение горных пород при бурении.
15. Дифференциальное давление и его влияние на разрушение горных пород при бурении.

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 определить предел прочности материала, величину модуля упругости, энергию связи кристалла и коэффициент поверхностного натяжения [23, 36, 37].

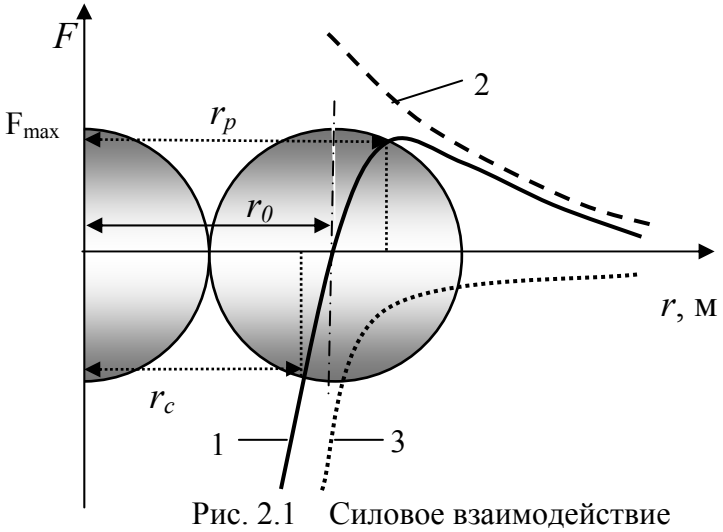


Рис. 2.1 Силовое взаимодействие между двумя атомами твердого тела

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 окружающих 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 расстояние r_o, при котором силы притяжения и отталкивания уравновешиваются, а результирующая сила равна нулю. При равновесном состоянии r_o =1 Å (ангстрем) = 10^{-10} м.

При расстоянии между атомами меньше равновесного ($r < r_o$) преобладают растягивающие силы, а при большем ($r > r_o$) – преобладающими являются 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 затруднен в той степени, каковы силы межатомного взаимодействия кристалла, и в какой степени произошло разрушение кристалла.

Как известно, под пределом прочности понимают наибольшее напряжение, которое может выдержать материал, не разрушаясь. 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_{max}, когда расстояние между центрами атомов составляет r_p.

Для разрушения тела вдоль некоторой поверхности необходимо, чтобы все пары атомов, расположенные по обе стороны от этой поверхности, испытывали действие силы, большей F_{max} . Напряжение, соответствующее силе F_{max} , называют теоретической прочностью на разрыв $\sigma_{теор}=(0,1\text{-}0,2)\ E$, где E – модуль упругости.

Силу F_{max} можно ориентировочно определить из закона Кулона [37]:

$$F_{\max} = \frac{q^2}{4\pi\varepsilon_o r^2}, \qquad (2.1)$$

где q – заряд иона, Кл;

ε_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 тела, а в результате будем иметь 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 , будет $S_1=2S$.

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

Энергия связи всей поверхности будет равна $W= \omega_{нов}\ S$. Эта энергия принадлежит слоям атомов, находящихся 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. Его интерпретируют как величину

γ, которая представляет отношение энергии W на границе вещества к единице площади S его поверхности (при постоянной температуре):

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

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, т.к. 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 100-1000 , а часто и в большее количество раз. 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 = $1{,}1\times10^{10}$ Па. Таким образом, теоретическая прочность гранита может быть $1{,}1\times10^{3}$ МПа, что в 58 раз выше реальной прочности. Для мрамора предел прочности равен 9 МПа, $E = 5{,}9\times10^{10}$ Па, значит теоретическая прочность выше в 655 раз выше реальной. Для кварцита σ = 11 МПа, $E = 6{,}8\times10^{10}$ Па, а теоретическая прочность выше в 618 раз [23].

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, т.к. трещины, разделяющие целостность образца породы проходят преимущественно по границам зерен минералов по сложной траектории, образуя поверхность многомерной кривизны.

Таким образом, число дефектов в породе и влияние дефектов 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 этого, 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, частицы металла, приводят к растрескиванию и разрушению алмаза при его нагреве в процессе бурения за счет иной теплопроводности и 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 году [37]. Эта работа является основополагающей, т.к. 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 1мм 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 – 5886 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.

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

Исследования, проведенные А. Гриффитсом, позволили ему построить 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.

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

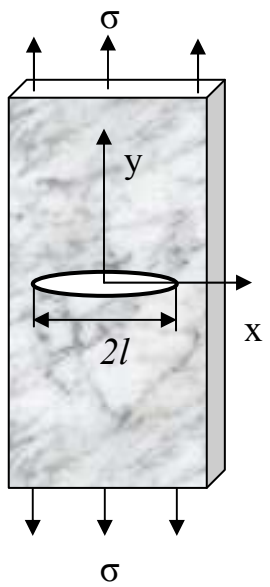


Рис. 2.2. Задача А. Гриффитса

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

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

где *W*- потенциальная энергия деформации пластины;

T - поверхностная энергия трещины.

Решение начального уравнения позволяет определить напряжение разрушения σ_c в случае плоского напряженного состояния:

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

где E – модуль упругости;

y – удельная поверхностная энергия разрушения;

l – половина длины трещины.

Тело с трещиной находится в состоянии равновесия в том случае, если в любом объеме тела 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 роста трещины может происходить и при постоянной нагрузке.

Начальное направление распространения трещины будет зависеть от окружающего вершину трещины 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 в направлении перпендикулярном к 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 [37].

В табл. 2.1 приведены значения удельной энергии разрушения для некоторых материалов в следующем виде:

$$\gamma=\gamma_0+\gamma_п, \qquad (2.5)$$

где γ_0 – удельная поверхностная энергия разрушения;

$\gamma_п$ – удельная работа пластических деформаций у вершины трещины.

Из приведенных данных следует, что затраты энергии на пластические деформации существенно более значительны и связаны, прежде всего, с высокой концентрацией напряжений у вершины трещины. Для снижения величины γ следует оказывать физическое и химическое воздействие на разрушаемое твердое тело с целью снижение работы пластических деформаций у вершины трещины.

Таблица 2.1

Вид материала	**γ_0, Дж/м^2**	**γ, Дж/м^2**
Сталь	2	4000
Оргстекло	0,5	200
Стекло	1,2	3
Цементный камень	0,4	2,3

2.1.3. Понижение прочности твердых тел физико-химическими методами

В 1928 году академиком П.А. Ребиндером был установлен научный факт адсорбционного понижения прочности твердых тел вследствие уменьшения поверхностной энергии, являющейся результатом физических или химических процессов на поверхности твердых тел (на поверхности трещин) [25, 37]. 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.

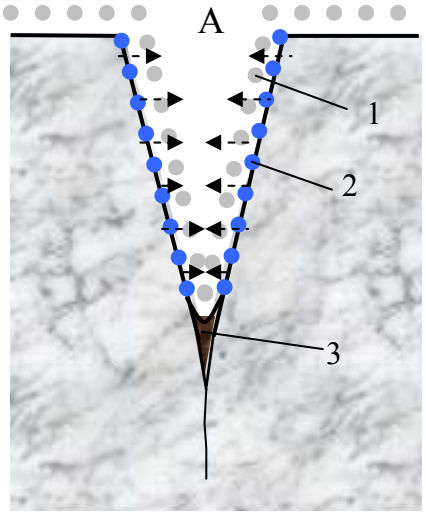


Рис. 2.3. Схема адсорбции жидкости на бортах трещины

Проникновение адсорбирующих молекул 1 в устье микрощелей нейтрализует работу сил сцепления молекул разрушаемого тела 2 и создает раздвигающие усилия. Этот эффект вызывает возрастание величины деформации в упругих телах или скорости деформации в телах упруго-пластичных.

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.

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

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

где t – ширина трещины;

θ – 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 возрастанию величины деформации в упругих телах или скорости деформации в телах упруго-пластичных.

Осуществив проникновение в микрощели, адсорбционные слои замедляют смыкание микрощелей или приводят к уменьшению упругой деформации после разгрузки деформированного тела.

Третьим важным элементом влияния адсорбирующих на поверхности трещин молекул жидкости является их действие на зону пластических деформаций у вершины трещины 3 (рис. 2.3). Рост трещины и скорость её роста 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, т.к., следуя 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 размер молекул жидкости.

Для этой цели успешно применяют жидкости с пониженным поверхностным натяжением – поверхностно-активные вещества (ПАВ). В качестве таковых могут применяться керосин (применяют 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. при таких условиях, 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 ТулНИГП виброактивных алмазных коронок показало перспективность применения ультразвука для интенсификации процесса разрушения горных пород [6].

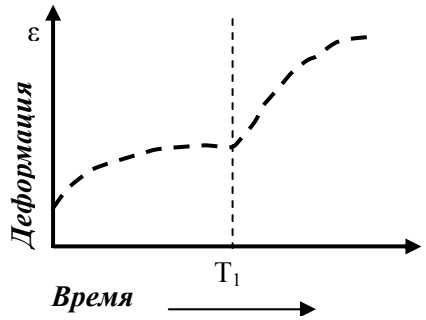


Рис. 2.4. Деформирование материала под действием внешних сил: I – без дополнительного воздействия; II - воздействие магнитного или электромагнитного полей после их включения в момент T_1

Исследование свойств металлических материалов показало, что активно влиять на процесс пластической деформации, кроме силовых и температурных полей, агрессивных сред, могут еще внешние электрические и магнитные поля. При этом выявлено, что эти поля 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 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 разрушения.

Еще большее влияние на механические свойства оказывают переменные магнитные и электрические поля, а также переменный ток с частотой 50 Гц. Заметное проявление эффекта электрического и магнитного влияния происходит лишь при наличии пластической деформации, очевидно, потому, что в этой 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/час. После достижения критического размера за 0,001 секунды скорость трещины увеличивается до 10 000 км/час! 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 исследования, скорость трещины зависит от упругих свойств материала, в том числе от скорости распространения в нем звука. Она составляет обычно 0,3-0,7 от скорости звука в данном материале.

Скорость звука в материале определяется зависимостью:

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

где E, ρ – модуль упругости (Па) и плотность материала (кг/м^3).

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.

Наблюдения показали [23], что при достижении трещиной максимальной скорости роста она разветвляется, а скорость роста трещины падает. После этого скорость роста трещины может снизиться или рост может вовсе прекратиться, но может вновь возрасти до максимального значения 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 траекторию трещины. 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.

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 модификация теории, 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 [36].

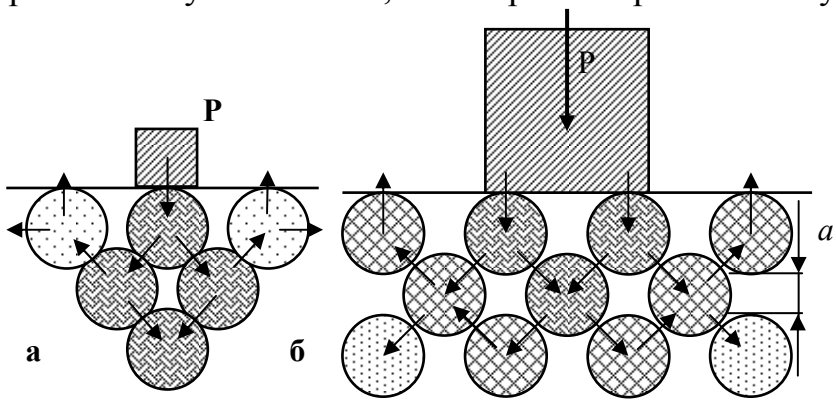


Рис. 2.5. Схемы развития напряжений растяжения при действующей нагрузке сжатия Р

Из последних теорий наиболее продуктивна для понимания процесса разрушения горных пород под действием сжимающих нагрузок теория эффективных растягивающих напряжений [36]. Данная теория 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 перемещения 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.

В данном случае большое значение на эффективность развития растягивающих напряжений оказывает размер зерен (шаров) и межзернового пространства.

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

Если размер пор значителен, и между зернами породы имеется пространство для смещений, то такая повышенная пористость обусловит увеличенный 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. В данном случае, 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 [36] предложен критерий эффективных напряжений растяжения

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

где σ_3 – давление поперечного сжатия;

σ_1 – давление осевого сжатия;

φ – угол внутреннего трения породы.

Таким образом, представленная схема показывает механизм трансформации напряжений сжатия в напряжения растяжения горной породы, под действием которых и наступает её разрушение, поскольку предел прочности горных пород на растяжение значительно меньше, чем любой другой параметр прочности. В 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» и приводят к разрушению при меньших напряжениях, чем определено теоретической прочностью породы.

2.2. Напряжение в горных породах под действием сосредоточенной силы

При приложении 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, могут быть статическими или динамическими.

В том случае, если возникающие напряжения превышают предел прочности горной породы, происходит нарушение связей между частицами породы и наступает их разрушение.

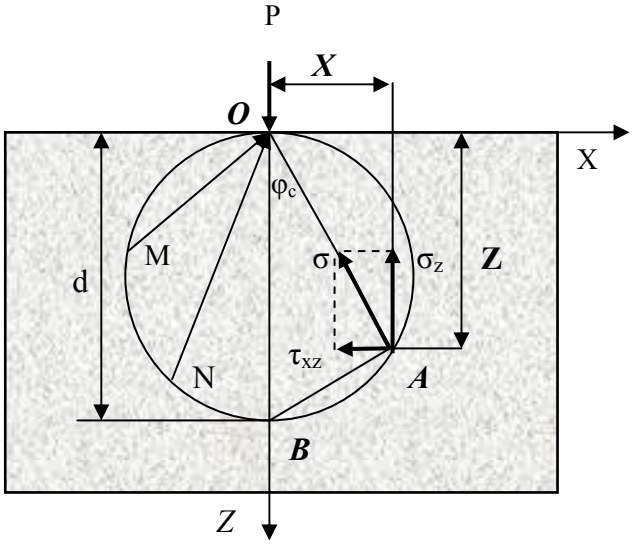


Рис. 2.6. Расчетная схема к определению напряжения в соответствии с задачей Буссинеска

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 *σ,* направленным к месту приложения сосредоточенной силы P в точке O. Возникающее напряжение в виде суммы векторов σ, может быть представлено в виде **нормального** – σ_z и **касательного** – τ_{zx}.

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

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

где *x, z* - координаты точки, лежащей на окружности.

Касательное напряжение в этой точке соответственно определяется выражением

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

Полное напряжение σ, направленное из точки к месту приложения силы Р, будет иметь значение:

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

где φ_c - угол между направлением действия силы Р и вектором полного напряжения;

l = ОА - расстояние от точки А до точки приложения силы Р.

Из треугольника ОАВ, вписанного в окружность, определим:

$$l = d\cos\varphi_c. \qquad (2.12)$$

После этого получим выражение для расчета полного напряжения:

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

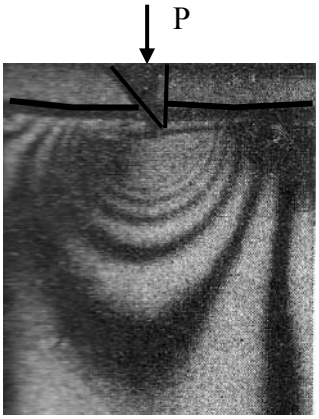


Рис. 2.7. Сферы равных напряжений при внедрении резца в твердое тело

Выводы:

1. Из выражения (2.13) следует, что полное напряжение в любой точке сферы σ прямо пропорционально силе Р и обратно пропорционально расстоянию l и зависит от угла φ_c.

2. На любой горизонтальной площадке, расположенной в пределах поверхности сферы, имеющей диаметр d, полные напряжения σ 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 Р.

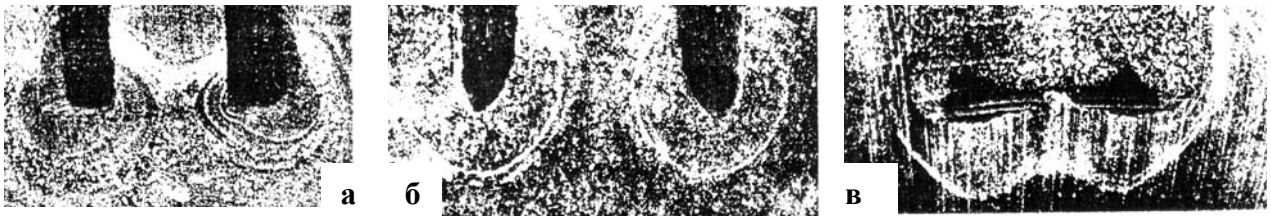


Рис. 2.8. Линии деформации и напряжений в породе под торцом коронок (а,б) и долота (в)

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:

$$\sigma_z = P_p \left\{ 1 - \left[\frac{1}{1 + \left(\frac{a}{z} \right)^2} \right] \right\}. \qquad (2.14)$$

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

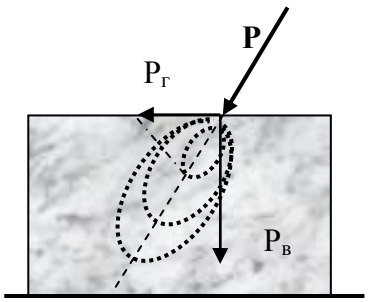


Рис. 2.9. Схема линий напряжений в породе при наклонном приложении усилия Р

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)

В том случае, если сила Р будет приложена к поверхности породы под углом, то напряжения в массиве распространяются 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 разрушению (разделению на части), а также необратимого изменения формы 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 разрушения горных пород, поскольку задают напряжения и процесс трещинообразования в породе. Напряжения и деформации в породе связаны с величиной **контактного давления на породу со стороны инструмента $p_к$:**

$$p_k = \frac{P}{S_k}. \qquad (2.15)$$

Контактное давление – отношение осевой нагрузки P к площади опорной или контактной поверхности ($S_к$), 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 зависимо 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, обуславливающими концентрацию напряжений (концентраторы напряжений), могут быть 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 получен слепок.

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^3] и контактную удельную энергоемкость разрушения [Дж/см^2].

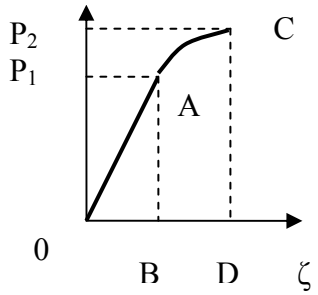


Рис. 2.10. График деформирования горной породы

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

$$q = \frac{A_{об}}{V}. \qquad (2.16)$$

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 $A_{об}$ и площади контакта S.

Работа, затрачиваемая на разрушение, расходуется на упруго-пластические 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:

$$A_y = \frac{1}{2} P \zeta_y, \qquad (2.17)$$

где P - нагрузка, соответствующая деформированию породы на величину деформации ζ_y.

Работа деформации породы обычно определяется графо-аналитическим 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 же по разрушению образца определяется площадью фигуры 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, будет 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, но 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

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

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 нижеследующей зависимости:

$$p = \frac{P}{2\pi a^2}\ , \qquad (2.19)$$

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

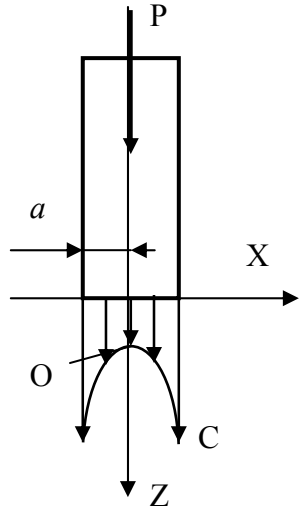


Рис. 2.11 Распределение контактного давления под торцом цилиндрического индентора

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.

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

Величину внедрения индентора в породу определяют по формуле

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

где μ – коэффициент Пуассона (см. формулу 1.4);

E – модуль упругости (Юнга).

Напряженное состояние горной породы под внедряемым плоским цилиндрическим индентором характеризуется наличием области I – всестороннего сжатия, области II – растягивающих напряжений и областью III, в

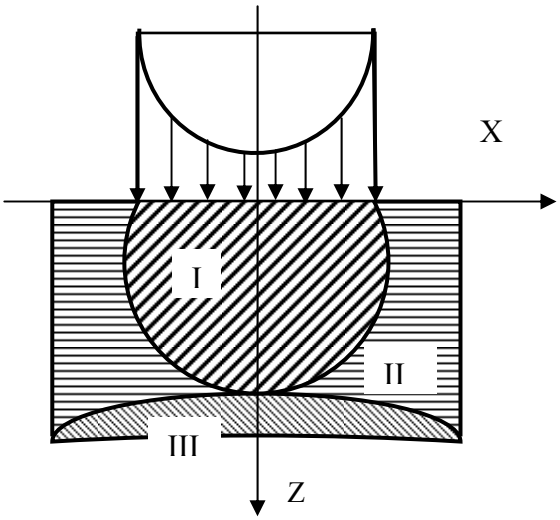


Рис. 2.12. Области напряжений под торцом плоского индентора: I – сжатия (ядро сжатия); II – растяжения; III – сложно-напряженного состояния

которой порода находится в сложном, но слабо напряженном состоянии (рис. 2.12).

Механизм появления растягивающих напряжений при внедрении индентора схематично рассмотрен на схемах 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).

Внутренний деформируемый объем, воспринимающий давление индентора, передает это давление породе, создавая напряжения растяжения в породе. Развитие предельной деформации вглубь деформируемого объема увеличивает напряжения растяжения. В упруго-хрупких и хрупко-пластичных 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.

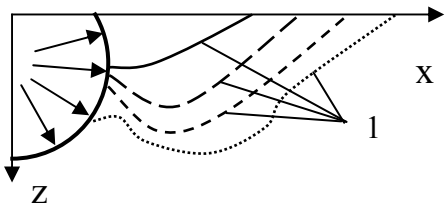


Рис. 2.13. Схема бокового распора и возникновения трещин при вдавливании индентора

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, а, 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]:

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

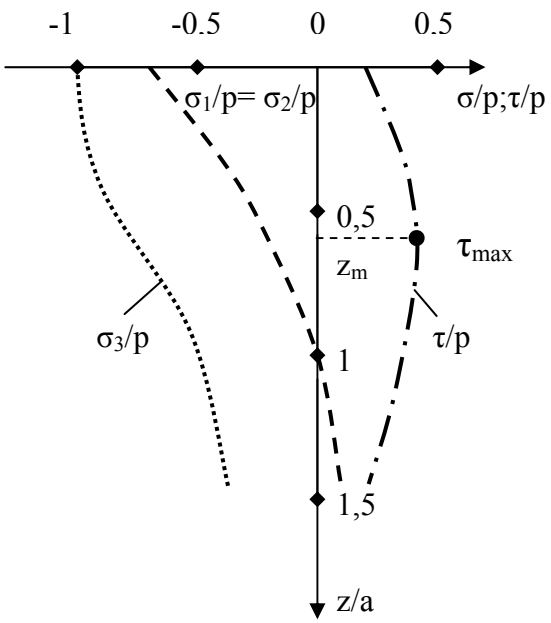


Рис. 2.14. Графики напряжений под плоским индентором на оси его симметрии

$$\frac{\sigma_3}{p} = -1 + \left[\frac{\frac{z}{a}}{\sqrt{1 + (\frac{z}{a})^2}} \right]^3 ; \qquad (2.22)$$

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

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 σ_1 и σ_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:

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

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

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

Механизм разрушения. В первый период 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 макси-

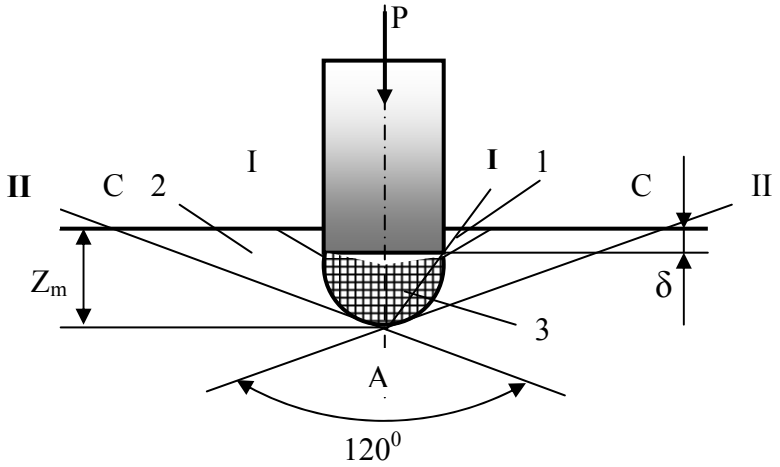


Рис. 2.15. Схема разрушения породы при внедрении индентора с плоским торцом: 1 – кольцевая форма, отделяемая на первом этапе разрушения; 2 – выкол консоли при образовании конической лунки разрушения; 3 – ядро сжатия породы

мальных касательных напряжений, диаметр которой равен диаметру индентора. В этот период 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 напряжений (для пластичных пород).

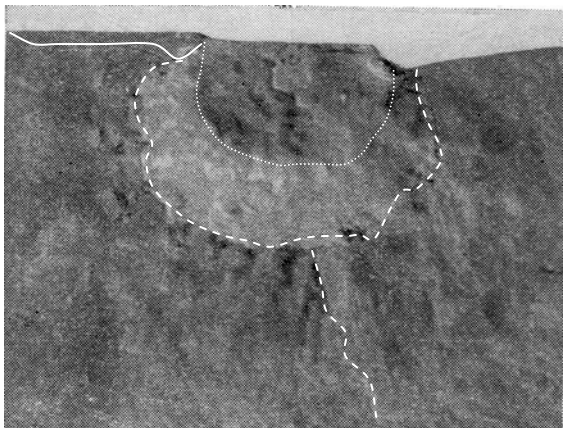


Рис. 2.16. Ядро сжатия в известняке [39]

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 А 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 этот момент, когда деформации достигают точек С, происходит мгновенное высвобождение энергии упругого сжатия и наблюдается мгновенный выкол породы по конусу САС 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 мгновенно разрушается, превращаясь в порошок.

На рис. 2.16 представлена фотография ядра сжатия в пористом известняке. Видны зоны развития ядра сжатия и трещины – верхняя консольная (слева консоль еще не отделилась) и радиальные уходящие вглубь от ядра. Размер ядра намного (в 2-3 раза) превышает радиус индентора, поскольку порода податливо деформировалась, позволив 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.

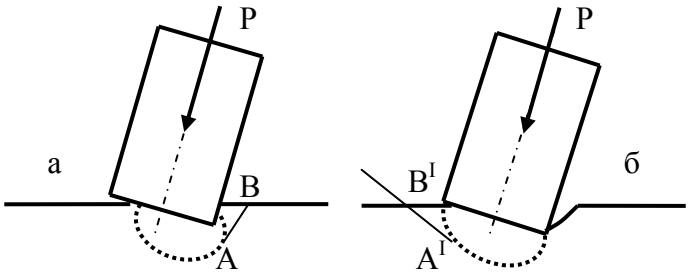


Рис. 2.17. Схемы для анализа процесса разрушения породы при вдавливании штампа под углом к поверхности породы

Форма ядра сжатия породы, отличающаяся от шарообразной, будет в случае если воздействие на породу со стороны индентора будет производиться не под прямым углом. В этом случае ядро сжатия в первый момент будет

более активно развиваться под краем торца с внутренней стороны угла наклона индентора (рис. 2.17, а). В момент, когда напряжения в этой зоне достигнут критических значений, произойдет смятие и скалывание породы по линии АВ, напряжения под торцом индентора выровняются, а ядро сжатия примет форму более 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.

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).

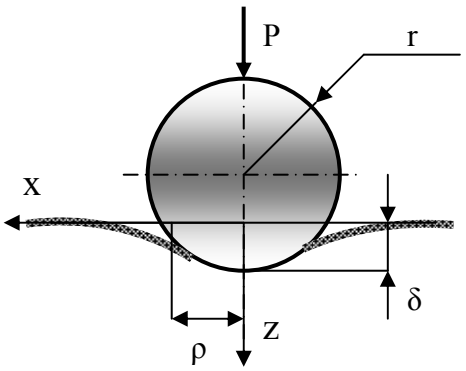


Рис. 2. 18. Схема внедрения сферического индентора в породу

Радиус поверхности давления при вдавливании сферы с усилием *P* определиться по формуле

$$\rho = 1{,}144\sqrt[3]{\Pr\left[\frac{4\left(1-\mu_1^2\right)}{E_1}+\frac{4\left(1-\mu_2^2\right)}{E_2}\right]}, \qquad (2.25)$$

где μ_1, E_1, μ_2, E_2 – коэффициенты Пуассона и модули упругости для индентора и породы, соответственно;

r – радиус сферы индентора.

Давление на поверхности контакта сферы с породой можно описать уравнением

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

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

Наибольшее перемещение индентора в породу, при упругом взаимодействии с породой, будет в центре контакта и определится формулой

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

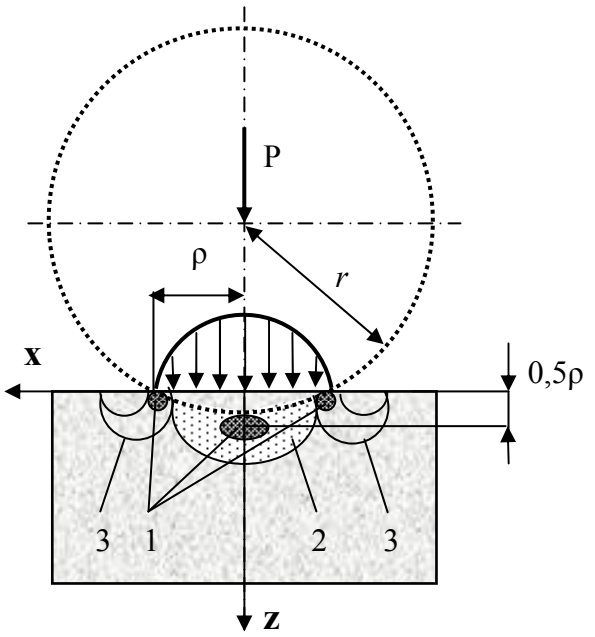


Рис. 2.19. Эпюра контактного давления и схема напряженного состояния и разрушения породы под торцом шарового индентора: 1 – очаги максимальных касательных напряжений; 2 – ядро сжатия ; 3 – кольцевые трещины отрыва породы

Анализ напряженного состояния горной породы под торцом шарового индентора, проведенный Р.М. Эйгелесом [40], показал, что область всестороннего сжатия в данном случае меньше, чем при вдавливании плоского цилиндрического индентора. Распределение максимальных касательных напряжений при вдавливании сферы таково, что наибольшие их значения отмечаются на оси симметрии, на глубине от поверхности контакта на расстоянии около *0,5ρ*, а также на контуре давления. Отсюда следует, что разрушение породы при вдавливании сферы начнется, прежде всего, на двух участках: на глубине *Z=0,5ρ*, 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 $\frac{z}{a}$, можно найти по формулам [30, 39]:

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

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

Касательные напряжения по контуру контакта индентора

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

При вдавливании сферы в плоскую поверхность образца упруго-хрупкой 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 *0,5ρ,* 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 *0,5ρ*. Величина *ρ* равна

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

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

$$h_л = 0{,}5\sqrt{hd}\ , \qquad (2.32)$$

где d – диаметр шарового индентора, м;

h – глубина внедрения индентора на заключительном этапе деформирования породы, м.

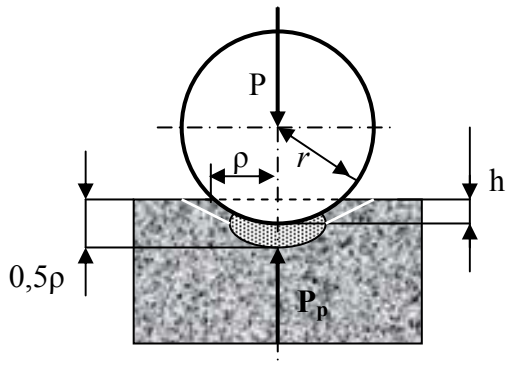


Рис. 2.20. Схема к определению глубины внедрения шарового индентора

Формула (2.27) дает решение при упругом контакте индентора с породой. В случае разрушения породы с образованием лунки, которое сопровождается упруго-пластическим деформированием, глубина внедрения индентора в породу h определится из следующих зависимостей, полученных в соответствии со схемой, представленной на рис. 2.20.

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

Упругая реакция породы $P_р$ определится из зависимости

$$P_p = P(1 - tg\,\varphi)\ ,$$

где φ – угол внутреннего трения, градус.

Усилие P затрачивается на упругую реакцию породы P_p и преодоление сил внутреннего трения F_m в деформируемых объемах породы, прежде всего ядре сжатия. Это соотношение запишем в виде

$$P = P_p + F_m. \qquad (2.33)$$

Реакция $P_p = S_{см}\, p_ш$,

где $S_{см}$ – площадка смятия, м^2 ;

$p_ш$ – твердость горной породы, Па.

Сила внутреннего трения определится из зависимости:

$$F_m = S_{см}\, p_ш\, tg\varphi.$$

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

$$S_{см} = \pi(2hr - h^2).$$

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

$$h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P}{\pi p_ш (1 + tg\varphi)}}. \qquad (2.34)$$

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

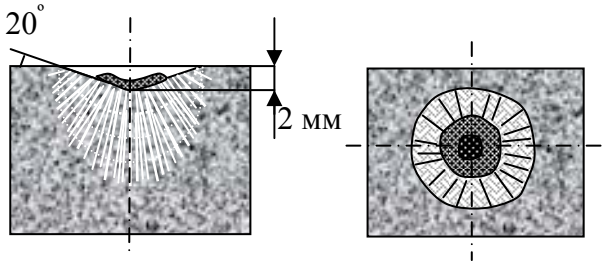


Рис. 2.21. Зарисовка экспериментально полученной лунки разрушения в граните при вдавливании шара

Приведенные выше теоретические положения подтверждаются опытами по внедрению инденторов в упруго-хрупкую горную породу.

На рис. 2.21 дана зарисовка лунки разрушения в разрезе и ее вид сверху. Лунка получена при внедрении шара диаметром 20 мм в мелкозернистый долерит. После образования лунки образец раскололся, что позволило отметить вокруг лунки кругообразный ореол побелевшей породы диаметром около 15 мм, эллиптически вытянутого в направлении приложения нагрузки. Ореол имеет явные лучи, вытянутые 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 [22].

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 возрастает, а для дальнейшего внедрения требуются все более высокие осевые нагрузки (рис. 2.22).

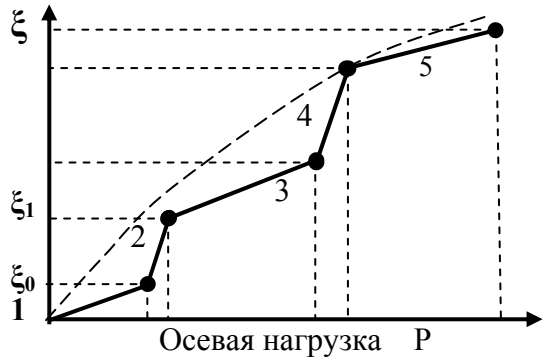


Рис. 2.22. График деформация-осевая нагрузка для клиновидного индентора

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 – пластического деформирования, глубина погружения пропорциональна нагрузке до величины ξ_0;

2 – хрупкого разрушения;

3-5 циклы повторяются.

Хрупкое разрушение происходит при нагрузках практически равных нагрузкам деформирования ξ_0. При дальнейшем вдавливании вследствие упругой и пластической деформации глубина погружения растет медленно вплоть до нового скачка. Порода скалывается под углом большим, 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 также связано с увеличением контактной поверхности.

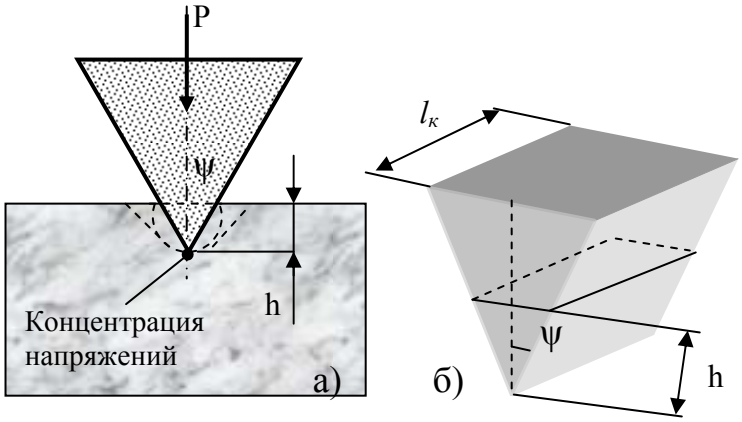


Рис. 2.23. Схемы для определения глубины внедрения в породу пирамидального и клиновидного инденторов

При рассмотрении процесса вдавливания (рис. 2.23) в породу клиновидного индентора с длиной клина $l_к$, углом приострения 2ψ и пирамидального индентора с углом приострения вершины 2ψ, в соответствии со схемой, рассмотренной при внедрении в породу шарообразного индентора (см. рис. 2.19), получим значения глубин внедрения:

для пирамиды $h_п = \dfrac{1}{tg\psi}\sqrt{\dfrac{P}{p_ш(1+tg\varphi)}}$ и клина $h_к = \dfrac{P}{2p_ш l tg\psi(1+tg\varphi)}$. (2.35)

На графике рис. 2.22, возможные значения глубин внедрения клиновидного и пирамидального инденторов, рассчитанные по формулам (2.35),

будут выглядеть как плавные кривые, огибающие точки дискретного погружения.

Пирамидальный индентор своей формой моделирует алмазные резцы или фрезерованные зубья шарошечных долот. Клиновидный индентор соответствует по форме зубьям шарошечных долот и буровых инструментов ударного действия.

В случае, если, например, пирамидальный резец имеет площадку притупления шириной *2s*, то зависимость расчета глубины внедрения индентора определится по следующей формуле

$$h_{пп} = \frac{1}{tg\psi}\left(s - \sqrt{\frac{3s^2}{4} - \frac{P}{4p_ш(1+tg\varphi)}}\right). \qquad (2.36)$$

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

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 (рис. 2.11). Поэтому для инденторов с плоской цилиндрической формой торца в процессе эксплуатации характерна 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 формой торца [33] показывает, что при значительной твердости пород эффективнее оказывается сферический индентор.

При разрушении пород средней твердости и мягких, когда глубина внедрения индентора–резца значительна, более эффективен по объему разрушенной породы и энергоемкости разрушения клиновидный индентор.

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 (рис. 2.19). Изнашивание сферического индентора приводит к некоторому увеличению радиуса его торца без значительного изменения формы.

Для бурения пород средней твердости и мягких оптимальны клиновидные породоразрушающие элементы, острые края которых в буровых инструментах защищают твердым износостойким покрытием.

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, 30] 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 μ : $T = P \times \mu$.

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. 2.24, а, б);

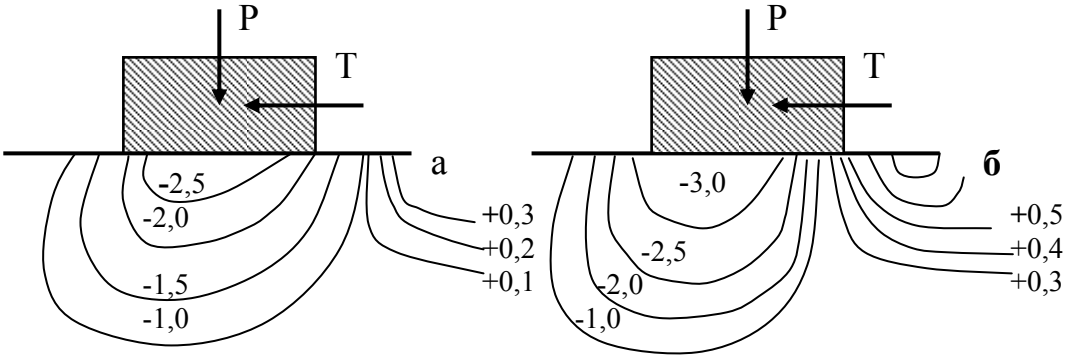


Рис. 2.24. Поле механических напряжений под плоским индентором при действии осевого и тангенциального усилий: а – при μ=0,4; б – при μ=0,8

- 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.

В сопоставлении с представленными на рис. 2.24 данными, интересны результаты экспериментов по исследованию характера изменения тангенциального усилия и глубины борозды разрушения при перемещении нагруженного осевой силой резца [14].

Вначале движения резец, находившийся в покое, внедряется достаточно резко по наклонной линии, глубина резания растет, увеличивается и горизонтальное усилие резания (зона I, рис. 2.25).

В зоне II глубина внедрения резца в породу и горизонтальное усилие резания достигают максимальных значений.

В зоне III резец, испытывая возрастающее сопротивление породы, «отжимается» вверх по направлению действия осевой нагрузки, а глубина борозды и усилие резания уменьшаются.

В зоне IV устанавливаются постоянные глубина борозды и тангенциальное усилие, которые соответствуют установившейся скорости перемещения резца.

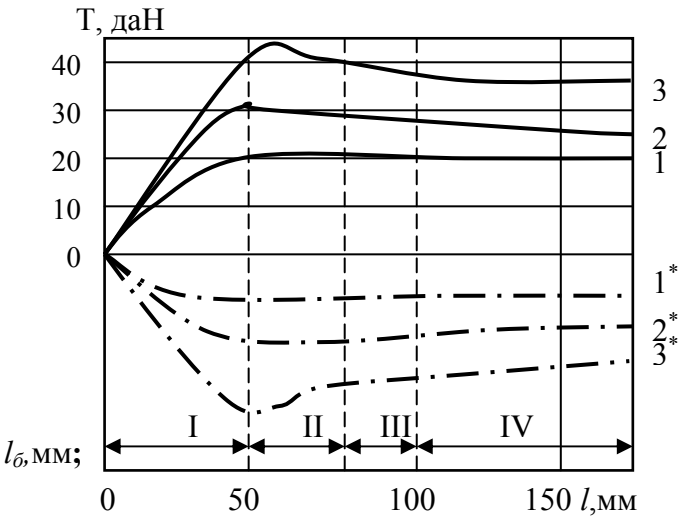


Рис. 2.25. Графики зависимости горизонтального усилия резания T (кривые 1,2,3, полученные при осевых усилиях 15,3; 27,8; 40,8 даН) и глубины борозды разрушения $h_б$ горной породы резцом (кривые 1^*,2^*, 3^*) на интервале резания l [14]

Причина «отжатия» резца и связанного с этим уменьшения глубины борозды разрушения, является результатом усиливающегося сопротивления резанию-скалыванию породы при возрастающей скорости резания, что сопровождается перемещением ядра уплотнения (области максимальных напряжений сжатия на рис. 2.24) на переднюю режущую грань резца и уменьшением действия ядра на глубину зоны резания.

В этом случае на резец в противоположном осевому усилию направлении будет направлена сила противодействия, которую определим из схемы на рис. 2.26:

$$P_n = F_p \sin\gamma_n \cos\gamma_n ,$$

где F_p – сопротивление породы перемещению резца, даН;

γ_n – передний угол резца, град.

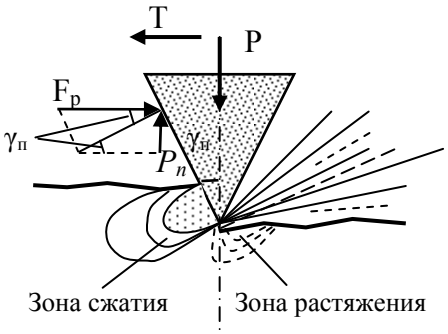


Рис. 2.26. Схема для расчета усилия P_n

Из полученной зависимости следует, что усилие P_n растет с повышением усилия сопротивления породы и переднего отрицательного угла резца. Усилие P_n снижает величину осевой нагрузки P, что отражается на снижении глубины борозды разрушения породы.

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

Важным итогом проведенного исследования и анализа напряженного состояния горной породы под действием нормальной и тангенциальной нагрузок является подтверждение того обстоятельства, 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 резании-скалывании 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 [13] 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 (рис. 2.26), что можно объяснить, рассмотрев схему на рис. 2.24, резким переходом чрезвычайно упругого кварца из области сжатия в область растяжения при перемещении резца.

При разрушении менее упругих горных пород или минералов веер разрушенной породы на задней грани резца будет не столь заметен.

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 ($v_н$) – скорость роста нагрузки и напряжений в породе, при которых наступает разрушение.

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

На рис. 2.27 приведены экспериментальные зависимости проф. 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 [33].

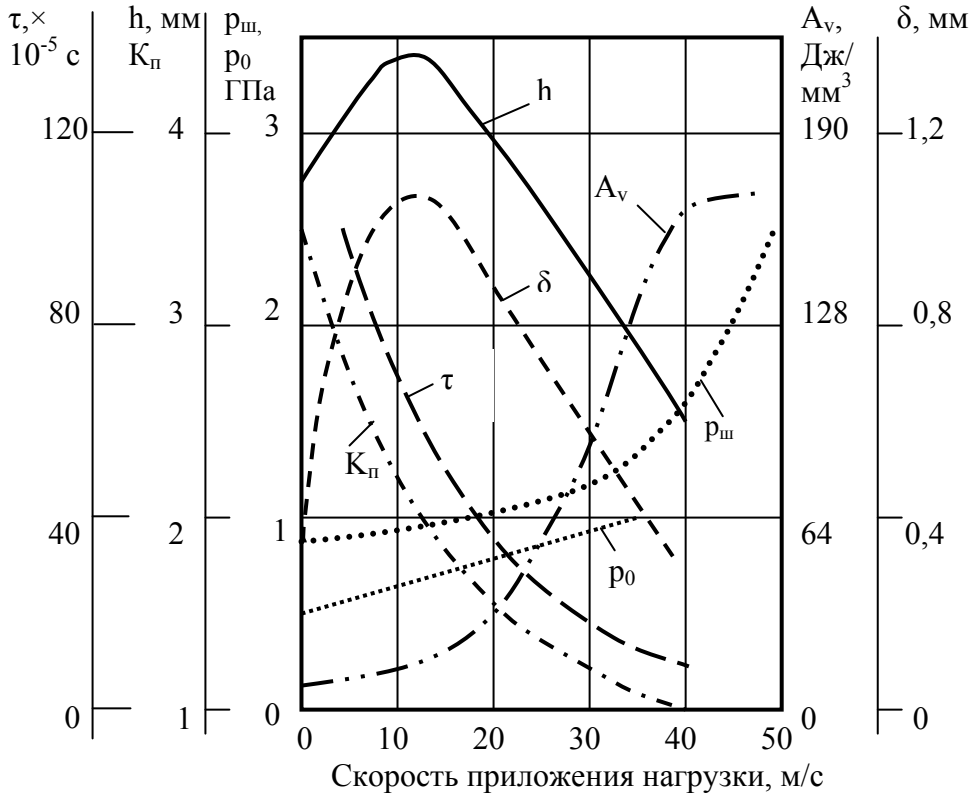


Рис. 2.27. Экспериментальные зависимости параметров разрушения и прочности мрамора от скорости нагружения индентора: δ – упругая деформация породы, мм; h – глубина лунки разрушения, мм; τ – время контакта индентора с породой, с; $К_п$ – коэффициент пластичности; $p_ш$ – твердость, ГПа; p_0 – предел текучести породы, ГПа; A_v – объемная удельная работа разрушения, Дж/ мм^3

Как следует из приведенных графиков, при малых скоростях нагружения от 0 до 5 м/с влияние этого фактора на процесс разрушения незначительно отличается от процесса разрушения при статическом внедрении породоразрушающих элементов.

Деформация породы δ и глубина лунки разрушения h достигают максимума при определенных значениях скорости нагружения, величина которой 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 породе 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.

В.П. Рожковым [27] проведен эксперимент по вдавливанию конуса Роквелла (угол приострения 120°) в горные породы с различной интенсивностью осевого нагружения $v_н$ от 15 до 60 Н/с.

На рис. 2.28 приведены экспериментальные зависимости глубины внедрения индентора от усилия при различных скоростях нагружения индентора.

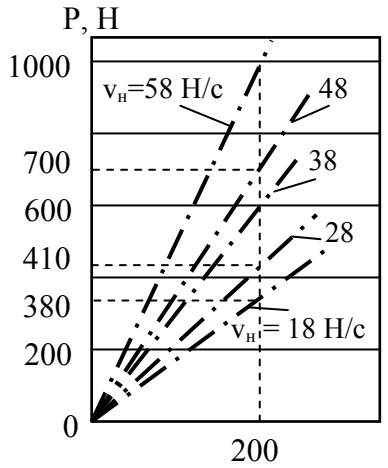


Рис. 2.28. Экспериментальные зависимости глубины внедрения индентора от скорости нагружения $v_н$

По результатам экспериментальных работ [27] установлено, что для внедрения на определенную глубину в породу 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. В то же время изменение скорости приложения усилия приводит к изменению микротвердости породы. Например, микротвердость мрамора при росте интенсивности нагружения от 15 до 60 Н/с возросла от 1 до 4,5 кН/мм. Для более твердых горных пород показатель роста микротвердости при повышении скорости нагружения оказался еще выше.

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 [14].

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

В работе [23] Ю.И. Протасовым рассмотрено уравнение следующего вида

$$d\tau = \tau\alpha_1 dU, \qquad (2.37)$$

где $d\tau$ – изменение долговечности τ;

α_1 – энергетический коэффициент;

dU – изменение энергии иона (или другой частицы, составляющей твердое тело).

Из уравнения (2.37) следует выражение [23] для определения времени, в течение которого твердое тело выдерживает определенное напряжение:

$$\tau = \tau_0 e^{\alpha_1 U_c}. \qquad (2.38)$$

где τ_0 – время, равное периоду колебаний атомов в твердом теле.

Величина U_c включает две составляющие

$$U_c = U_0 - \gamma_1 \sigma_p, \qquad (2.39)$$

где U_0 – энергия межатомных (межионных) связей, совпадающая по величине с энергией сублимации вещества;

σ_p – напряжение растяжения в твердом теле;

γ_1 – структурный коэффициент.

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

Из выражения (2.39) 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_0 и α_1, из выражения (2.38) запишем

$$\tau = \tau_0 \exp\frac{U_0 - \gamma_1 \sigma_p}{kt}. \qquad (2.40)$$

Выражение (2.40) определяет время, в течение которого твердое тело выдерживает напряжение σ_p при температуре t до разрушения.

Опыты показали [23], что τ_0 равно периоду колебаний атомов в твердом теле, т.е. $\tau_0 = 10^{-12}$ -10^{-13} с. Выражение (2.40) описывает процесс разрыва связей ионов (атомов) вследствие термических флуктуаций.

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

Разрыв связей приводит к образованию зародышевых трещин, которые и обуславливают разрушение твердого тела вследствие их роста.

Теоретическую прочность твердого тела можно представить в виде двух составляющих [23]:

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

Первая составляющая включает следующие параметры:

$$[\sigma]_1 = \frac{E\varepsilon}{D_k}, \qquad (2.41)$$

где E – модуль упругости;

ε – 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 τ температура тела для разрушения значения не имеет, а следуя выражению (2.41), зависит от его упругости, удлинения при растяжении и концентрации напряжений. Предельное возможное удлинение тела при деформировании ε равно 0,2 [23], что позволяет по зависимости (2.41) определить возможную теоретическую прочность тела, которая стремится к величине равной *0,2E*.

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

Вторая составляющая прочности определяет влияние следующих факторов

$$[\sigma]_2 = \frac{\alpha E T}{3D_k} \ln \frac{\tau}{\tau_0}, \qquad (2.42)$$

где α – коэффициент теплового линейного расширения.

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

$$[\sigma] = \frac{E\varepsilon}{D_k}\left[1 - \frac{\alpha t\left(\frac{\tau}{\tau_0}\right)}{3\varepsilon}\right], \qquad (2.43)$$

Из формулы (2.43) следует, что увеличение температуры тела приводит к снижению его прочности. При этом следует учесть, что при повышении температуры повышается 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 (2.43), увеличение времени приложения нагрузки приводит к снижению предела прочности, что наглядно видно из графиков на рис. 2.23.

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.

Например, это подтверждают эксперименты, выполненные в ТПУ В.Д. Евсеевым по разрушению пород усилиями не превышающих предела прочности

породы [8]. Так, при длительном действии нагрузки, создающей напряжения, которые в 1,38 раза меньше предела текучести и соответственно существенно меньшие, чем твердость горной породы, разрушение породы, тем не менее, произошло, но с задержкой на 182 секунды.

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_k – коэффициент концентрации напряжений, можно выразить в виде формулы [23]

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

где $2l$ – длина трещины (см. рис. 2.2);

a – постоянная кристаллической решетки.

С учетом приведенного выражения зависимость (2.43) будет выглядеть следующим образом:

$$[\sigma] = \frac{E\varepsilon}{1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}}\left[1 - \frac{\alpha t \ln\frac{\tau}{\tau_0}}{3\varepsilon}\right]. \qquad (2.44)$$

Из выражения (2.44) 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, снижение 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 горные породы более хрупки и значительно легче поддаются разрушению растяжением. Например, предельное значение деформации ε растяжения, 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.[23].

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, что приводит к остановке роста трещины или к изменению траектории её роста. Возможно также ветвление трещины, что приводит к потере энергии её роста. Эти явления в результате приводят 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 роста трещины под действием нагрузки скорость её роста увеличивается, стремясь к скорости звука С в данной горной породе, если длина трещины l растет до бесконечности [23]

$$V_m = \sqrt{\frac{2\pi E}{q}\left(1 - \frac{l_0}{l}\right)}, \qquad (2.45)$$

где E, q – модуль упругости (Па) и плотность горной породы (кг/м^3).

l_0, 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 её скорость резко падает или становится равна нулю. Ветвление и замедление роста трещины происходит в том случае, если трещина пересекает под прямым

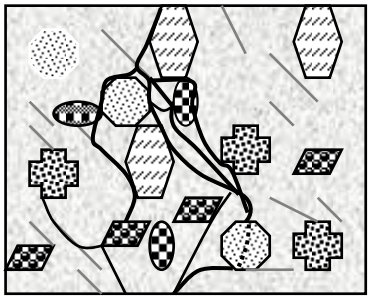


Рис. 2.29. Схема развития трещин разрушения в полиминеральной породе

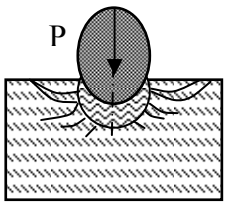


Рис. 2.30 Схема развития трещин в слоистой породе

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 (рис. 2.29).

Ускорение роста трещины связано с ситуацией, когда направление роста трещины совпадает с направлением первичных дефектов (материнских трещин и пор, поверхностей раздела минеральных зерен). В слоистых породах преимущественное развитие трещин может совпадать с направлениями слоев (рис. 2.30).

Большое значение для развития трещин разрушения имеет также распространение порового пространства, соответствующее, как правило, внешней анизотропии кристаллов. То есть, 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 [21].

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 совпадающие с плоскостями слоев, а размер лунок определяется глубиной проникновения ядра сжатия и уменьшается при снижении угла встречи γ [21].

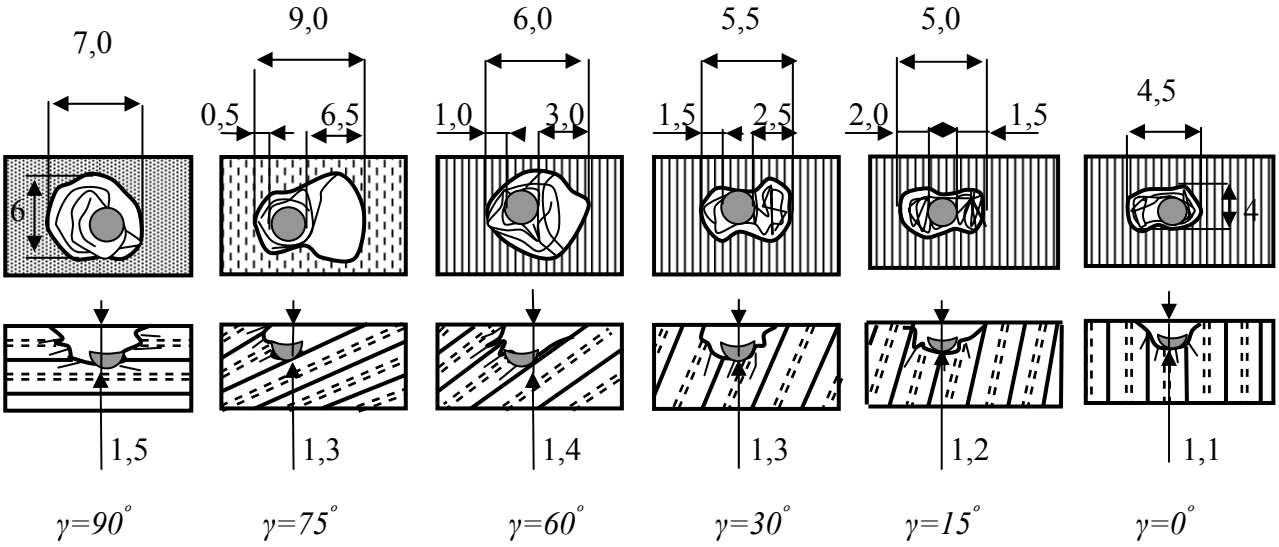


Рис. 2.31. Формы лунок разрушения в анизотропных горных породах при различных углах встречи γ плоскости сланцеватости

2.7. Особенности разрушения индентерами анизотропных горных пород

Основные особенности механизма разрушения анизотропных горных пород определены неравнопрочностью в различных направлениях [21, 22]. Как правило, анизотропные горные породы – слоистые, сланцеватые или обладающие флюидальностью имеют более высокие значения упругости и твердости в направлении сформировавшихся слоев.

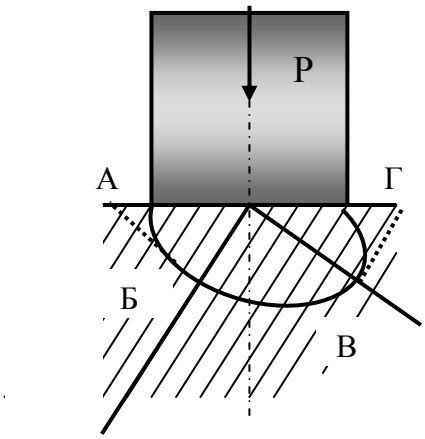


Рис. 2.32. Схема внедрения индентора в анизотропную горную породу

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.2.30 и 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;

σ – 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 в породе равного σ, анизотропная порода должна получить различную деформацию в различных направлениях относительно перпендикулярно слоистости или сланцеватости.

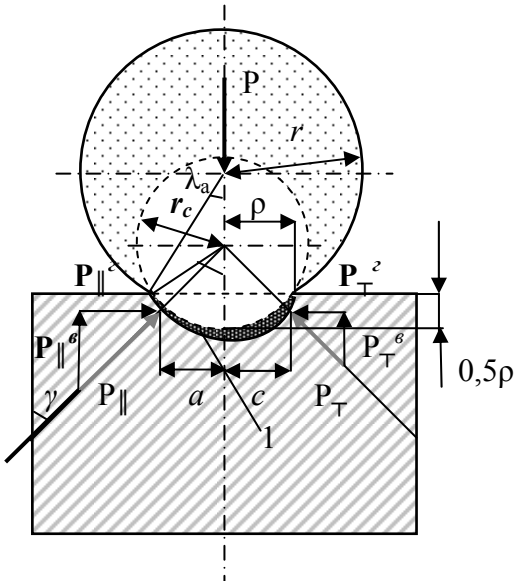


Рис. 2.33. Схема для анализа процесса деформирования и разрушения анизотропной породы шаровым индентором

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 в 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 схемах рис. 2.31.

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 и получит вытянутость в направлении, перпендикулярно слоям породы (линия 1), аналогично схемы, показанной на рис. 2.32.

Усилие воздействия на индентор P 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 1), можно разложить на вертикальные

$$P_{//}^{в} = P\cos^2\gamma(1 - tg\varphi^{//}), \tag{2.46}$$

$$P_{\perp}^{в} = P\sin^2\gamma(1 - tg\varphi^{\perp}) \tag{2.47}$$

и горизонтальные составляющие

$$P_{//}^{г} = P\cos\gamma\sin\gamma(1 - tg\varphi^{//}), \tag{2.48}$$

$$P_{\perp}^{г} = P\cos\gamma\sin\gamma(1 - tg\varphi^{\perp}), \tag{2.49}$$

где γ – угол между направлением приложения усилия P и плоскостями слоев, градус;

$\varphi^{//}, \varphi^{\perp}$ - углы внутреннего трения соответственно в направлении и перпендикулярно слоям породы, градус.

Из формул следует, что при вдавливании индентора в анизотропную породу в процессе её упругого деформирования на торец индентора оказывает действие неуравновешенные реакции породы. Действие вертикальных реакций, точки приложения которых находятся на расстоянии a и c от оси индентора, можно привести к действию опрокидывающего момента $M_{оп}$:

$$M_{оп} = P_{//}^{в}a - P_{\perp}^{в}c. \tag{2.50}$$

В соответствии с решением из работы [22] формула для расчета $M_{оп}$ для плоского цилиндрического индентора имеет следующий вид:

$$\mathrm{M}_{оп} = \mathrm{P}r[\cos^2\sin\gamma\sqrt{\frac{1}{\mathrm{K}}}(1 - tg\varphi^{''}) - \sin^2\gamma\cos\gamma\sqrt{\mathrm{K}}(1 - tg\varphi^{\perp})]. \tag{2.51}$$

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

Определим $M_{оп}$ относительно центра ядра сжатия породы согласно уравнению (2.50).

Из схемы, приведенной на рис. 2.33, следует, что радиус ядра сжатия породы равен $r_c = \dfrac{\rho}{\sin\lambda}$, а расстояния c и a соответственно равны $r_c \cos\gamma$ и $r_c \sin\gamma$.

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

$$M_{оп} = 1,25 P \rho F(\gamma), \qquad (2.52)$$

где $F(\gamma)$ – функция главного вектора $M_{оп}$ от угла встречи γ, равная выражению в квадратных скобках их формулы (2.51).

Зависимость ρ от глубины внедрения индентора в породу $h_{уп}$ можно определить из формулы (2.32).

Действие $M_{оп}$ на индентор вызывает его поворот на некоторый угол [21]

$$\Psi = \arcsin(\sin\lambda_a F(\gamma)). \qquad (2.53)$$

Для опытного определения угла ψ использовалась установка на базе гидропресса, показанная на рис. 2.34. Установка состоит из наковальни 1 и плиты давления гидропресса 2. Для исследований использовался шаровой индентор 3. Для измерения нагрузки применялись динамометры 4 типа ДОС и ДОР с диапазоном измерений 300, 3000 даН.

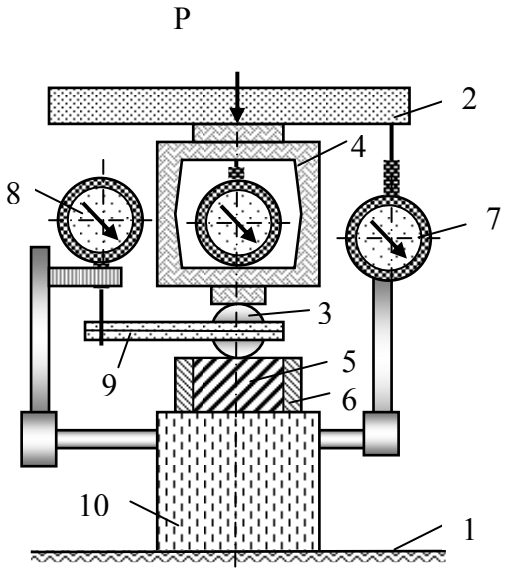


Рис. 2.34. Схема установки для определения угла поворота шарового индентора при его внедрении в анизотропную горную породу

Образцы породы 5 помещались в металлическое кольцо 6. В качестве образцов использовался распиленный керн породы туфо-дацит 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 ($l_л$), индикатор 8 позволял определить перемещение стрелки 9, закрепленной на инденторе 3 ($l_у$). Линейная деформация образца рассчитывалась по показаниям индикаторов 7 и 8, а также индикатора динамометра 4 ($l_д$): $\xi=l_л-l_д$.

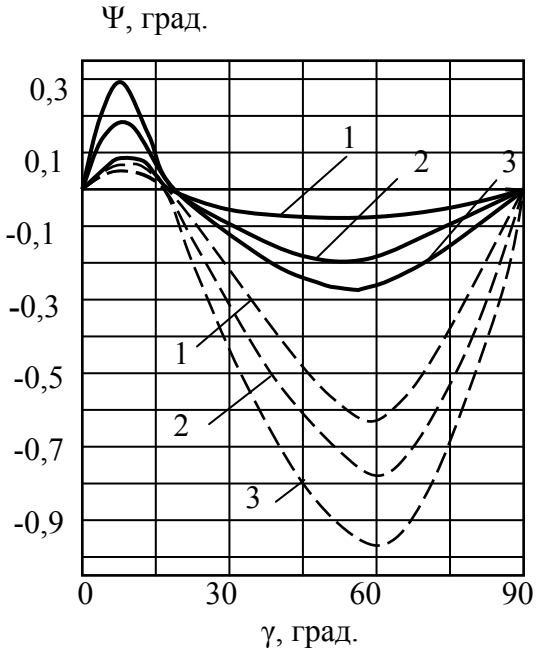


Рис. 2.35.Экспериментальные (сплошные линии) и расчетные (штриховые линии) зависимости угла поворота индентора Ψ при внедрении шарового индентора в анизотропную породу: 1 – P=4 кН; 2 – P= 8 кН; 3 – P=12 кН

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: 4 кН– упругая деформация породы; 8 кН – завершение упругого деформирования породы; 12 кН – завершение пластического деформирования породы.

Как следует из графиков, рост угла ψ наблюдается по мере развития упругих деформаций. При пластическом деформировании угол ψ увеличивается незначительно и его рост после этого практически прекращается. Отмеченная связь угла ψ 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 Ψ на процесс разрушения анизотропной горной породы при бурении определяется тем, что происходит неравномерное разрушение породы (на забое, керна и ствола скважины), смещение бурового инструмента в плоскости забоя, возникает дополнительная разработка ствола скважины и формируются уступы.

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. Основные принципы и закономерности динамического разрушения горных пород

В процессе динамического разрушения горных пород удары наносятся по поверхности забоя буримой скважины. Динамический процесс разрушения в

данном случае можно описать уравнениями кинетической энергии $Э_к$ инструмента и потенциальной энергии деформирования породы $П_д$. Не учитывая потерь части энергии $Э_к$ на рассеивание при деформировании породы, можно записать

$$Э_к = П_д = \frac{mv_0^2}{2} = \frac{P\delta}{2}, \qquad (2.54)$$

где m – масса ударного инструмента, кг;

v_0 – скорость в момент соударения инструмента с породой, м/с;

P – усилие взаимодействия инструмента с породой, Н;

δ – деформация породы, м.

Из уравнения (2.54) в общем виде можно определить усилие P, вызывающее заданное деформирование породы:

$$P = \frac{mv_0^2}{\delta}. \qquad (2.55)$$

В случае если используются для разрушения горной породы забойные машины ударного действия – гидро- или пневмоударники, энергия удара ударником по наковальне забойной машины определяется уравнением

$$A_y = p_c F_n l_n,$$

где p_c – давление над ударником в момент нанесения удара, Па;

F_n – площадь торцевой части ударника, м^2;

l_n – ход ударника, м.

Усилие удара P в этом случае будет равно

$$P = \frac{2p_c F_n l_n g}{\delta}, \qquad (2.56)$$

где g – ускорение силы тяжести, м/с^2.

Сопоставление формул (2.55) и (2.56) позволяет определить скорость воздействия ударника на инструмент при бурении забойной машиной ударного действия

$$v_0 = \sqrt{\frac{2p_c F_n l_n g}{m_y}}, \qquad (2.57)$$

где m_y – масса ударника забойной машины ударного действия, кг.

2.8.2. Механизм и энергоемкость разрушения горных пород при динамическом нагружении

Исследования процесса разрушения горных пород под действием удара показывают [16, 30], что при малой энергии удара на поверхности породы виден лишь след индентора в виде зоны трещин (рис. 2.37, а). При этом зависимость деформации породы от динамической нагрузки имеет вид узкой петли (кривая 1 на рис. 2.36). 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 породы.*** Данной форме разрушения соответствует кривая 2 на рис. 2.36.

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, но, в то же время, о недостатке энергии для перехода к следующей форме разрушения. Избыток энергии приводит к некоторому незначительному увеличению глубины внедрения

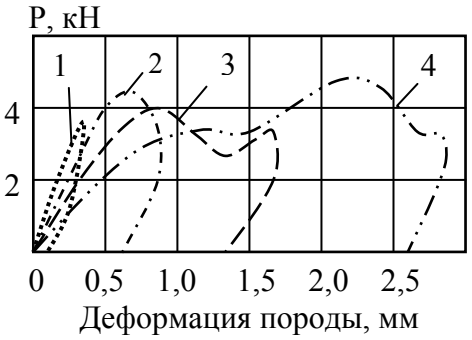


Рис. 2. 36. Зависимости глубины внедрения индентора диаметром 1,95 мм от величины динамической нагрузки. Энергия удара, Дж: 1 – 0,77; 2 – 2,3; 3 – 4,64; 4 – 10,53

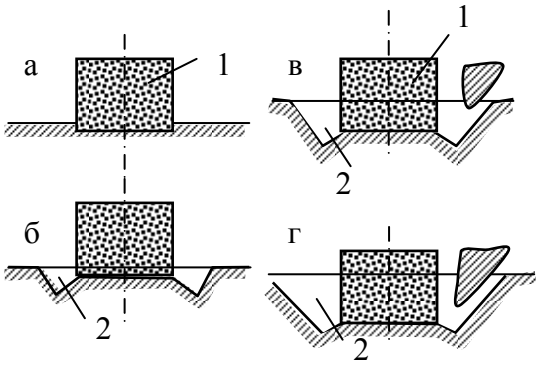


Рис. 2. 37. Схемы разрушения породы при динамическом внедрении индентора: 1 - индентор; 2 – лунка разрушения

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.

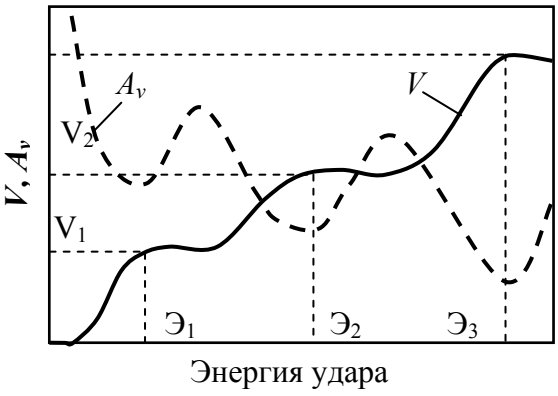


Рис. 2. 38. Зависимости объема разрушения породы (V) и удельной объемной работы разрушения (A_v) породы от энергии удара: $Э_1$, $Э_2$, $Э_3$ – уровни энергии при первой, второй и третьей формах разрушения породы

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, отраженного в виде графика на рис. 2.22.

Скачкообразность развития форм разрушения горных пород связана с резким увеличением объема отделяемой при ударе породы V. 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 потребовалось двойное повышение энергии удара [30]. 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.

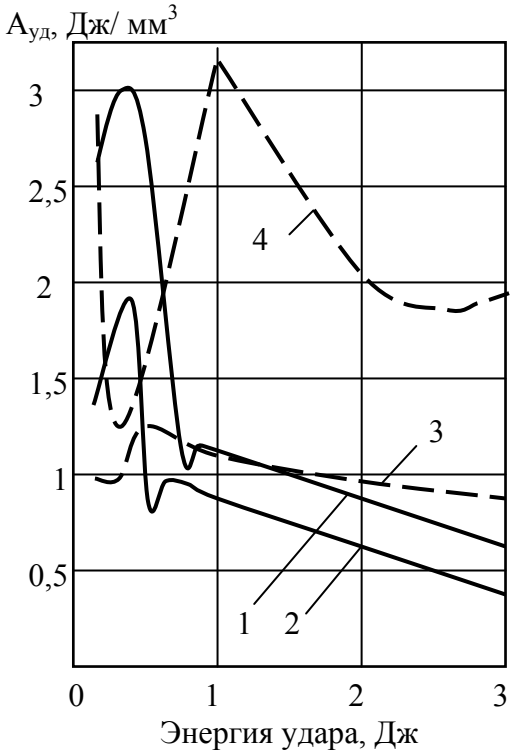


Рис. 2.39 . Зависимости удельной энергоемкости разрушения различных пород от энергии удара: 1 – габбро, VIII категории; 2 – известняк, VII категории; 3 – габбро, VIII категории; 4 – кварцит, X категории

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

Существование скачков разрушения показано и при проведении опытов по динамическому внедрению твердосплавного (кривые 1 и 2 на рис. 2.39) и алмазного (кривые 3 и 4 на рис. 2.39) инденторов в различные горные породы [12]. Размер твердосплавного индентора 1,8×1,5 мм, с углом скоса 45°, диаметр алмазного индентора 1,8 мм.

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

Данный вывод полностью подтверждается опытом пневмоударного бурения.

Из формулы (2.57) следует, что энергия удара прямо пропорционально зависит от давления воздуха над ударником забойной машины.

В ПГО «Сосновгеология» при бурении забойными пневмоударниками типа П-105 с давлением воздуха 0,5 МПа и максимальной глубине до 100 м при бурении фельзитов VIII-IX категории по буримости достигнуты механические скорости бурения 6-8 м/ч. При бурении гранитов IX-X категории по буримости – 5,0 м/ч.

Переход на бурение скважин теми же пневмоударниками, но с давлением воздуха 1,2 МПа, глубина буримых скважин возросла до 300-400 м, а механические скорости бурения до 10-15 м/ч в фельзитах и до 8 м/ч в гранитах. Ресурс долот также возрос в 2-2,5 раза.

То есть, при повышении энергии удара в 2,4 раза (пропорционально росту давления) механическая скорость бурения возросла в 1,5-2 раза при увеличении глубины скважины в 3-4 раза. Повышение же глубины буримых скважин, как известно, приводит к некоторому снижению механической скорости бурения при прочих равных условиях.

Показатели гидроударного бурения с увеличением удельной энергии единичного удара также резко возрастают [12]. Так, при увеличении энергии удара от 75 до 200 Дж скорость бурения возросла в 3,5 раза, а проходка за рейс – в 7,4 раза.

Таким образом, с повышением энергии удара растет не только скорость бурения, но и возрастает стойкость инструмента, что указывает на определенные изменения в механизме разрушения горных пород.

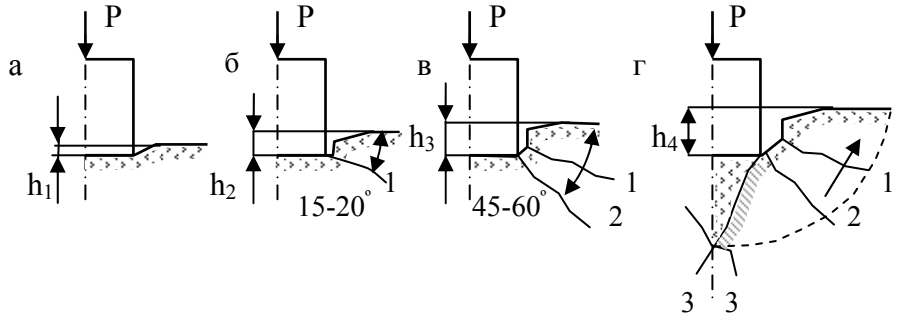


Рис. 2.40. Механизм разрушения породы ударом плоским индентором: а – упругое деформирование; б, в – развитие веера трещин 1, 2 – упруго-пластическое деформирование; г – формирование ядра (конус, образованный трещинами 3) и образование лунки разрушения

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 *Сор* 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 [16].

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

I. 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. 2.40, а).

II. 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. 2.40, б).

III. 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. 2.40, в).

IV. При ударной нагрузке достаточной для полного разрушения породы, глубина лунок разрушения превышает ширину торца индентора в 1,5-2 раза, а трещины 3 уходят в глубь 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. 2.40, г).

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

При проведении опытов по внедрению в породу клиновидных (угол 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. 2.41, а, б).

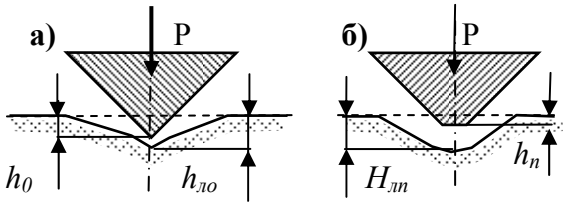


Рис. 2.41. Схема разрушения породы острым (а) и притупленным индентором (б)

Определено, что при применении инденторов с площадками притупления возрастает объем разрушения породы в сравнении с лунками разрушения, полученными острыми клиновидными инденторами.

Глубина внедрения острого индентора h_o мало отличается от глубины лунок разрушения $h_{ло}$ (рис. 2.41, а).

При разрушении породы индентором с площадкой притупления глубина внедрения индентора h_n в 10-15 раз меньше глубины лунки разрушения $h_{лп}$, и эта разница возрастает с увеличением энергии удара $A_{уд}$ (рис. 2.41, б, рис. 2.42).

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 [16], показали следующие результаты:

- увеличение удельной энергии удара приводит к резкому снижению энергоемкости разрушения различных пород (рис. 2.43) 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;

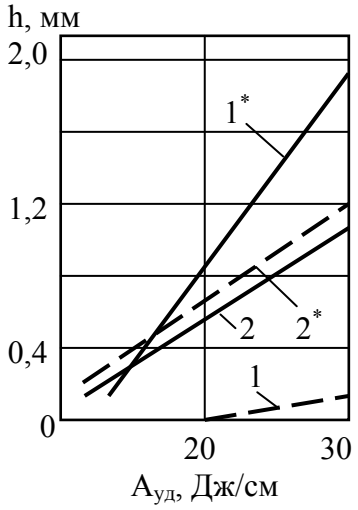


Рис. 2.42. Зависимости глубины внедрения инденторов в гранит (линии 1,2) и глубины лунки разрушения (линии 1*, 2*) от энергии удара: 1, 2 – притупленный индентор; 1*, 2* - острый индентор

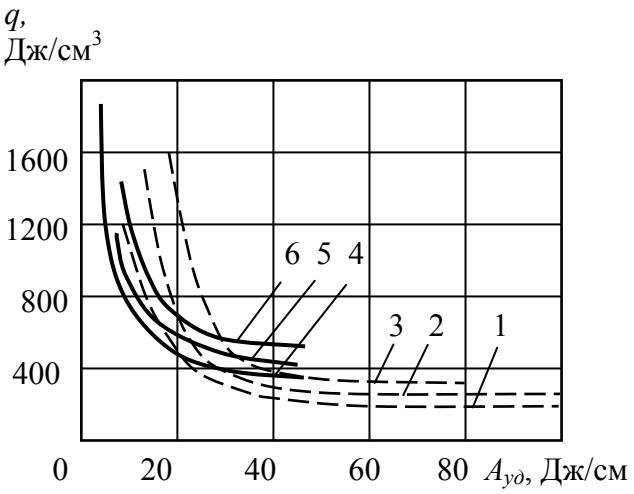


Рис.2.43. Зависимости удельной энергоемкости разрушения различных пород q инденторами с площадкой притупления (кривые 1, 2, 3) и острыми инденторами (кривые 4, 5, 6) от удельной энергии удара: 1, 4 – мрамор; 2, 5 – гранит; 3, 6 – кварцит

- при повышении удельной энергии удара очевидное преимущество имеет индентор с площадкой притупления, который способен воспринимать более высокие значения ударного импульса, при этом 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.

Приведенные выводы результатов экспериментов нуждаются в пояснении.

Результат того, что после некоторого повышения уровня энергии удара не повысилась эффективность разрушения породы, не вызывает сомнения, но вывод в работе [16] о нецелесообразности дальнейшего повышения энергии удара ошибочен, т.к. если учесть стадийность процесса разрушения (см. рис. 2.36, 2.38, 2.39), дополнительный приток энергии удара способен дать повышение объема разрушения породы и, соответственно, новый скачок в снижении энергоемкости разрушения, а график на рис. 2.43 – это лишь ступень развития стадий разрушения, отраженных на рис. 2.38 и 2.39.

Выравнивание энергоемкости разрушения различных по прочности горных пород (рис. 2.43) связано, очевидно, с изменением и выравниванием твердостей горных пород при повышении скорости соударения долота с породой. По условию эксперимента [16] скорость соударения достигала 7-9 м/с, что привело к более активному повышению сопротивляемости мрамора, прочность которого возросла, что следует из данных, представленных на рис.2.27.

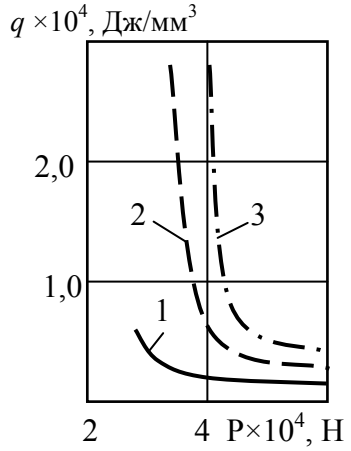


Рис. 2.44. Зависимости удельной энергоемкости разрушения породы q шаровыми инденторами с радиусами сферы: 1 – 4,5 мм; 2 – 6 мм; 3 – 10 мм

Влияние скорости соударения инденторов и породы можно проанализировать по зависимостям влияния энергии удара, т.к. скорость (см. формулы 2.54 и 2.55) является наиболее активным параметром, определяющим величину энергии и силу удара.

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. 2.44) [16].

2.8.3. 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 породы статическим усилием P_z и скалыванием породы несимметричным ударом с усилием P_y (рис. 2.45) .

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 породы.

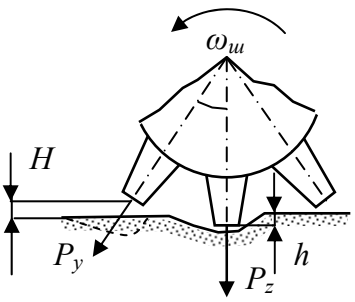


Рис.2.45. Схема взаимодействия с породой вооружения шарошечного долота

Другой случай несимметричного ударного нагружения индентора связан с приложением к инструменту внецентренных ударных импульсов [20].

Анализ процесса разрушения горных пород внецентренным приложением ударов выполнен в соответствии с процессом нагружения породы, реализованного на стенде, схема которого дана на рис. 2.46.

Стенд включает направляющую трубу 1, 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, менять эксцентриситет приложения удара.

Энергоемкость разрушения горных пород в зависимости от энергии удара при различных значениях эксцентриситета приложения ударов определяется по формуле (2.16).

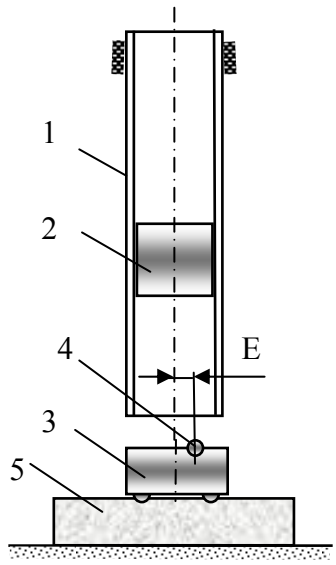


Рис. 2. 46. Схема установки для исследования процесса разрушения горной породы внецентренными ударами

Энергия удара рассчитывается по формуле

$$A = Q \cdot h_y \cdot \cos\Delta \ , \qquad (2.58)$$

где Q – вес ударника 2, Н;

h_y – высота сбрасывания ударника 2, м;

Δ – угол вектора ударного импульса по отношению к оси направляющей трубы 1 (рис. 2.46), градус.

Угол Δ рассчитывается по формуле:

$$\Delta = arctg\frac{2E}{l_y}, \qquad (2.59)$$

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.

Нормальные σ_i и касательные τ_i напряжения в породе под каждой из вставок можно рассчитать по формулам:

$$\sigma_i = \frac{3 \cdot P \cdot cos^2 \psi_i \cdot cos^2 \Delta}{2 \cdot \pi \cdot r_i^2}; \qquad (2.60)$$

$$\tau_i = \frac{3 \cdot P \cdot cos \psi_i \cdot cos \Delta \cdot sin \Delta}{2 \cdot \pi \cdot r_i^2}, \qquad (2.61)$$

где i - номер породоразрушающей вставки, определяющий значения r_i и ψ_i;

r_i - расстояние от точки приложения удара до породоразрушающей вставки, м;

ψ_i - угол между вертикалью и направлением от центра приложения удара к i породоразрушающей вставке, градус;

P – сила удара, Н.

Угол ψ_i рассчитывается из формулы:

$$\psi_i = \arccos \frac{L_\partial}{r_i}, \qquad (2.62)$$

где L_∂ - 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:

$$r_1 = \sqrt{h^2 + (R_в - E)^2}; \qquad (2.63)$$

$$r_{2,3} = \sqrt{h^2 + 0{,}75R_в^2 + (0{,}5R_в - E)^2}; \qquad (2.64)$$

$$r_{4,5} = \sqrt{h^2 + E^2 + R_в^2}; \qquad (2.65)$$

$$r_{6,7} = \sqrt{h^2 + 0{,}75R_в^2 + (0{,}5R_в + E)^2}; \qquad (2.66)$$

$$r_8 = \sqrt{h^2 + (R_в + E)^2}, \qquad (2.67)$$

где $R_в$ – радиус размещения породоразрушающих вставок на торце долота, м.

Расчеты по формулам (2.60) – (2.67) 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 превышают, 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 2489 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. 2.47.

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 (Е=0, рис. 2.47), а прирост объема разрушения более значителен для твердого и хрупкого гранита (линии 2 на рис. 2.47).

Учитывая, что энергия удара при внецентренном ударе снижается по мере увеличения эксцентриситета приложения удара (зависимости (2.58), (2.59), очевидно, что при некотором эксцентриситете приложения удара (по условиям эксперимента до 30 мм) наблюдается существенное снижение энергоемкости разрушения породы в сравнении с центральным ударом.

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.

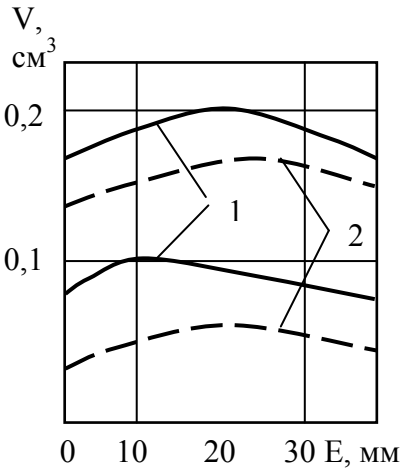


Рис. 2.47. Зависимости объема разрушения (V) мрамора – линии 1 и гранита – линии 2 от эксцентриситета приложения ударов при энергии удара 0,2 кДж (две верхние линии) и 0,17 кДж (две нижние линии)

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 сдвиговые ударные усилия 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 внутренних связей породы.

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.

➢ *Контрольные вопросы к главе 2*

1. Силовое взаимодействие между атомами твердого тела. Механизмы упругого и пластического деформирования горных пород.

2. Теоретическая и фактическая прочность твердых тел, роль дефектов при деформировании и разрушении твердых тел.

3. Теория А.Гриффитса, её место и роль в теории разрушения твердых тел и горных пород.

4. Теория П.А.Ребиндера об адсорбционном понижении прочности твердых тел. Механизм разупрочнения горной породы.

5. Механизм формирования растягивающих напряжений при деформировании сжатия горных пород. Влияние на процесс деформирования и разрушения структуры и пористости 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.

18. Теоретические основы и механизм разрушения горной породы цилиндрическим индентором с плоским торцом.

13. Теоретические основы и механизм разрушения горных пород при внедрении шарового индентора.

9. Теоретические основы и механизм разрушения горных пород при вдавливании пирамидального и клиновидного инденторов.

10. Основные аспекты влияния касательной нагрузки на напряженное состояние горных пород.

11. Влияние скорости приложения нагрузки на процесс деформирования и разрушения горных пород.

12. Особенности процессов деформирования и разрушения анизотропных горных пород при внедрении индентора.

13. Основные закономерности процесса динамического разрушения горных пород. Назовите основные параметры, влияющие на энергию удара в машинах ударного действия (гидро– и пневмоударниках).

14. Механизм разрушения горных пород при динамическом внедрении инденторов.

15. Влияние энергии удара и формы инденторов на эффективность разрушения горных пород. Чем задан возможный предел энергии удара?

16. Энергоемкость и механизм разрушения горных пород несимметричным нагружением инденторов.

Глава 3. ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ИХ БУРИМОСТЬ

Способность горной породы сопротивляться разрушению под воздействием внешней нагрузки называют ***механической прочностью***. Чем выше механическая прочность горной породы, тем бо̀льшая энергия расходуется на её разрушение. Буримость, как эквивалент механической прочности при разрушении горной породы бурением, определяется, прежде всего, твердостью горной породы, её абразивностью, упругостью, а также соотношением параметров пластичности – хрупкости.

3.1. Твердость минералов и горных пород

Твердость – сопротивляемость горной породы разрушению (образование лунки разрушения) или пластической деформации при внедрении в неё другого, более твердого, чем горная порода, тела, которое характеризуется определенной формой торца и его размерами.

Таким образом, сопротивляемость горной породы внедрению твердого тела – индентора или резца определяется не только прочностными свойствами горной породы, 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.

- ✓ **Бринелля** (Бринелль Ю.А. – шведский инженер) **метод** – способ определения твердости материалов вдавливанием в испытываемую поверхность стального шарика при заданной нагрузке. Число твердости по Бринеллю – НВ – отношение нагрузки (в Н) к площади (в мм^2) поверхности отпечатка.
- ✓ **Виккерса** (по назв. концерна «Виккерс») **метод** – 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.
- ✓ **Роквелла** (Роквелл С.П. – американский металлург) **метод** – 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.
- ✓ **Шора** (Шор А. – американский промышленник) **метод** – 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 горной породы и метод резания горной породы абразивным диском** [39].

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

$$Тв = \frac{100Sq}{M_1 - M_2},$$

где S – площадь истирания образца, м^2;

q – удельный вес породы, кг/м^3;

M_1, M_2 – масса образца до и после истирания, кг.

Метод определения твердости резанием разработан для оперативного определения твердости и 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.

Для определения твердости горных пород в соответствии с ГОСТ 12288-66 применяют метод проф. Л.А.Шрейнера, который состоит в реализации внедрения плоского цилиндрического индентора в поверхность горной породы. Твердость определяется как соотношение нагрузки, вызвавшей разрушение (вдавливанию индентора) 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).

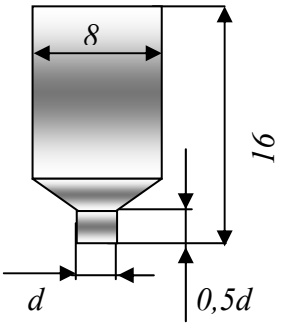


Рис.3.1. Индентор для определения твердости горной породы

Для испытаний твердых пород применяют инденторы с торцами площадью не более 2 мм^2 (d=1,5 мм), для менее твердых пород используют инденторы с площадью торца 3 мм^2 (d=2 мм), для сильнопористых и

малопрочных пород применяют инденторы с площадью основания 5 мм^2 и более (d=2,5 и более мм).

При выборе индентора Л.А.Шрейнер рекомендовал условие, которое состоит в том, чтобы торец индентора мог 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 – для 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.

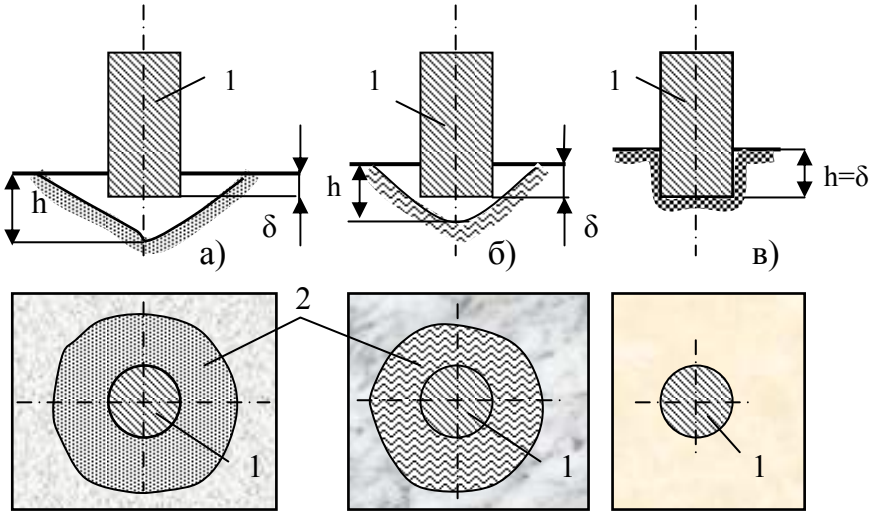


Рис. 3.2. Зоны контакта и разрушения породы при вдавливании индентора (по Л.А.Шрейнеру): а – для упруго-хрупких пород; б – для упруго-пластичных пород; в – для высокопластичных и пористых пород; 1 – индентор; 2 – зона разрушения

Установка УМГП рассчитана на нагрузки, устанавливаемые в заданном диапазоне: 0-0,98; 0-2,45; 0-4,9; 0-9,81 кН с предельной величиной 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 внедрения индентора в породу. Последний случай связан с испытанием пластичных и пористых горных пород, для которых процесс вдавливания наконечника индентора приводит к уплотнению породы, 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:

- упруго–хрупкие;
- упруго–пластичные;
- пластичные и пористые.

На рис. 3.2 представлены схемы, показывающие зону разрушения для вышеозначенных классов горных пород. Для двух первых типов горных пород характерно хрупкое разрушение, но для упруго–хрупких горных пород соотношение глубины лунки разрушения h и глубины внедрения индентора δ – $h/\delta>5$, для упруго–пластичных пород $h/\delta> 2\text{-}5$. Для пород пластичных, высоко пластичных и сильно пористых, как правило, $h = \delta$.

В то же время представленное выше разделение пород является достаточно условным, т.к. при изменении внешних условий, например, всестороннего давления, характерного для залегания горных пород в сложнонапряженном массиве или на значительной глубине, свойства пород 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.

Твердость горной породы определяется как соотношение предельного усилия, вызвавшего внедрение индентора в породу P_p, к площади торца индентора $S_ш$:

$$p_ш = \frac{P_p}{S_ш} = \frac{4P_p}{\pi d^2}, [\text{кг/мм}^2 = 9{,}8 \text{ МПа}], \qquad (3.1)$$

где d – диаметр торца индентора, мм.

За предельное усилие, определяющее твердость горной породы,

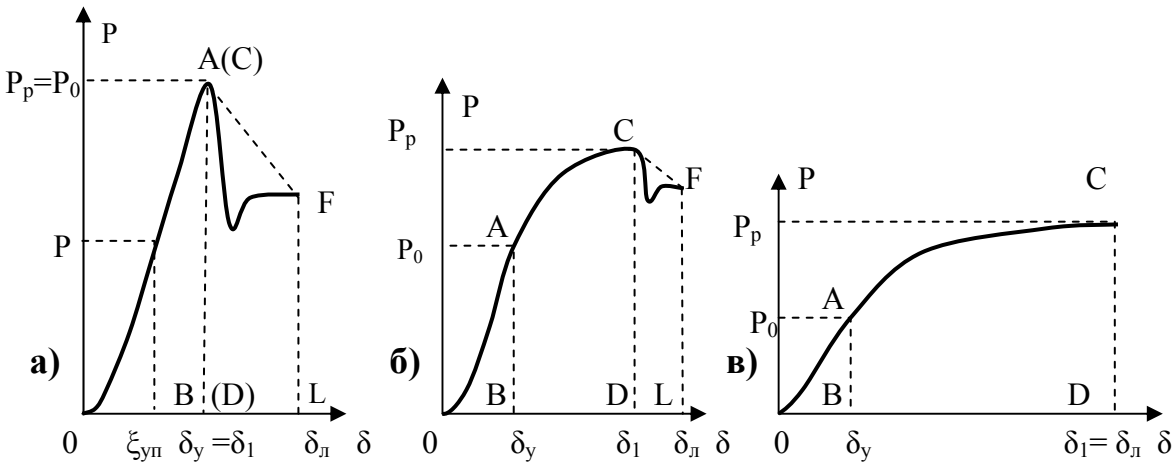


Рис. 3.3. Характерные диаграммы деформирования горных пород при определении твердости вдавливанием индентора: а – упруго-хрупкой породы; б – упруго-пластичной породы; в – пластичной и пористой породы; $\delta_у$ – интервал упругого деформирования породы; δ_1 – деформирование до момента разрушения породы; $\delta_л$ – глубина лунки разрушения

принимается для твердых упруго-хрупких 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 определяется как отношение усилия P_0 на заключительном этапе упругого деформирования горной породы к площади торца индентора $S_ш$:

$$p_0 = \frac{P_0}{S_ш}. \qquad (3.2)$$

По диаграммам рассчитывается также коэффициент пластичности горных пород:

$$K_п = \frac{A_{об} - A_ш}{A_у - A_ш}, \qquad (3.3)$$

где $A_{об}$ – относительная работа, затраченная на разрушение горной породы;

$A_у$ – относительная работа по упругому деформированию породы;

$A_ш$ – работа по деформированию индентора.

Работа $A_{об}$ рассчитывается как площадь фигуры OACD, работа $A_у$ также определяется из диаграммы, как площадь фигуры OAB (рис. 3.3). Работа по деформированию индентора определяется расчетом по зависимости:

$$A_ш = \frac{P_p \Delta l}{2},$$

где Δl – деформация индентора, мм.

Учитывая, что деформация индентора незначительна, в сравнении с деформацией горных пород, особенно мягких и средней твердости, расчет $K_п$ допустимо производить без учета деформации индентора.

Для упругих горных пород площади фигур (рис. 3.3, а), определяющие работу $A_{об}$ и работу $A_у$, будут равны, а значит коэффициент пластичности равен 1. Этот случай соответствует минимальному значению коэффициента пластичности.

Полученные диаграммы позволяют рассчитать модуль упругости горной породы по данным, полученным с участка графика ОА, отражающего процесс упругого деформирования породы:

$$E = \frac{P(1-\mu^2)}{d\xi_{уп}}, \qquad (3.4)$$

где P – усилие, вызвавшее упругое деформирование породы $\xi_{уп}$, полученное в соответствии с участком графика деформации породы ОА (рис. 3.3, а), даН;

μ – коэффициент Пуассона.

На данном участке диаграммы, отражающем процесс упругого деформирования, рассчитывается также жесткость пары «индентор – порода» по зависимости:

$$C = \frac{P}{\xi_{уп}}. \qquad (3.5)$$

Удельная работа разрушения A_v определяется как соотношение $A_{об}$ и объема лунки разрушения, полученной в породе:

$$A_v = \frac{A_{об}}{V}. \qquad (3.6)$$

Объем лунки разрушения определяется после очистки лунки от продуктов разрушения и заполнения её пластилином или парафином. Затем слепок следует извлечь, взвесить и определить объем, разделив вес пластичного материала на его удельный вес. Перед помещением в лунку разрушения пластичного материала дно лунки следует слегка смазать машинным маслом для того, чтобы пластилин или воск легко отделялись от дна лунки при извлечении слепка.

Работа на разрушение горной породы по Л.А.Шрейнеру определяется как произведение работы, затраченной на упругую деформацию породы A_y, на коэффициент пластичности породы K_n:

$$A_{об} = \frac{P\delta}{2} K_n = \frac{P(1-\mu^2)K_n}{2dE}, \qquad (3.7)$$

где δ – упругая деформация породы, определяемая зависимостью (2.20).

Отношение работы на разрушение $A_{об}$ к площади индентора и использование в формуле выражения для расчета твердости породы $p_ш$ (формула 3.1), позволяет определить удельную контактную работу разрушения A_s:

$$A_s = \frac{p_ш^2(1-\mu^2)\pi r K_n}{4E} \quad [\text{ даН м/м}^2 = 9{,}8 \text{ Дж/м}^2], \qquad (3.8)$$

где r – радиус торца индентора, мм.

Принимая, что объем разрушения при вдавливании индентора приблизительно равен $V \approx \pi r^3$, а глубина лунки разрушения равна r (исходя из глубины возникновения максимальных касательных напряжений – рис. 2.14), а угол при вершине лунки – 120°, получим зависимость расчета удельной объемной работы разрушения породы A_v:

$$A_v = \frac{p_ш^2(1-\mu^2)K_n}{4E}, [\text{ даН м/м}^3 = 9{,}8 \text{ Дж/м}^3]. \qquad (3.9)$$

По твердости горные породы разделены на пять групп (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Классификация горных пород по твердости

Номер группы	Название группы пород	Категория горных пород по буримости	Твердость, МПа
I	Мягкие (М)	I, II, III	0-480
II	Средней твердости (С)	IV, V	480-1470
III	Твердые (Т)	VI, VII	1470-2900
IV	Очень твердые* (К)	VIII, IX	2900-4900
V	Весьма твердые* (ОК)	X, XI, XII	4900-6800

*- 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.

По пластичности горные породы разделены на шесть категорий (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Классификация горных пород по пластичности

Категория по пластичности	Название группы 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

В.П. Рожковым, 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 пород резцы преодолевают агрегатную твердость породы.

Для определения микротвердости породы используется овализованный приостренный индентор, соизмеримый с алмазным резцом среднего размера.

Отмечено, что при внедрении приостренного индентора малого размера в твердую породу лунка разрушения не образуется, а индентор, внедряясь в породу, производит пластическое оттеснение образуемых при внедрении индентора мелкодисперсных продуктов разрушения минеральных зерен горной породы. Таким образом, отмечено, что 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 и измерять в кН на мм [кН/мм] глубины внедрения [27].

3.1.1. Влияние внешней среды на твердость горных пород

Твердость и иные свойства горных пород существенно зависят от влияния внешней среды. Для определения 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 (упруго-хрупкая порода) и мрамор (упруго-пластичная порода). Для исследований 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 определялись по графикам деформации (рис. 3.3) твердость $p_ш$, МПа, коэффициент пластичности $K_п$, жесткость C, даН/мм, модуль упругости E, МПа, предел текучести p_o, МПа и удельная контактная работа разрушения A_S, даН мм/ мм^2 (формулы 3.1-3.8).

Результаты экспериментальных работ приведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Экспериментальные зависимости свойств горных пород от воздействия среды, заданной условиями эксперимента

Среда	воздух	вода	эмульсия	воздух	вода	эмульсия
Горная порода	Долерит			Мрамор		
$p_ш$	3156	2831	2438	981	1042	893
$K_{пл}$	1,5	1,4	1,2	3,1	2,3	2
C	6527,7	5373,8	4030,1	3398,7	2601,7	1857,5
E	36265	29855	22389	18881	14454	10319
p_0	2117	2374	2078	536	708	707
A_s	91,5	83,5	70,7	35,1	38,3	34,3

Эксперимент показал, что наибольшее влияние на изменение твердости и иных свойств горных пород имеет эмульсия. Под влиянием эмульсии наиболее существенно понижаются твердость, коэффициент пластичности, жесткость, модуль упругости, а также энергоёмкость разрушения, но повышается условный предел текучести.

Наиболее значительно влияние эмульсии на изменение свойств долерита, менее значительно – на свойства мрамора, поскольку, развитие трещин по которым в породу на этапе деформирования попадает жидкость, более характерно для хрупкого долерита. При разрушении мрамора явление хрупкого разрушения и развитие трещин менее значительны.

При применении воды также наблюдается снижение твердости, коэффициента пластичности, жесткости, модуля упругости, а также энергоёмкости разрушения, но эта тенденция менее заметна по сравнению с эмульсией.

В работе [27] 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 $p_ш$ и удельную контактную работу разрушения A_s исследовалось по стандартной методике на образцах мрамора и долерита.

Результаты этих работ представлены в виде графиков на рис.3.4.

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 минимуму затрат энергии на разрушение оказался индентор с минимальным размером торца, а для мрамора более оптимальным по этому же показателю, оказался индентор наибольшего размера.

Это обстоятельство позволяет сделать вывод о возможных рациональных размерах породоразрушающих элементов, которыми могут оснащаться буровые инструменты.

В данном случае, действительно, 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, для бурения крепких горных пород применяют алмазный инструмент с алмазными резцами, размер которых 0,5-0,7 мм и менее.

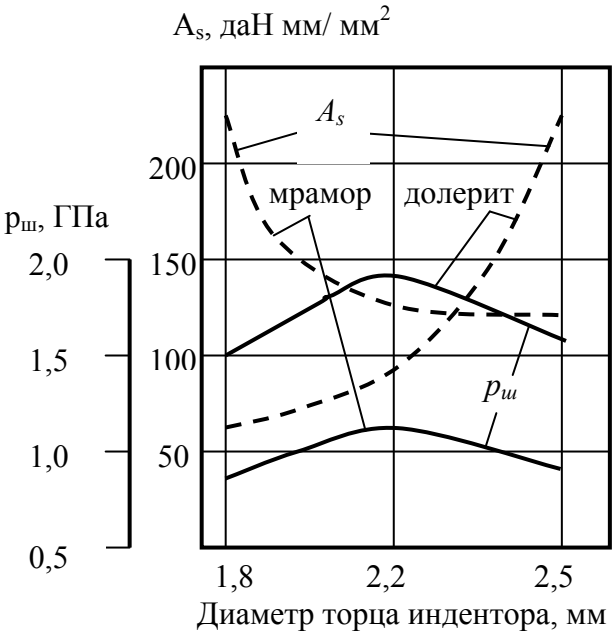


Рис. 3.4. Экспериментальные зависимости удельной контактной работы разрушения и твердости от диаметра индентора при испытании мрамора и долерита

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, то полученные при одновременном и поочередном вдавливании четырех инденторов в породу при одинаковой схеме их расположения (рис. 3.5, а, б), то можно отметить, что при одновременном внедрении инденторов получена лунка разрушения бо̀льшего объема и более ровная по форме в сравнении с последовательным внедрением инденторов. При этом естественно нагрузка на один индентор при поочередном нагружении равняется ¼ величины нагрузки при одновременном внедрении инден-торов.

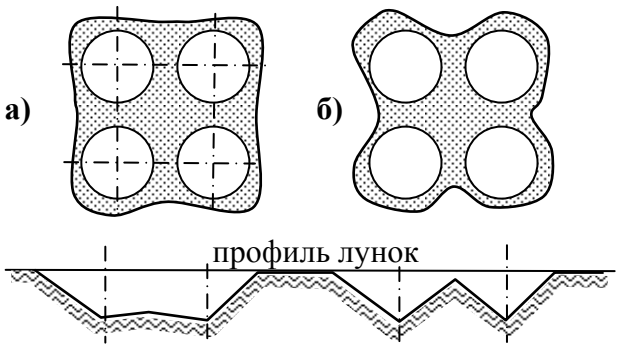


Рис. 3.5. Схемы лунок разрушения при вдавливании четырех инденторов одновременно (а) и поочередно (б)

На процесс разрушения горной породы при внедрении инденторов значительно влияет форма поверхности забоя.

На рис. 3.6 рассмотрен случай одновременного внедрения инденторов сферической формы в поверхность породы с уступом. В данном случае в особых условиях оказался 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.

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 [40].

Для повышения разрушающих напряжений 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.

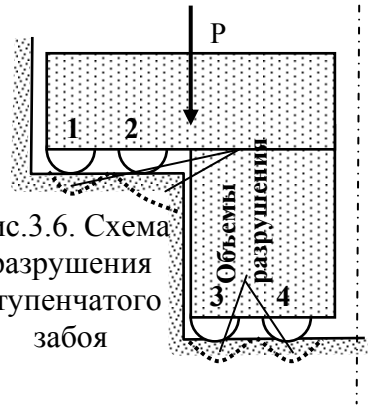


Рис.3.6. Схема разрушения ступенчатого забоя

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, прежде всего отличающихся наличием слоистой или сланцеватой текстуры, закономерности изменения прочностных свойств и, 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.

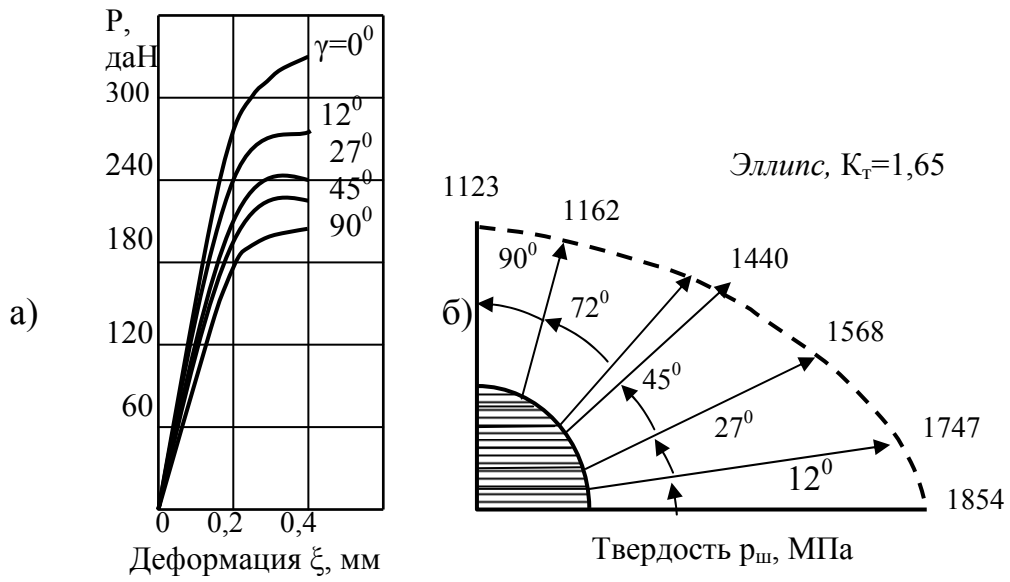


Рис. 3.7. Диаграмма деформирования (а) и полярная диаграмма твердости туфо-дацита (б) в плоскости перпендикулярной слоям породы

Анизотропия горных пород существенно влияет на буримость, на формирование ствола скважины.

Анизотропия горных пород приводит к неоправданному росту объема разрушенной породы из-за появления поперечных, дестабилизирующих работу бурового инструмента, сил, что снижает ресурс инструмента. Формирование уступов в стенке скважины под влиянием поперечных сил может приводить к потерям действующей осевой нагрузки.

Анизотропия горных пород создает проблемы при кернообразовании.

Таким образом, анизотропия горных пород существенно влияет на эффективность бурения, а поэтому следует учитывать особенности распределения прочностных свойств горных пород.

Как показывают исследования, 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, показали, что анизотропия по твердости максимальна в вулканогенных туфах-туффитах – $К_т$ = 1,22-1,83, а средняя и наименьшая – в осадочных ($К_т$ = 1,17-1,27) и магматических породах ($К_т$=1,06-1,08) [21].

На рис. 3.7 приведены результаты определения твердости анизотропного туфо-дацита. Порода является эффузивной, имеющей флюидальную текстуру, которая определяет анизотропию различной степени, заданную полосчатым чередованием светло- и темно-коричневых субпараллельных слойков [21, 22].

Результаты определения твердости туфо-дацита в плоскости, перпендикулярной флюидальности, приведены на рис. 3.7, а, б, согласно которым показатель анизотропии по твердости $К_р$ = 1,65 (соотношение

твердостей, замеренные 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 упруго-пластичную породу средней твердости.

По диаграммам деформации туфа рассчитаны модули упругости (E) и коэффициенты пластичности (K_n). Для данной породы определены также предельные значения напряжений на сжатие и растяжение по этим направлениям. Указанные значения параметров составили: $\sigma^{//}_{p}$=12963,5 кПа, $\sigma^{\perp}_{p}$=21658 кПа, $\sigma^{//}_{сж}$=12287,2 кПа, $\sigma^{\perp}_{сж}$=15190 кПа. Коэффициент Пуассона (μ) для туфа-дацита 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_s (формула 3.8).

Результаты определения параметров физико-механических свойств туфо-дацита и показатели буримости алмазной однослойной коронкой, приведены в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Параметры физико-механических свойств и буримости туфо-дацита под различными углами к плоскостям флюидальности

Угол встречи индентора и слойков породы γ, град.	Твердость горной породы $P_{Ш}$, МПа	Модуль упругости горной породы E, МПа	Коэффициент пластичности горной породы $K_{ПЛ}$	Удельная контактная работа разрушения A_s, Дж/мм^2	Механическая скорость бурения $\upsilon_б$, м/ч при $P_{ос}$, кН и частоте вращения ω, мин$^{-1}$	
					1,05 кН; 500 мин$^{-1}$	1,35 кН; 710 мин$^{-1}$
0	1854	10143	4,2	1,473	-	-
12	1747	9528	3,91	1,303	8,3	15,23
27	1568	7948	3,9	1,254	10,1	19,0
45	1440	7000	3,42	1,058	-	-
72	1162	6285	3,2	0,716	12,6	26,0
90	1123	5836	3,1	0,69	-	-

Как следует из полученных данных, 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 12°.

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 или резцов, 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 изнашивания при трении относятся [30]:

- 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:

$$q = \frac{W}{A_m}, \qquad (3.\ 10)$$

где W – износ, кг;

A_m – работа сил трения, Дж.

Работа сил трения определяется зависимостью:

$$A_m = \mu_m P L_m, \qquad (3.11)$$

где μ_m – коэффициент трения;

P – нагрузка на инструмент в направлении контакта взаимодействующих тел, Н;

L_m – путь трения, м.

Коэффициент трения обычно представляют в виде двух составляющих:

$$\mu_m = f_a + f_m, \qquad (3.12)$$

где f_a – молекулярная составляющая силы трения, характеризующая долю затрат работы на формирование и разрушение молекулярных связей, образующихся в точках контакта скользящих поверхностей;

f_m – 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]:

$$f_a = \frac{\tau}{\sigma_m k} + \beta, \qquad (3.13)$$

где τ – сдвиговое сопротивление молекулярной связи, Па;

σ_m – предел текучести материала, Па;

k – коэффициент, учитывающий форму индентора;

β – коэффициент молекулярной составляющей.

Механическую составляющую силы трения f_m можно представить выражением:

$$f_m = \frac{0{,}31}{r_к}\sqrt{\frac{P}{k\sigma_m}}, \qquad (3.\ 14)$$

где $r_к$ – радиус кривизны поверхности, м.

Таким образом, общий коэффициент трения определяется зависимостью:

$$\mu_m = \frac{\tau}{\sigma_m k} + \beta + \frac{0{,}31}{r_к}\sqrt{\frac{P}{k\sigma_m}}. \qquad (3.15)$$

Анализ формулы (3.15) показывает, что молекулярная составляющая не зависит от действующей нагрузки и определяется прочностью материала. Используя при анализе формулу (2.44), можно отметить, что прочность изнашиваемого материала (бурового инструмента и его элементов) снижается

при росте его температуры и коэффициенте теплового расширения, а также при наличии значительных дефектов материала.

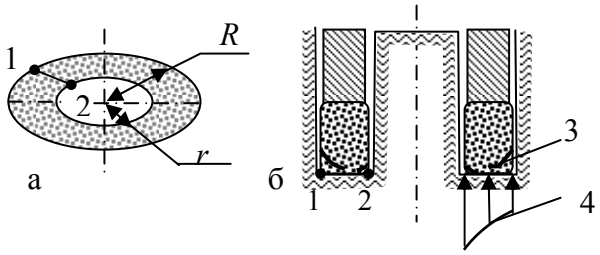


Рис. 3.8. Схемы к анализу изнашивания коронки при бурении

Механическая составляющая коэффициента трения зависит от нагрузки, кривизны поверхности изнашиваемого тела и также от его прочности, которая будет ниже в условиях нагрева силами трения.

Работа сил трения, например, для коронки с наружным радиусом R и внутренним радиусом r задается при вращении длиной траекторий перемещения при бурении точек 1 и 2, располагаемых на наружном и внутреннем контурах торца коронки ($2\pi R$ и $2\pi r$, см. рис. 3.8).

Таким образом, путь пройденные точкой 1, расположенной на наружной кромке торца, за один оборот коронки на забое, будет больше пути, пройденного точкой 2, расположенной на внутренней кромке торца, в R/r раза. Отсюда следует, что износ торца коронки (линия 3 на рис. 3.8, б) может быть более интенсивным на наружной кромке и меньшим в точке, близкой к внутренней кромке торца. В то же время эпюра контактных давлений 4 (рис. 3.8, б) для плоского торца показывает, что внутренняя кромка торца коронки также изнашивается достаточно интенсивно из-за упрочнения породы в углу забоя и концентрации напряжений на кромке.

В работе [3] приведена зависимость, определяющая линейный износ торца коронки:

$$W_л = \mu_m \frac{P\omega}{R - r} t, \qquad (3.16)$$

где ω – частота вращения коронки, мин$^{-1}$;

t – время работы коронки, мин.

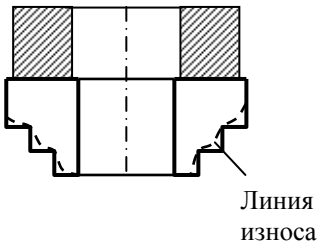


Рис. 3. 9. Ступенчатый профиль торца коронки

Анализ зависимости (3.16) показывает, что износ торца коронки возрастает с увеличением осевого усилия P и частоты вращения коронки ω.

В большей степени изнашиванию подвергается наружная кромка коронки и более удаленные от центра точки торца, а также внутренняя кромка короночного кольца.

С уменьшением толщины короночного кольца её линейный износ возрастает, с увеличением снижается. В то же время, чем тоньше матрица, тем выше износ породы, т.е. выше эффективность бурения.

Эти два противоречивых условия могут быть воплощены в ступенчатом профиле торца короночного кольца (рис. 3.9), который повторяет форму естественного износа.

Ступенчатость торца интенсифицирует процесс разрушения породы за счет увеличения свободной поверхности разрушения (см. рис. 3.6). В то же время такой профиль будет отличаться повышенной износостойкостью.

При анализе изнашивания учитывают также возможные поперечные колебания инструмента, возникающие вследствие его вибрации.

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 [23].

- ✓ **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, и 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 экспери-ментальные исследования, вели-чина коэффициента трения существенно зависит от режима взаимодействия поверхностей трения. Так, при повышении осевого усилия прижатия инструмента к породе и частоты вращения инструмента, наблю-дается характерная зависимость изменения коэффициента трения (рис. 3.10). Из зависимостей следует, что по мере увеличения подводимой к забою мощности коэффициент трения вначале возрастает, а затем снижается. Рост коэффициента трения наблюдается на участке поверхностного разрушения горных пород (участок графика I на рис. 3.10). Снижение коэффициента трения начинает происходить на этапе объемного разрушения горной породы (участок графика II на рис. 3.10), 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. 3.10).

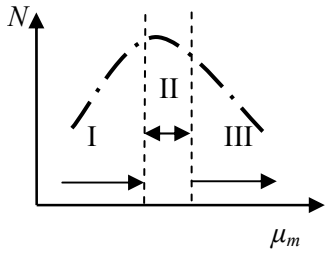


Рис. 3.10. Характер зависимости коэффициента трения μ_m от подведенной к инструменту мощности (N) для разрушения горной породы

Анализ влияния различных сред, таких как вода, воздух, глинистый раствор и раствор на нефтяной основе [30] показал, что при реализации малой и средней мощности разрушения смазочная способность рассматриваемых сред различна. С ростом осевых нагрузок и частоты вращения инструмента на этапах снижения коэффициента трения (участки II и III на графике рис.3.10.) под влиянием нарастающего теплового воздействия смазывающая пленка на границах взаимодействующих поверхностей инструмента и породы разрушается и происходит выравнивание коэффициентов трения (рис. 3.11).

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 её поверхностного истирания и практически не оказывают какого-либо решающего влияния на этапе работы инструмента в условиях критического нагрева. На этапе эффективного объемного разрушения роль смазывающей способности очистного агента достаточно велика, но эта роль ниже, чем на этапе поверхностного истирания породы.

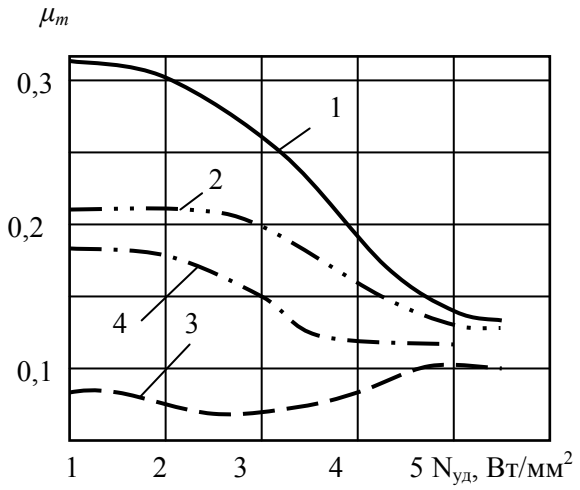


Рис. 3.11. Зависимость коэффициента трения пары сталь-доломит от удельной мощности в различных средах: 1 – вода; 2 – глинистый раствор; 3 – раствор на нефтяной основе; 4 – воздух

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. 3.12 приведены графики из работы [30] отражающие 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 [29] соотнесены таким образом: 1:0,95:0,32:0,015. Охлаждающая способ-ность воды и глинистого

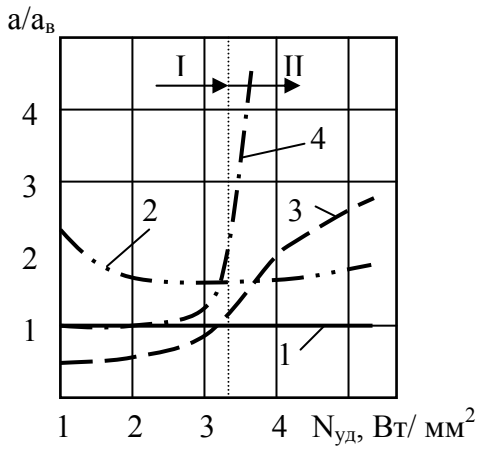


Рис. 3.12. Зависимость относительной скорости изнашивания от удельной мощности трения при разрушении доломита: 1 – 4 – то же, что на рис. 3.11

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.

Влияние смазочной и охлаждающей способностей сред в процессе изнашивания проявляются одновременно. Относительная скорость изнашивания стали (рис. 3.12) в различных средах $a/a_в$, где a – скорость изнашивания стали в определенной среде; $a_в$ – скорость изнашивания стали в воде, при умеренном режиме изнашивания, задаваемого удельной мощностью трения $N_{уд}$ (Вт/ мм^2), определяется смазочной способностью. Поэтому раствор на нефтяной основе, обеспечивающий минимальный коэффициент трения, позволяет получить наименьшую скорость изнашивания стали (область I на рис. 3.12).

При повышении удельной мощности трения скорость изнашивания при промывке раствором на нефтяной основе становится выше, чем при промывке водой. То есть в режиме высокой удельной мощности (область II на рис. 3.12), 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.

Причины повышенного износа во второй области графиков на рис. 3.12, при использовании веществ с низкой способностью к теплоотводу, связаны с 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 – $h_и/h_п$. В данном случае, чем меньше износ инструмента $h_и$ и выше износ породы $h_п$, тем эффективней будет процесс бурения.

Для адсорбционного понижения твердости горных 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 ИСМ НАН Украины проведены исследования по установлению влияния растворов с ПАВ на изнашиваемость алмазного инструмента. Установлено, что водный раствор с ОП-10, в сравнении с промывкой водой, повышает износ твердого сплава ВК6 (вольфрам + кобальт – 6%) пропитанного медью, но снижает износ вольфрама, а также твердого сплава ВК6 [2]. Наиболее значительно оказалось влияние на изнашивание матриц коронок раствора на основе смеси гудронов (СГ). Изучение механизма абразивного износа материала в растворе с СГ показало, что наблюдается размягчение или упрочнение поверхностного слоя матрицы на глубину до 1 мкм.

Бурение с применением раствора с СГ показало увеличение проходки на коронку в 3,5 раза, а механической скорости бурения на 12%, что позволяет утверждать, что работоспособность инструмента при применении растворов с СГ 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 [30].

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.

При бурении алмазными коронками изнашиванию подвергаются как твердосплавная матрица, так и алмазные резцы. Соответственно, их износ также возрастает при повышении контактной температуры.

Влияние осколков разрушенных горных пород на изнашивание определяется двумя основными характеристиками: зернистостью и твердостью.

Большей способностью изнашивать буровые инструменты обладают более крупнозернистые горные породы, особенно при наличии в 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 [30].

При пассивном процессе взаимодействия осколки породы с размерами, меньшими, 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. 3.13, а).

При активном процессе взаимодействия кусочки породы размером большим, чем зазоры, воспринимают усилия со стороны инструмента и внедряются в материал инструмента, например, в более мягкую связку матриц коронок, перемещаются между поверхностями забоя и инструмента, царапая его (рис.3.13, б). При этом размер осколков породы, вызывающих наибольший износ поверхности инструмента, будет равен или несколько превысит зазор между поверхностями породы и торца инструмента Н.

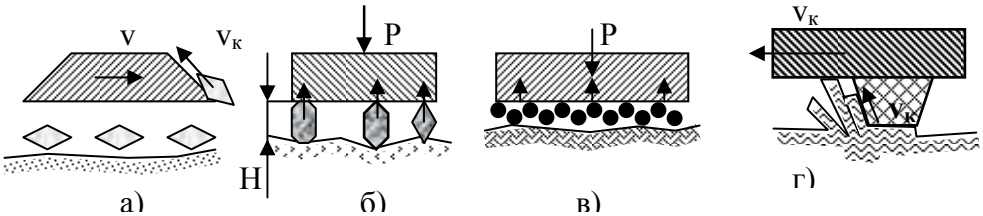


Рис. 3.13. Варианты схем изнашивания инструмента кусочками разрушенной породы

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. 3.13, 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. 3.13, г). В этом случае активно изнашивается передняя грань резца и поверхность матрицы перед резцом.

При движении инструмента с линейной скоростью v (рис. 3.13, а) осколки породы, выходя из-под торца инструмента, ударяются о боковые поверхности резцов или корпуса инструмента. В этом случае энергия силового взаимодействия пропорциональна произведению

$$U = 0{,}5\, v^2\, m_к \sin\beta,$$

где $m_к$ – масса кусочка породы; β – угол наклона поверхности или резца.

Из данного соотношения следует, что износ может повышаться при повышении частоты вращения инструмента, зернистости и формы кусочков породы, а также определяется формой изнашиваемых поверхностей – наибольшим износ будет, если угол $\beta = 90^\circ$. Поэтому целесообразно при изготовлении бурового инструмента учитывать направления движения шлама и направлять его в наиболее изнашиваемых местах, например, в промывочных каналах, по наклонным поверхностям.

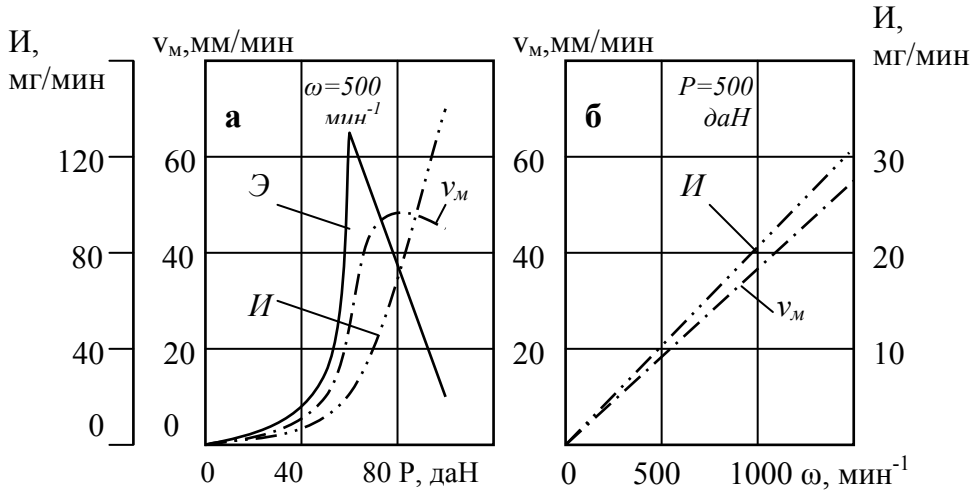


Рис. 3.14. Зависимость механической скорости бурения ($v_м$), интенсивности износа (И) и показателя эффективности бурения (Э) уртита от осевой нагрузки (а) и частоты вращения (б)

Максимально абразивным будет шлам твердых минералов с острыми гранями и выступами.

Влияние зернистости шлама на интенсивность изнашивания инструмента для некоторых пород показано в работе [2]. Отмечено, что в данном случае максимальный износ вызывал шлам размером 100 мкм, что соответствует размеру зазора между поверхностью матрицы и породой забоя для мелкоалмазной коронки.

Для оценки оптимальной работоспособности инструмента используют условный относительный показатель:

$$Э = \frac{v_м}{И}, \qquad (3.17)$$

где $v_м$ – механическая скорость бурения;

$И$ – интенсивность износа.

Рассмотрим два примера оценки работоспособности однослойных алмазных коронок, используя материалы из работы [3].

При бурении уртита однослойной алмазной коронкой диаметром 24 мм кривая интенсивности износа резко возрастает по мере роста осевого усилия и частоты вращения. Механическая скорость также резко нарастает по мере повышения осевого усилия, но до определенного предела, после которого кривая идет на снижение, повышение же частоты вращения приводит к повышению и механической скорости бурения.

Таким образом, при бурении уртита предпочтительной будет невысокая осевая нагрузка, оптимальное значение которой четко отражает максимум показателя Э.

Зависимость интенсивности износа от частоты вращения указывает на то, что износ коронки, в данном случае, практически мало зависит от частоты вращения. Причины подобных зависимостей объясняются тем, что при бурении данной породы образуется крупный шлам (зерна до 3 мм), размер

которого растет при повышении осевого усилия, что и увеличивает износ инструмента.

Бурение кварцевого альбитофира сопровождается образованием мелкого шлама, и зависимость интенсивности износа по мере роста осевого усилия имеет минимум при осевом усилии 200 даН и частоте вращения 500-900 мин$^{-1}$, нарастая в дальнейшем достаточно резко.

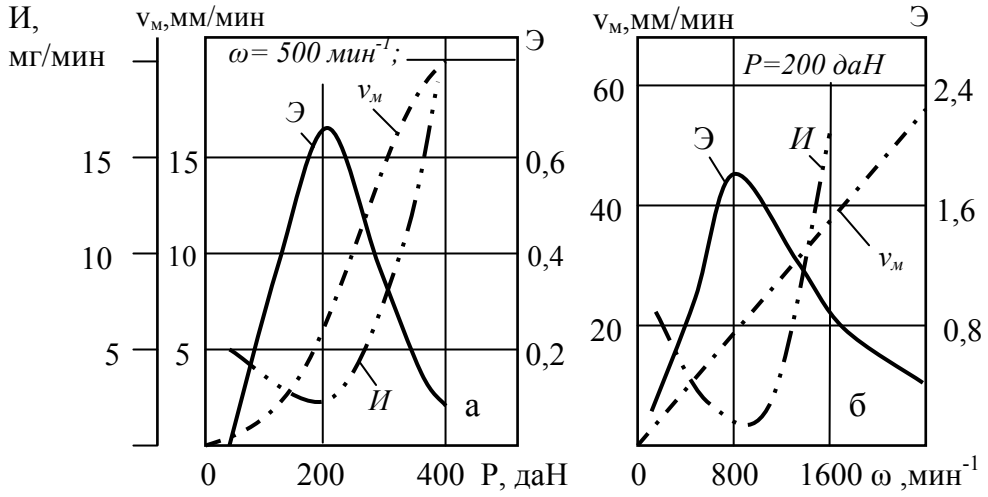


Рис. 3.15. Зависимость механической скорости бурения ($v_м$), интенсивности износа (И) и показателя эффективности бурения (Э) от осевого усилия (а) и частоты вращения (б) инструмента при бурении альбитофира

Механическая скорость бурения увеличивается при повышении частоты вращения и осевого усилия на всем интервале их варьирования, но кривая показателя Э дает точные величины наиболее оптимальных значений осевого усилия – 200 даН и частоты вращения – 800 мин$^{-1}$.

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 - 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, прежде всего, вооружения: геометрической формы, параметров приострения резцов, диаметра

инструмента, а для шарошечных долот и сохранения работоспособности опор вращения (подшипников) шарошек на определенном этапе породоразрушающего воздействия. 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 тоже время, очевидно, что если происходит механическое разрушение породы, то ресурс инструмента объективно ограничен, так как процесс механического разрушения является всегда двусторонним, т.е. 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 очевидно, что развитие инструмента в направлении идеальной или совершенной высокоресурсной, универсальной и производительной системы связано 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 поле светового лазерного импульса и др.

Такие инструменты могут быть универсальны (при корректировке параметров управления), иметь неограниченный ресурс и производительность высокого уровня.

По оценкам специалистов, на пути к реализации подобных инструментов и технологий вполне рациональным промежуточным этапом развития может быть комбинирование механического разрушения пород резанием, скалыванием или дроблением с термическим или электротермическим разрушением. 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:

- повышение эффективности отвода тепла от бурового инструмента – прежде всего его резцов и корпуса;
- 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, обеспечивающих равномерный износ рабочих породоразрушающих поверхностей (торцевой, боковых наружной и внутренней);

- создание инструментов с рабочими породоразрушающими поверхностями или резцами, обеспечивающие при изнашивании сохранение начальных геометрических параметров вооружения (эффект самозатачивания);

- создание инструментов, у которых осуществляется восстановление рабочих породоразрушающих поверхностей одновременно с разрушением породы;

- разработка долговечных, в условиях высокого гидростатического давления и абразивного воздействия, опор шарошечных долот.

Повышение эффективности отвода тепла от бурового инструмента

По данным специалистов ТулНИГП [6], для снижения износа алмазных резцов бурового алмазного 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 теплопроводности стали 20, позволило снизить нагрев рабочего торца инструмента на 120° и повысить его ресурс.

С целью интенсификации отвода тепла от рабочих поверхностей создают разработки бурового инструмента [5] с тепловыми трубами, располагаемыми в матрице и корпусе коронок и частично заполненных теплоносителем. Эффективная теплопроводность «тепловых труб» в десятки раз выше, чем теплопроводность 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 [6], каналы в коронках целесообразно заполнять теплоносителем, например, водой на 25% объема каналов, 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 используются как отдельные технологические операции, так и в сочетании.

Методы поверхностного упрочнения достаточно разнообразны, но в бурении нашли применение такие из них, 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 [6, 28].

С этих позиций существенно выше эффект от применения методов объемного упрочнения, т.е. упрочнения 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 ТПУ метод радиационного упрочнения путем облучения малыми дозами гамма-квантов или электронов [28], что вызывает перестройку кристаллов и резкое улучшение физических свойств.

Увеличение прочности обрабатываемого материала и при криогенной обработке, и при облучении достигается за счет сокращения числа и размеров дефектов материала, осуществляемое при облучении в процессе структурной перестройки материала, а при криогенной обработке за счет резкого и глубокого охлаждения, т.е. сжатия структурных элементов материала.

Для криогенной обработки применяют жидкий азот, который нашел широкое применение для упрочнения инструмента не только в бурении, но и в машиностроительной отрасли. Температура охлаждения инструмента в азоте составляет не менее – 196° С.

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% [28].

Перспективным направлением упрочнения бурового инструмента является комплексная обработка, основанная на низкотемпературной закалке азотом и облучении малыми дозами гамма-квантов, что позволяет осуществить радиационный отжиг, и, таким образом, регулировать показатели прочности, понижая хрупкость, полученную материалом при охлаждении в азоте [28].

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

направление, связанное с совершенствованием технологий изготовления инструмента, обеспечивающих равномерную прочность матричных колец.

При ударном бурении изнашивание породоразрушающих элементов сопровождается их скалыванием вследствие динамических нагрузок. В данном случае возникает противоречие, которое состоит в том, что очень твердый сплав, отличаясь высокой износостойкостью, приобретает хрупкость, а значит, низкую сопротивляемость скалыванию

Компания *Sandvik* (Швеция) разработала твердосплавный материал с двойными свойствами (*Dual Property – DP*) для изготовления твердосплавных вставок долот для ударно-вращательного бурения. За счет варьирования содержанием кобальта достигается изменение твердости и прочности материала. При изготовлении породоразрушающих вставок производится изменение характеристик материала послойно по сечению вставок, 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. 3.16).

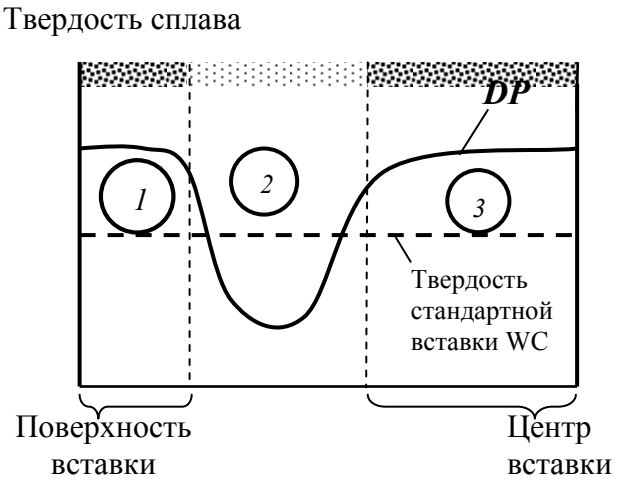


Рис. 3.16. Породоразрушающая вставка *DP* компании *Sandvik* и её характеристика твердости

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 [6] по созданию алмазных коронок с матрицами и корпусами отличающихся 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 [6]. 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.

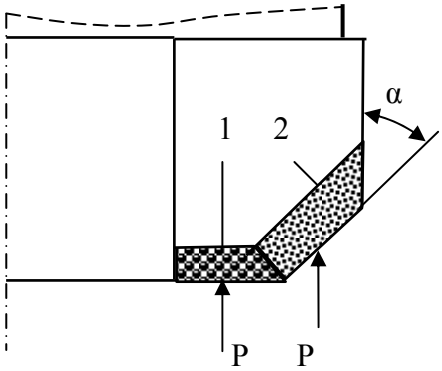


Рис. 3.17. Схема профиля коронки

Равномерный износ рабочих поверхностей бурового инструмента обеспечивается за счет формы торцевой части, спроектированной с учетом линии износа. Пример подобного решения представлен на рис.3.9.

В ИСМ 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. 3.17). Угол скоса α (рис. 3.17) определяется из выражения:

$$\alpha = \arcsin\sqrt{\frac{F_2 K_2}{F_1 K_1}},$$

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 α нагрузки на боковую поверхность торца уменьшаются пропорционально величине $sin^2\alpha$. Таким образом, варьируя значениями угла α, концентрацией и прочностью алмазов создается конструкция, обеспечивающая равномерный износ матрицы коронки, т.к. алмазы на рабочих поверхностях колец испытывают нагрузки, которые пропорциональны их прочности и концентрации в матрице.

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 группы прямоугольных штабиков 2, обвязанных лентой и пропаянных латунью (рис. 3.18, а). При изнашивании торцевой части резца поверхность износа 1 для каждого штабика имеет криволинейную притупленную форму, а в целом геометрия торцевой части резца практически мало изменяется.

Сектора алмазной мелкорезцовой импрегнированной коронки БИТ (рис. 3.18, б) выполнены наклонными в направлении движения сектора при бурении, при этом сектор имеет алмазосодержащий слой 4 и слой без алмазов 5. При бурении слой 5 изнашивается с некоторым опережением износа слоя 4, а поэтому при бурении 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 бурения и изнашиванием коронки при бурении.

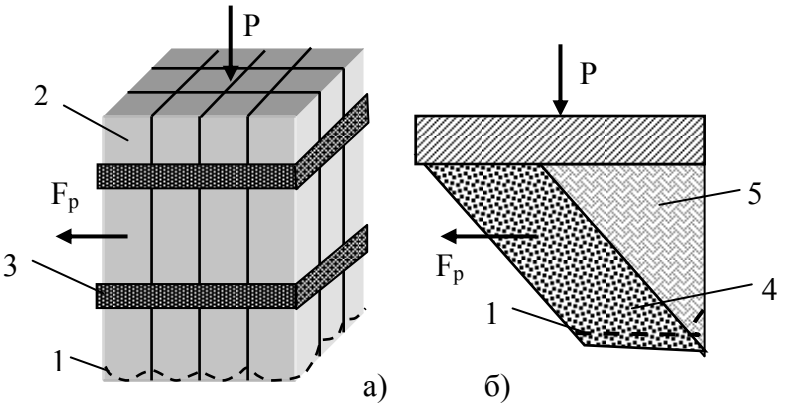


Рис. 3.18. Схемы самозатачивающихся породоразрушающих элементов: а - резец коронки СА (породы средней твердости, абразивные); б – сектор алмазной коронки БИТ. 1 – линия износа; 2 – твердосплавные штабики; 3 – обвязка штабиков; 4 – алмазосодержащий слой; 5 – слой матрицы без алмазов

Восстановление рабочих породоразрушающих поверхностей параллельными, с разрушением породы, процессами в меньшей степени используется в настоящее время при бурении, в сравнении с представленными выше методами.

Например, известно дисковое долото с системой восстановления угла заточки диска 1 абразивной, прижимаемой к диску деталью 2 (рис. 3.19, а). Таким образом, изнашиваясь и притупляясь на забое, диски долота проворачиваются и затачиваются в противоположной от забоя точке.

Для восстановления породораз-рушающей поверхности могут использоваться различные механи-ческие, электрохимические способы затачивания и восстановления рабочих поверхностей. Например, для определенных условий может использоваться инструмент для вращательного бурения с подвижными лентами, на которых размещены породоразрушающие

элементы (рис. 3.19, б). Если в зоне II происходит разрушение породы и изнашивание инструмента, то в зоне I предусмотрено восстановление рабочих поверхностей инструмента.

Для защиты опор шарошечных долот применяются маслонаполненные герметичные опоры долот, в которых смазывающая жидкость находится под давлением, обеспечивающим противодействие гидростатическому давлению, возникающему при бурении за счет давления столба промывочной жидкости. Ресурс долот с герметизированными маслонаполненными опорами вращения шарошек может достигать нескольких сотен метров. Подобные инструменты предназначены для бурения глубоких скважин большого диаметра.

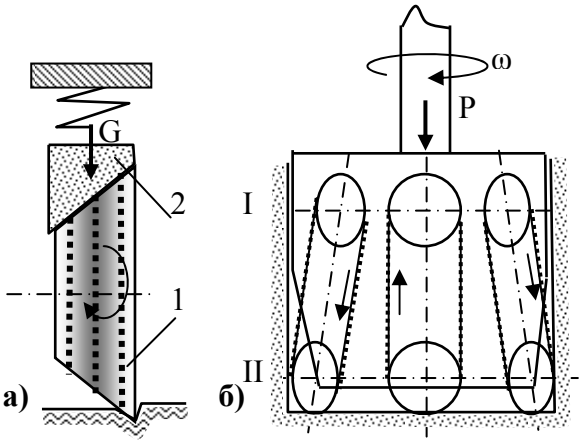


Рис. 3.19. Схема инструментов с восстанавливаемыми породоразрушающими поверхностями

3.2.4. Методы изучения изнашивания инструмента при взаимодействии с горной породой

Известны следующие основные методы изучения абразивного изнашивания металлов и сплавов, работающих в контакте с горной породой [30].

1. Метод бурения – резания, который состоит в абразивном изнашивании твердосплавных резцов применительно в работе вооружения долот режуще-скалывающего действия. Истиранию о породу подвергаются два стержня под действием осевого усилия и крутящего момента (рис. 3.20, а). Метод предложен Е.Ф. Эпштейном, Н.И. Любимовым и др.

2. Метод истирания или сверления породы эталонными стержнями (рис. 3.20, б), предложен Л.И. Бароном, М.И. Койфманом и др.

Испытывается стержень, изготовленный из стали У8 диаметром 8 мм, под нагрузкой 15 Н, при частоте вращения 400 мин$^{-1}$ за 10 минут.

Таблица 3.6

Классификация горных пород по абразивности

Класс породы по абразивности	Название класса	Показатель абразивности	Пример соответствия горных пород классу абразивности
I	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

Показатель абразивности рассчитывается по формуле

$$A_{абр} = \frac{\sum_{i=1}^{n} \Delta q_i}{2n}, \quad (3.18)$$

где Δq – 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.

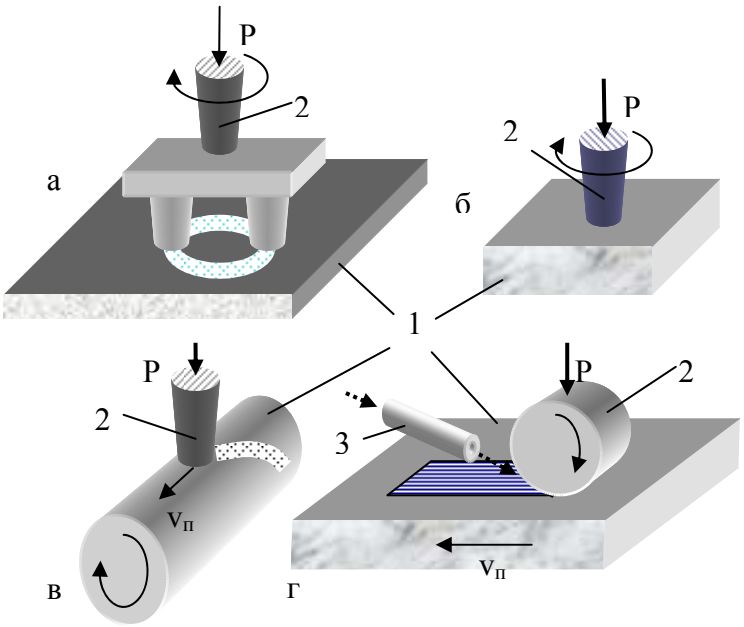


Рис. 3.20. Схемы изнашивания образцов из металла или сплавов при изучении абразивности горных пород: P – нагрузка на образец; $v_п$ – скорость подачи; 1 – образец из металла или сплава; 2 – горная порода; 3 – охлаждение диска

4. Метод изнашивания эталонного стержня на цилиндрической вращаемой поверхности керна, предложенный Б. Фишем и др. (рис. 3.20, в).

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.3.20, 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 приблизить условия эксперимента к реальным условиям бурения, поскольку исследование производится при бурении коронками малого размера при осевом усилии 500 даН, частоте вращения 200 мин$^{-1}$ и подаче воды для охлаждения коронки 10 л/мин. Показатель абразивности в данном случае рассчитывается по формуле

$$A_к = \frac{P_1 - P_2}{l}, \qquad (3.19)$$

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, в основном, названные методы имеют достаточно узкое применение при выполнении определенных и часто специализированных исследовательских работ.

3.2.5. Методика определения динамической прочности, абразивности и категорий горных пород по буримости

Динамическая прочность горных пород, как следует из предыдущих глав, определяет сопротивляемость горных пород разрушению при динамическом внедрении породоразрушающих элементов. Динамическое внедрение может происходить при воздействии на индентор быстронарастающих по величине нагрузок, например, вследствие удара индентора или инструмента о породу.

Абразивность горных пород – способность горной породы, как в агрегатном, так и в разрушенном состоянии, вызванного её разрушением, изнашивать буровые инструменты в процессе трения.

Категория горных пород по буримости по ОСТ 41-89-74 определяется на основании значений коэффициента динамической прочности ($F_д$), коэффициента абразивности ($K_{аб}$) и объединенного (расчетного) показателя ($\rho_м$) горных пород [17].

Метод определения категории по буримости распространяется на горные породы V-XII категорий буримости для вращательного бурения, т.к. осадочные и другие нетвердые горные породы не позволяют определить динамическую прочность из-за высокой пластической деформируемости или дробимости.

Отбор образцов породы. Подготовка образцов осуществляется из керна, который разбивается на обломки изометрической формы размером 1,5-2,0 см в

поперечнике, из которых набираются две пробы, каждая из которых содержит 25 обломков и разделяется на пять частей по пять обломков.

Проведение испытаний. Каждую часть пробы, состоящую из пяти обломков, помещают в стакан устройства ПОК и производят 10 сбрасываний гири массой 2,4 кг с высоты 0,6 м. Продукт разрушения всех пяти частей каждой пробы породы просеивают через сито с размером отверстий 0,5 мм. Просеянную фракцию ссыпают в специальный объемомер и определяют объем пробы в мм (h_o).

Коэффициент динамической прочности породы $F_д$ определяют по формуле

$$F_д = \frac{200}{h_o}. \qquad (3.20)$$

Физический смысл коэффициента $F_д$ состоит в определении относительной удельной работы дробления обломков породы в процессе динамического нагружения.

Коэффициент абразивности $K_{аб}$ исследуемой породы определяют по формуле

$$K_{аб} = \frac{Q}{100}, \qquad (3.21)$$

где Q – потеря в результате абразивного износа об испытываемую породу массы свинцовой дроби, мг.

Потеря массы свинцовой дроби определяется на устройстве ПОАП – 2М в течение 20 минут. С этой целью в специальные керамические стаканы помещают по 1 см^3 породы из полученной, при определении $F_д$, 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, определенной до испытаний и после испытаний (Q).

Коэффициенты динамической прочности и абразивности определяют по двум пробам, а результат испытаний считается приемлемым, если разница среднеарифметического отклонения двух значений не превышает 25%.

Категорию горных пород по буримости при вращательном бурении определяют на основании расчета объединенного показателя $\rho_м$:

$$\rho_м = 3F_д^{0,8}K_{аб}. \qquad (3.22)$$

Объединенный показатель и категорию по буримости определяют по специальным таблицам или номограмме.

Значение $\rho_м$ соответствует определенной категории горных пород по буримости (табл. 3.7).

Таблица 3.7

Значения $\rho_м$ и категории горных пород по буримости при вращательном бурении

Категория пород по буримости	Значение $\rho_м$	Категория пород по буримости	Значение $\rho_м$
V	4,5-6,8	IX	22,8-34,2
VI	6,8-10,1	X	34,2-51,2
VII	10,1-15,2	XI	51,2-76,8
VIII	15,2-22,8	XII	более 76,8

Для ударно-вращательного бурения получена иная формула для расчета объединенного показателя $\rho_{муд}$:

$$\rho_{муд} = 2F_д K_{аб}^{0,41}. \qquad (3.23)$$

Данная зависимость отражает основное влияние на процесс буримости горных пород под действием ударных импульсов коэффициента динамической прочности, в то время как для вращательного бурения отмечается преимущественное влияние абразивности горных пород.

Повышенное влияние абразивности при вращательном бурении во многом определяется относительно постоянным контактом бурового инструмента с забоем буримой скважины, в том числе с отделяемыми от забоя кусочками породы и мелким шламом, который отличается значительным абразивным действием, особенно при наличии в составе породы твердых минералов.

Для ударно-вращательного бурения на основании показателя $\rho_{муд}$ горные породы разделены по буримости на семь категорий (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Значения $\rho_{муд}$ и категории горных пород по буримости при ударно-вращательном бурении

Категория пород по буримости	Значение $\rho_{муд}$	Категория пород по буримости	Значение $\rho_{муд}$
I	5,0-7,5	V	25,3-37,9
II	7,5-11,2	VI	37,9-56,9
III	11,2-16,9	VII	56,9 и более
IV	16,9-25,3		

Категории горных пород по буримости предназначены для определения затрат времени и средств на бурение, что позволяет на этапе проектирования геологоразведочных работ составить смету расходов и определить сроки производства работ. Показатели абразивности и динамической прочности могут также использоваться при обосновании способа бурения и выборе наиболее эффективного породоразрушающего инструмента.

В то же время, наряду с категорией по буримости объективными параметрами оценки буримости являются твердость, упругость, коэффициент пластичности и, конечно, трещиноватость горных пород. Именно эти параметры служат основой при выборе характеристик бурового инструмента, при обосновании параметров режима бурения.

В соответствии с рекомендациями зарубежных компаний каждый тип горной породы рассматривается как неизведанная область с несколькими переменными, оказывающими влияние на буримость породы.

Наибольшее влияние, по оценкам специалистов компании *Atlas Copco,* оказывают такие параметры, как размер зерен горной породы, крепость породы, выветрелость и трещиноватость.

- ✓ **Крепость породы**, в данном случае, термин, используемый специалистами фирмы *Atlas Copco,* может характеризоваться как совокупный параметр свойств, определяющий сопротивляемость породы разрушению, который, вероятно, учитывает такие физико-механические характеристики породы как твердость, упругость, пластичность, т.е. основные параметры, определяющие буримость. Очевидно, что крепость горной породы, в данном случае, каким-либо объективным образом с использованием лабораторных методов не определяется и может сопоставляться с твердостью, определяемой по методике проф. Л.А.Шрейнера.

  Специалисты компании *Boart Longyear* при оценке прочностных свойств горных пород применяют термин монолитность, что, очевидно, также тождественно твердости.

  В горном деле крепость оценивается шкалой проф. М.М. Протодьяконова через коэффициент крепости *f*, который рассчитывается с использованием предельной величины прочности породы при сжатии $\sigma_{сж}$ ($f = \sigma_{сж}\ 10^{-2}$), что крайне не точно позволяет оценивать буримость горной породы с помощью этого показателя.

Бóльший размер зерен и трещиноватость, отмечают специалисты компании *Atlas Copco,* делают породу более абразивной, в то время как мелкозернистая порода менее абразивна, но более крепка. Выветрелость снижает крепость породы. В соответствии с рекомендациями по выбору инструмента и технологии бурения компании *Atlas Copco,* породы сгруппированы и разбиты на пять категорий.

К первой группе относятся крупнозернистые, сильнотрещиноватые и сверхабразивные породы типа сланец, аргиллит и известняк.

Вторая группа пород, характеризуется как трещиноватые и абразивные породы типа песчаник, доломит, туф, кремнистый сланец.

Третья группа пород, характеризуется как среднеабразивная, типа андезит, базальт, пегматит, диабаз, габбро, диорит.

Четвертая группа пород – это крепкие слабоабразивные породы типа гнейс, диорит, гранит, кварцит, порфир.

Пятая группа горных пород – очень крепкие и неабразивные породы (кварц, риолит, кремнистый известняк, таконит, лимонит, яшма).

Представленные группы пород используются при выборе буровых коронок непосредственно в производственных условиях.

При создании бурового инструмента ведущими зарубежными и отечественными компаниями практикуется подбор параметров инструмента для конкретных горных пород и горно-геологических условий. С этой целью проводится большой объем лабораторных исследований и испытаний

инструмента, позволяющих достаточно тонко варьировать параметрами буровых коронок с целью поиска оптимальных их значений.

3.2.6. Классификация горных пород по трещиноватости

Другим важным физическим свойством горной породы, оказывающим влияние на её механическую прочность, устойчивость и буримость, является трещиноватость.

Трещиноватость даже очень твердых горных пород значительно влияет на выход керна – основное назначение разведочного бурения.

Классификация горных пород по трещиноватости произведена на основании оценки трех параметров [31]:

- удельной кусковатости керна K_y, шт. / метр;
- выхода керна $B_к$, % ;
- показателю трещиноватости W, ед./ образец.

На основании этих параметров показатель трещиноватости рассчитывается по формуле

$$W = \frac{D_к K_y \lambda}{tg\beta}, \qquad (3.24)$$

где W – показатель трещиноватости породы, определяющий среднее количество трещин, встречаемых коронкой за один оборот на забое, ед./оборот;

$D_к$ – диаметр керна, м;

K_y – удельная кусковатость керна, шт./метр;

λ – опытный коэффициент, учитывающий степень вторичного дробления породы (0,7-1,0);

β – угол встречи плоскости трещин с осью скважины, градус.

Таким образом, при оценке степени трещиноватости горных пород оценивается и угол встречи трещин с осью скважин.

Таблица 3.9

Классификация горных пород по трещиноватости для вращательного колонкового бурения

Группа горных пород по трещиноватости	Степень трещиноватости горных пород	Удельная кусковатость керна, K_y, шт./м	Показатель трещиноватости W, ед./ оборот	Выход керна $B_к$,%
I	Монолитные	1-5	0,5<	100-70
II	Слаботрещиноватые	6-10	0,51-1,0	90-60
III	Трещиноватые	11-30	1,01-2,0	80-50
IV	Сильнотрещиноватые	31-50	2,01-3,0	70-40
V	Весьма и исключительно трещиноватые	>51	>3,01	30-60 и менее

Все входящие в расчет по формуле (3.24) параметры определяются по поднятому из скважины керну.

На основании разработанных критериев составлена классификация горных пород по трещиноватости применительно к вращательному

колонковому бурению (табл. 3.9), с помощью которой можно прогнозировать разработку и эффективность использования буровых коронок и соответствующих режимов бурения, сопоставлять результаты бурения в различных горно-геологических условиях, осуществлять типизацию этих условий для различных задач бурения, решать другие задачи.

3.3. Оценка буримости горных пород методом вызванной акустической эмиссии

Современное бурение является наиболее информативным инструментом исследования недр. Для исследования процесса бурения, развития методов изучения недр развиваются технологии получения научной, технико-технологической и геолого-геофизической информации в процессе бурения. Эта информация может позволить оптимизировать режимы бурения, оперативно определять рудные тела, границы геологической среды и другие особенности геологического строения земных недр. Для решения названных задач в практике бурения скважин и при лабораторных исследованиях нашел применение 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 эмиссией.

Акустическая эмиссия – излучение акустических колебаний, вызванных динамической перестройкой структуры материала в процессе деформирования и разрушения (разрыва связей).

При бурении акустическая эмиссия возникает в связи с образованием 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 ТПУ разработаны аппаратура и **методика регистрации импульсного электромагнитного поля**, позволяющие оценивать сопротивление твердых тел разрушению. Данный 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.

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 к главе 3*

1. Твердость горных пород и методы её определения.
2. Параметры свойств горных пород, определяемые при испытании горных пород на твердость по методике проф. Л.А.Шрейнера.
3. Удельная контактная работа разрушения горных пород при вдавливании индентора.
4. Влияние воды и водного раствора с ПАВ на твердость горных пород.
5. Влияние диаметра индентора на твердость и удельную контактную работу разрушения горных пород.
6. Особенности механизма разрушения горных пород при вдавливании нескольких инденторов.
7. Твердость анизотропных горных пород.
8. Изнашивание бурового инструмента. Мера изнашивания.
9. Особенности изнашивания бурового инструмента при вращательном бурении.
10. Влияние внешней среды на изнашивание бурового инструмента.
11. Влияние смазывающей способности среды на изнашивание бурового инструмента.
12. Влияние охлаждающей способности среды на изнашивание бурового инструмента.
13. Механизм разупрочнения и изнашивания металла и твердого сплава.
14. Влияние раствора с ПАВ на изнашивание бурового инструмента.
15. Влияние осколков разрушенной породы на изнашивание бурового инструмента.
16. Методы повышения износостойкости бурового инструмента.
17. Ресурс, эффективный ресурс бурового инструмента.
18. Абразивность горных пород, методы определения абразивности горных пород и изнашиваемости бурового инструмента.
19. Определение абразивности горных пород по изнашиванию свинцовых шариков.
20. Категории горных пород по буримости для вращательного бурения.
21. Динамическая прочность горных пород. Методика определения.
22. Категории горных пород по буримости для ударно-вращательного бурения.
23. Разделение горных пород по буримости по методике компании *Atlas Copco*.
24. Трещиноватость горных пород, оценка трещиноватости горных пород.
25. Назначение и существо метода вызванной акустической эмиссии.

Глава 4. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ

4.1. Общая характеристика механических способов разрушения горных пород

I. Вращательное бурение

1. Вращательное бурение резцовыми твердосплавными коронками

Данный способ и инструменты предназначены для бурения горных пород I-VII категорий по буримости.

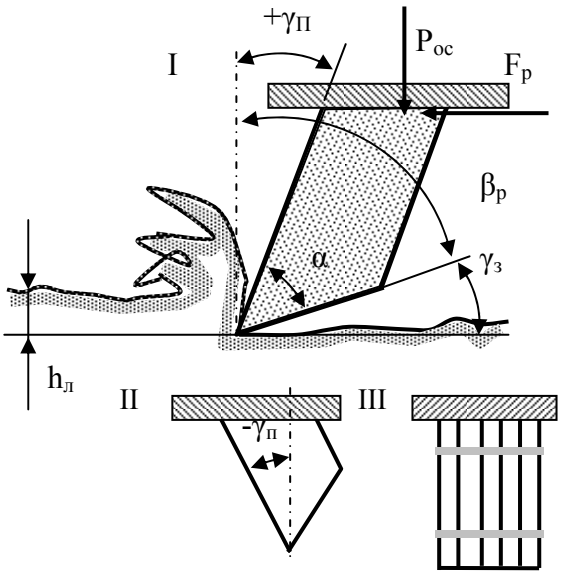


Рис. 4.1. Схема параметров вооружения твердосплавного инструмента

Реализуются резание и скалывание под действием: $P_{ос}$ – осевого усилия и $F_р$ – усилия резания (рис. 4.1).

Параметры резца:

α – угол приострения резца;

$\gamma_П$ – передний угол резца;

$\gamma_з$ – задний угол резца;

$\beta_р$ – угол резания.

Основные формы резцов:

I – с положительным передним углом;

II – с отрицательным передним углом;

III – самозатачивающийся резец.

2. Вращательное бурение буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих материалов и поликристаллических алмазов.

Применяется для бурения горных пород IV-XII категории по буримости.

Элементом вооружения являются вставки из композиционного материала славутич и алмазно-твердосплавные пластины *PDC Stratapax* (*General Electric*, США*), Sindit* (*De Beers*, ЮАР), алмазно-твердосплавные пластины – АТП (ИСМ и ВНИИалмаз, Украина и Россия соответственно).

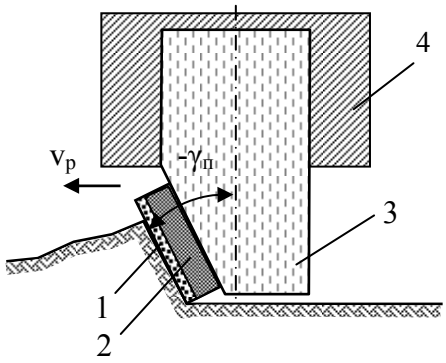


Рис. 4.2. Резец с АТП: 1 – слой полукристаллических алмазов; 2 – твердый сплав; 3 – твердосплавная опора; 4 – корпус коронки

Пластинами *PDC* и АТП оснащают резцы бурового инструмента. Передний угол $\gamma_п$ изменяется от -5° до -25° (рис.4.2).

При бурении пластично-хрупких пород разрушение осуществляется вдавливанием, резанием и сдвигом. При бурении хрупких пород наблюдается раздавливание и скалывание породы алмазными резцами пластинки.

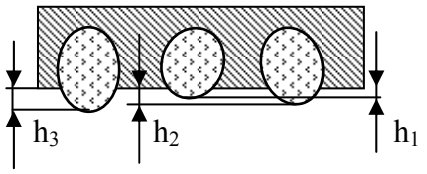


Рис. 4.3. Овализованные алмазы в матрице коронки

3. Вращательное бурение алмазными однослойными коронками. Применяется для бурения горных пород VIII-X категории по буримости.

При бурении алмазным инструментом реализуются смятие, раздавливание, резание, скалывание.

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 10 до 150-200 шт. на карат (1 карат = 0,2 г). Соответственно размер зерен от 2,5 мм до 0,8 и менее.

Овализованные и полированные алмазы реализуют в основном раздавливание, необработанные алмазы с острыми гранями резание-скалывание. 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 (вольфрам + кобальт) и выступает из матрицы на высоту, в основном, не превышающую ⅓ диаметра алмаза.

Алмазный инструмент характеризуется разновысотностью резцов ($h_1 \neq h_2 \neq$ $\neq h_3$ на рис. 4.3), которая максимальна на начальном этапе прирабатывания инструмента при бурении.

Для повышения эффективности разрушения горных пород коронки изготавливают с заданным выступанием алмазов из матрицы.

4. Вращательное бурение алмазными импрегнированными коронками.

Бурение горных пород IX-XII категорий по буримости. При бурении реализуется истирание, микрорезание.

Для изготовления инструмента применяют природные и искусственные алмазы минимальных размеров. Размер зерна 0,9-0,5 мм (зернистость 150 и более шт./карат).

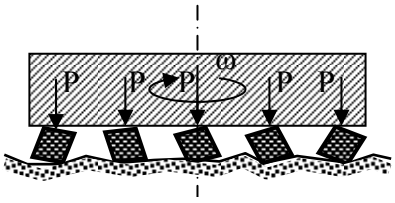


Рис. 4.4. Схема работы дробовой коронки

5. Вращательное бурение дробовыми коронками (дробью .

Бурение горных пород VIII-XII категорий по буримости. Реализуется смятие, раздавливание, скалывание.

Дробовое бурение в значительном объеме применялось до периода широкого использования алмазного инструмента для бурения твердых и крепких горных пород.

5. Вращательное бурение шарошечными долотами.

5.1. Инструмент дробящее-скалывающего действия.

Способ предназначен для бурения горных пород, в основном V-XII категорий по буримости. При бурении реализуются раздавливание, дробление, скалывание, резание породы при проскальзывании шарошек. Схема взаимодействия шарошки долота дана на рис. 2.45.

Этапы разрушающего действия:

- косой удар – скалывание породы под действием усилия P_y;
- раздавливание породы и углубление лунки под действием усилия P_z;
- при проскальзывании в направлении вращения шарошки происходит скалывание и подрезание породы.

По мере увеличения твердости горных пород от мягких до средних угол приострения α клиновидных зубьев увеличивается от 30-40° до 80-90°. Для бурения твердых пород, крепких и очень крепких, используются овальные и шарообразные твердосплавные вставки.

5.2. 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.

5.3. Инструмент с зубчато-дисковыми шарошками.

Реализует разрушение мягких горных пород и пород средней твердости резанием-скалыванием зубьями дисковых шарошек 1, установленных в радиальном направлении относительно корпуса долота (рис. 4.5). Вращение и перекатывание шарошек по забою происходит за счет зацепления зубьев с образовавшейся криволинейной поверхностью у стенки скважины.

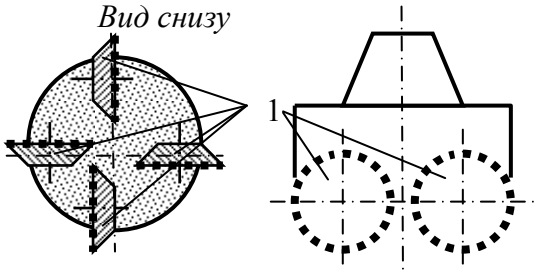


Рис. 4.5. Схема долота с зубчато-дисковыми шарошками

II. Ударное бурение

Реализуется дробление и скалывание упруго-хрупких горных пород под действием удара.

Для бурения используются ударные способы разрушения горных пород, под действием энергии сбрасываемого с определенной высоты бурового снаряда или забивной способ с помощью устройства ударного действия.

III. Комбинированное (с вращательным) механическое разрушение горных пород.

1. 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.

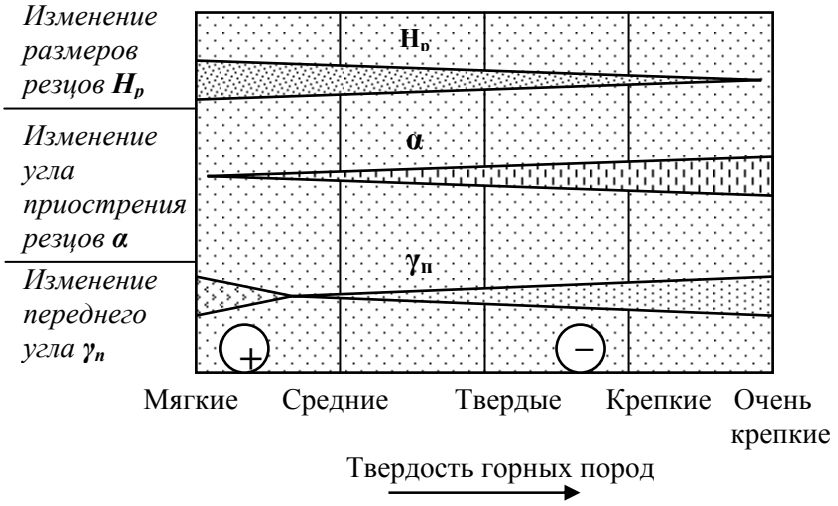
2. Вращательно-ударный способ бурения.

Бурение твердых горных пород V-XII категорий по буримости.

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. Для бурения используются алмазный однослойный буровой инструмент, шарошечные долота и высокочастотные гидроударники.

3. 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, крепких - более 150 МПа. Рациональные окружные скорости перемещения насадок 10-40 см/с.



Схема, обозначающая параметры резцов H_p, α, $\gamma_п$.

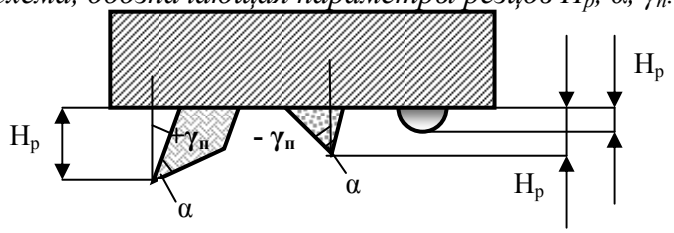


Рис. 4.6. Схемы, показывающие связь размера резцов Н, угла их приострения α и переднего угла $\gamma_п$ с твердостью горных пород

4.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.

IV. Вибрационное бурение.

При вибрационном бурении используются приостренные наконечники (грунтоносы), которые соединяются через бурильные трубы с вибратором. 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.

VI. 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.

При соударении шаров с горной породой со скоростью порядка нескольких десятков метров в секунду твердая горная порода разрушается. Продукты разрушения частично циркулируют с инжектируемой жидкостью, измельчаются, вследствие чего шлам, образующийся при шароструйном бурении, легко выносится из скважины восходящим потоком промывочной жидкости.

Рис. 4.7. Ориентировочные значения механической скорости бурения ($v_м$) различными типами буровых инструментов: 1 – твердосплавный резцовый; 2 – алмазный резцовый; 3 – алмазный однослойный ; 4 – алмазный импрегнированный; 5 – вращательно-ударный способ бурения твердосплавным и алмазным инструментами; 6 – шарошечные долота; 7 – вращательно-ударный способ бурения шарошечными долотами; 8 – ударно-вращательное бурение пневмоударниками при различных значениях давления подаваемого воздуха

На рис. 4.6 приведены схемы, поясняющие связь основных параметров резцов буровых инструментов, таких как размер, угол приострения и передний угол с твердостью горных пород.

Как следует из схемы на рис. 4.6, с увеличением твердости горных пород размер резцов $H_р$ уменьшается, угол приострения α возрастает, а передний угол $\gamma_п$ из положительного становится отрицательным, и его отрицательное значение увеличивается по мере повышения твердости горных пород.

На рис. 4.7 приведены ориентировочные значения механической скорости бурения различными типами буровых инструментов в зависимости от категории горных пород по буримости.

Наиболее производительным из механических способов бурения скважин в твердых породах является процесс бурения забойными пневмоударниками при высоком значении давления подаваемого воздуха.

Вращательное и вращательно-ударное бурение алмазным инструментом твердых пород значительно уступают по производительности пневмоударному бурению.

В то же время следует учитывать, что выбор способа бурения, бурового инструмента и его диаметра определяется, прежде всего, решаемой бурением задачи, которая определена при производстве геологоразведочных работ геологическим заданием на бурение скважины. С учетом этого обстоятельства альтернативы вращательному бурению твердосплавными резцовыми и алмазными коронкам различного типа в настоящее время в геологоразведочном производстве нет.

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 [30]:

$$V = \frac{N}{A_V}, \tag{4.1}$$

где N – мощность, подведенная к забою для разрушения породы в единицу времени, кВт ч;

A_V – энергоемкость разрушения породы определенного объема, кВт/м^3.

Объем разрушенной в единицу времени породы можно определить, используя значение скорости бурения:

$$V = v_м F, \tag{4.2}$$

где $v_м$ – механическая скорость бурения, м/ч;

F – площадь забоя скважины, м^2.

Из равенства формул для определения объема разрушенной породы (4.1) и (4.2) получим [30]:

$$v_м = \frac{N}{A_V F}. \tag{4.3}$$

Из данного выражения следует общая и основная формулировка зависимости скорости бурения от основных факторов: 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 разрушения 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, применение ультразвуковых колебаний 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).

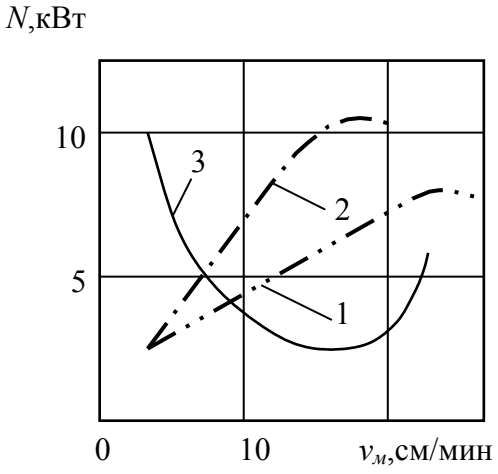


Рис. 4.8. Зависимость мощности разрушения породы при бурении шарошечными долотами диаметром 59 мм (линия 1) и 76 мм (линия 2) от механической скорости бурения ($v_м$); кривая 3 – удельные затраты мощности, равные отношению $N/v_м$

Уменьшение площади забоя скважины происходит за счет непрерывного уменьшения диаметра породоразрушающих инструментов и площади их торца (применение, например, коронок с утонченной рабочей поверхностью короночного кольца).

Отношение $\frac{N}{F}=N_o$ в формуле (4.3) определяет значение удельной забойной мощности, подводимой к инструменту для разрушения породы, которая ограничена возможной прочностью породоразрушающего

инструмента. Поэтому наиболее перспективным для достижения высокой скорости бурения является поиск условий, обеспечивающих минимальную энергоемкость разрушения породы.

На рис. 4.8 приведены экспериментальные зависимости [10], отражающие связь механической скорости бурения с мощностью, подводимой к забою. При определенном уровне подводимой мощности механическая скорость бурения начинает снижаться, и возрастают удельные энергозатраты, т.е. режим разрушения породы становится неэффективным.

Влияние площади забоя на скорость бурения при ударном разрушении горных пород определяли в процессе экспериментов в работе [12]. Результаты исследований свидетельствуют о значительном увеличении показателей бурения с уменьшением диаметра скважины (табл.4.1).

Таблица 4.1

Показатели гидроударного бурения при различных диаметрах инструмента

Диаметр скважины,мм	Начальная скорость бурения, см/мин	Проходка на инструмент, см
135	4,6	27,2
115	6,5	30,7
96	7,6	37,3
76	9,5	88,1
59	11,2	123,4

Обобщенный параметр режима работы породоразрушающего инструмента при вращательном бурении – реализуемая на забое мощность [10]:

$$N = \frac{\mu_к P_{ос} R\omega}{97{,}5}, \qquad (4.4)$$

где $\mu_к$ – коэффициент сопротивления породы вращению бурового инструмента;

$P_{ос}$ - осевая нагрузка на инструмент, Н;

R – радиус торца бурового инструмента, м;

ω - частота вращения, $с^{-1}$.

С учетом данной зависимости формула определения скорости бурения (4.3) получит следующий вид:

$$v_м = \frac{\mu_к P_{ос} R\omega}{97{,}5 A_v F}. \qquad (4.5)$$

Если частоту вращения выразить через линейную скорость перемещения резцов:

$$\omega = \frac{v_л}{\pi D}, \qquad (4.6)$$

то формулу для расчета скорости бурения можно представить в виде:

$$v_м = \frac{\mu_к P_{ос} v_л}{2\pi 97{,}5 A_v F}. \qquad (4.7)$$

Соотношение $\frac{P_{oc}}{F} = q_з$ определяет значение удельного контактного давления на забой скважины. При этом, следуя начальным условиям, при расчете $q_з$ использовано 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. Принимая 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 в виде:

$$v_м = \frac{\mu_к v_л}{2\pi 97{,}5 A_v} q \,. \qquad (4.8)$$

Таким образом, для вращательного бурения условиями высокопроизводительного бурения будут высокие значения удельного контактного давления на забой, линейные скорости перемещения резца при повышенном значении коэффициента сопротивления породы и минимальная энергоемкость разрушения горной породы.

Линейные скорости перемещения резцов при современном бурении не превышают, в основном, 3-5 м/с, а их повышение затруднительно по техническим причинам.

Одна из проблем бурения, особенно сплошным забоем, связана с реализацией равной и достаточной скорости перемещения резца бурового инструмента.

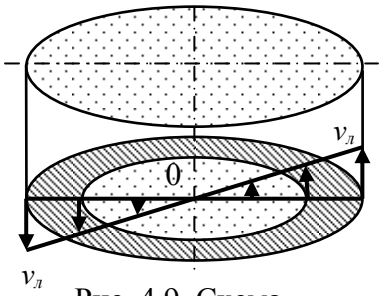


Рис. 4.9. Схема, отражающая значения линейной скорости для резцов коронки при бурении

Из формулы (4.6) следует, что линейная скорость перемещения резца пропорциональна радиусу бурового инструмента, а значит, в центре торца она будет рана нулю (см. рис. 4.9).

При бурении кольцевым забоем эта проблема проявляется в меньшей степени, а для долот режуще-скалывающего действия проблема нулевой точки является достаточно значительной и требует специальных конструктивных решений при создании буровых долот, позволяющих устранить влияние нулевой точки на процесс бурения.

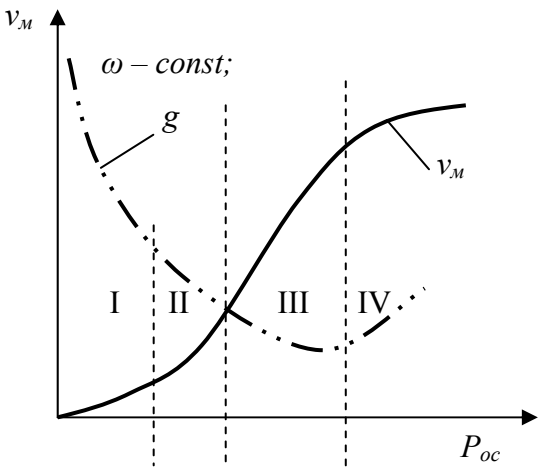


Рис. 4.10. Зависимость механической скорости бурения ($v_м$) и удельных энергозатрат на разрушение (g) от осевого усилия (удельного контактного давления на породу q):
I – поверхностное разрушение;
II- усталостное разрушение;
III- объемное разрушение;
IV- чрезмерно высокая $P_{ос}$, приводящая к разрушению вооружения бурового инструмента

Вторая проблема оптимальной реализации зависимости (4.9) состоит в том, что по мере повышения линейной скорости перемещения резца возрастает сопротивление горной породы резанию-скалыванию и коэффициент сопротивления снижается вследствие уменьшения глубины внедрения резца в породу, что может приводить к снижению скорости бурения (рис. 4.16).

Одним из важнейших параметров, определяющих режим разрушения породы, является величина удельного контактного давления на породу q.

В зависимости от величины удельного контактного давления выделяют три режима разрушения породы:

- поверхностное разрушение (истирание, шлифование);
- усталостное разрушение;
- объемное разрушение.

На рис. 4.10 дана зависимость механической скорости бурения от осевого усилия и выделены основные режимы разрушения горной породы.

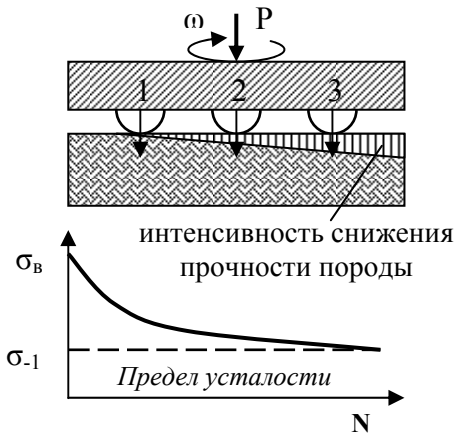


Рис. 4.11. Усталостная кривая снижения прочности породы при циклическом нагружении породы при прохождении резцов по забою:
N – число циклов нагружения породы при прохождении резцов инструмента

Режим поверхностного разрушения наблюдается при малом значении осевого усилия, при котором удельное контактное давление значительно меньше твердости горной породы $q<<p_ш$. 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. 4.10).

Режим усталостного разрушения горных пород возникает в том случае, если $q<p_ш$. При таком соотношении твердости породы и контактного напряжения разрушение горной породы происходит вследствие циклического нагружения, при

котором достигается предел усталости горной породы [σ_{-1}]. Предел усталости любого материала ниже предела прочности в 20-30 раз и он достигается при повторяющихся циклах нагружения породы, возникающих при перемещении по забою резцов бурового инструмента. Аналитически усталостную кривую можно выразить зависимостью, отражающей снижение предела прочности породы до напряжения, уровень которого достаточен для разрушения породы под влиянием внешних сил:

$$\sigma_y = \sqrt[m]{\frac{\sigma_в}{N}}, \qquad (4.9)$$

где N – число циклов нагружения;

m – степень усталостной кривой;

$\sigma_в$ – предел прочности горной породы.

Из зависимости (4.9) следует, что прочность породы снижается при повышении числа циклов нагружения породы. В данном случае под циклом нагружения 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. 4.11). Повторяющиеся циклы «нагрузка-разгрузка» приводят к растрескиванию породы и её ослаблению. В результате прочность породы снижается, приближаясь к значению предела усталости (рис. 4.11). Соответственно снижается и твердость породы в поверхностном, ослабленном трещинами слое до значения $p_ш^y < q$. 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 $q \geq p_ш$. В этом случае резцы инструмента внедряются в породу и производят её разрушение за один цикл воздействия с образованием борозды или лунки разрушения, объем которых при бурении твердых пород может значительно превышать объем внедрения резцов в породу.

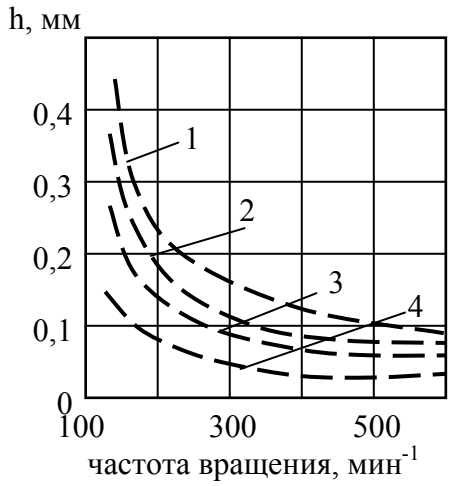


Рис. 4.12. Зависимость глубины борозды разрушения алмазным резцом h от частоты вращения при нагрузках на алмаз, Н: 1 – 140; 2 – 100; 3 – 56; 4 – 35

Дальнейшее повышение осевого усилия (рис. 4.10) 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. Эксперименты показали, что при увеличении скорости перемещения резцов, даже при условии, что осевая нагрузка достаточна для эффективного разрушения породы, глубина борозды разрушения, образуемая алмазом, снижается (рис. 4.12).

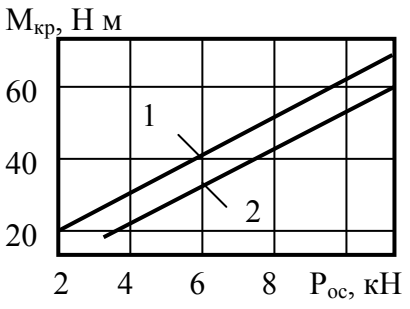


Рис. 4.13. Зависимость крутящего момента от осевой нагрузки при бурении алмазной коронкой диаметром 59 мм с частотой вращения: 1 – 625 мин$^{-1}$; 2 – 1500 мин$^{-1}$

Снижение глубины борозды разрушения при повышении частоты вращения инструмента приводит к снижению темпа роста механической скорости бурения. Например, в работе [14] 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.

Для некоторых условий получено эмпирическое уравнение, отражающее связь механической скорости бурения $v_м$ и частоты вращения ω следующего вида:

$$v_м = a\omega^m, \tag{4.10}$$

где a, m – коэффициенты.

С учетом определенных конструктивных параметров буровых коронок зависимость механической скорости бурения от частоты вращения представлена уравнением [14]:

$$v_м = \frac{\omega^{0,44} K^{0,23}}{A^{0,42}}, \tag{4.11}$$

где K – концентрация алмазов в коронке, %;

A – размер алмазов, мкм.

Типичный характер изменения механической скорости от осевой нагрузки показан на рис. 4.10. В соответствии с данными из работы [10] данная зависимость может соответствовать следующей эмпирической формуле:

$$v_м = ae^{bP}, \tag{4.12}$$

где a,b – постоянные коэффициенты;

e – основание натурального логарифма;

P – нагрузка на инструмент.

Крутящий момент (Н×м) в общем виде может определяться из зависимостей:

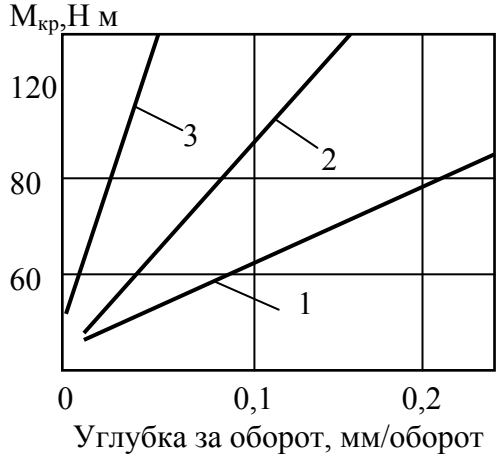


Рис. 4.14. Зависимость крутящего момента от углубления инструмента за один оборот в различных горных породах: 1 – известняк; 2 – кварцит; 3 – гранит

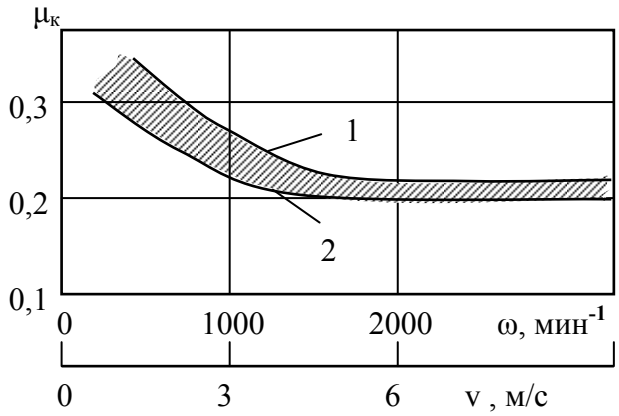


Рис. 4.15. Зависимость коэффициента сопротивления $\mu_к$ от частоты вращения (ω) и линейной скорости перемещения резца (v): 1 – $P_{ос}$ = 12 кН; 2 – $P_{ос}$ = 6 кН

$$M_{кр} = \frac{N}{\omega} = P_{ос}\mu_к R\,, \qquad (4.13)$$

где N – мощность, затрачиваемая на разрушение породы, кВт;

ω – частота вращения инструмента, $с^{-1}$;

$P_{ос}$ – осевая нагрузка, Н;

$\mu_к$ – коэффициент сопротивления породы вращению бурового инструмента;

R – средний радиус торца бурового инструмента.

Крутящий момент линейно возрастает при увеличении осевой нагрузки на инструмент (рис. 4.12). При увеличении частоты вращения крутящий момент несколько снижается, что связано с уменьшением углубления резцов коронки в породу (см. рис. 4.13).

Зависимость крутящего момента от углубления за один оборот инструмента на забое показывает линейный рост $M_{кр}$ вследствие роста сил сопротивления (рис. 4.14).

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 $\mu_к$, который учитывает механическую и молекулярную составляющие сил трения, а также индивидуальные особенности и свойства горных пород, вызывающих упругие и пластические реакции на продвижение резцов по разрушаемой породе.

Зависимость коэффициента $\mu_к$ от частоты вращения и осевого усилия дана на рис. 4.15 [10]. Учитывая при анализе выражение (4.13), а также зависимости крутящего момента от частоты вращения, осевого усилия и углубления инструмента за один оборот вращения (рис. 4.13 и 4.14), можно установить между всеми этими параметрами закономерную связь, которая устанавливается в зависимости от глубины внедрения резцов в породу при бурении:

- повышение осевого усилия приводит к повышению глубины внедрения резцов в породу, а в результате возрастают сопротивление вращению инструмента на забое и крутящий момент;

- повышение частоты вращения вызывает снижение глубины внедрения резцов в породу, что приводит к некоторому снижению сопротивления вращения инструмента на забое и крутящего момента.

Сделанные выводы наглядно подтверждаются экспериментальными зависимостями, полученными по данным бурения различными инструментами и способами (рис. 4.16) [10].

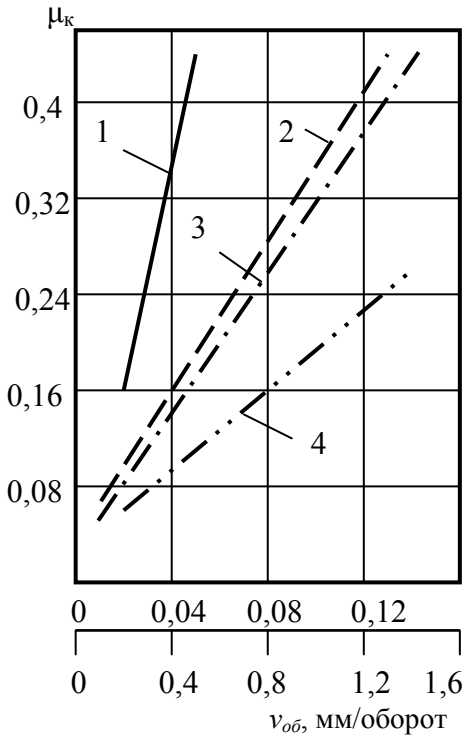


Рис. 4.16. Зависимость коэффициента сопротивления $\mu_к$ от углубления за один оборот ($v_{об}$) при бурении: 1 –импрегнированными алмазными коронками; 2 – твердосплавными коронками в режиме ударно-вращательного бурения (по нижней шкале $v_{об}$; 3 – однослойными алмазными коронками; 4 – то же, в режиме вращательно-ударного бурения (по нижней шкале $v_{об}$)

В результате разнообразных исследований установлено наличие четкой зависимости механической скорости, углубки за оборот инструмента на забое и забойной мощности от подачи промывочной жидкости.

В большинстве случаев отмечается [7, 10, 31], 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. 4.17).

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.

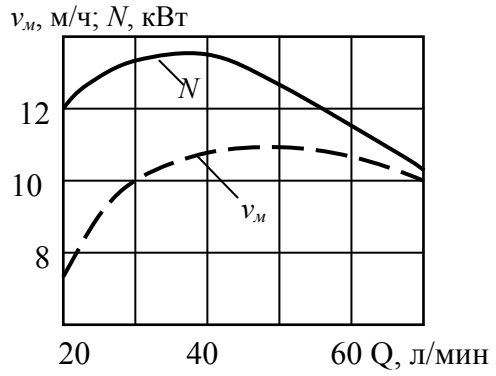


Рис. 4.17. Зависимость забойной мощности N и механической скорости бурения $v_м$ от подачи промывочной жидкости на забой при бурении алмазными коронками

Таким образом, повышение механической скорости бурения и забойной мощности связано с оптимальными условиями очистки забоя.

Дальнейшее повышение подачи промывочной жидкости приводит к проявлению эффекта гидроподпора и некоторому «зависанию» бурового инструмента, что снижает внедрение резцов в породу и, соответственно, понижаются механическая скорость бурения и затраты мощности на разрушение горной породы (рис. 4.17).

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 [25].

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 при бурении 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 горных пород.

Таблица 4.2

Результаты исследования зоны предразрушения

Порода	Показатели	Осевая нагрузка, даН				
		250	500	750	1000	1250
Гранит-порфир	Глубина зоны предразрушения $h_з$, мм;	1,8	2,5	2,85	3,0	3,1
	Углубка за оборот, h, мм;	0,024	0,039	0,051	0,056	
	$h_з/h$	75	64	56	53	
Габбро	Глубина зоны предразрушения $h_з$, мм;	0,18	0,35	0,4	0,51	0,55
	Углубка за оборот, h, мм;	0,0175	0,0335	0,039	0,055	0,0645
	$h_з/h$	10,2	10,4	10,2	9,2	8,5
Кварцито-песчаник	Глубина зоны предразрушения $h_з$, мм;	1,2	1,65	1,87	2,1	2,1
	Углубка за оборот, h, мм;	0,0075	0,0125	0,0185	0,0215	0,024
	$h_з/h$	160	132	101	97	87

Закономерности формирования зоны предразрушения исследовались в ИСМ АН Украины с применением метода люминесцентной дефектоскопии

[24]. Зона предразрушения изучалась в призабойных участках пробуренных алмазным импрегнированным инструментом стволов скважин. Бурение осуществляли при различных осевых нагрузках, при этом фиксировали углубку 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.

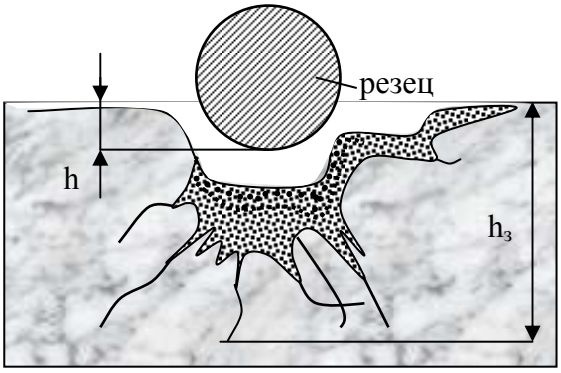


Рис. 4.18. Борозда разрушения и зона предразрушения, образовавшиеся при разрушении гранита резцом

Как следует из полученных данных, зона предразрушения по своей глубине значительно превышает величину проходки за один оборот инструмента на забое (рис. 4.18). Это соотношение особенно велико в хрупких горных породах, а минимально у более пластичного габбро. С ростом осевого 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.

Таким образом, в результате экспериментов [24] 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 горной породы;
- зона предразрушения способствует разрушению горной породы при дальнейших циклах нагружения;
- глубина развития зоны предразрушения при различных 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 упруго-пластичном анизотропном спекшемся туфе изучалась визуально в процессе экспериментальных работ.

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.

В процессе изучения шлифов под микроскопом сделаны фотографические снимки зон предразрушения горных пород цифровым фотографическим аппаратом.

С учетом вычисленных значений увеличения микроскопа и фотографического аппарата рассчитаны приближенные значения мощностей зон предразрушения горных пород.

На рис. 4.19 представлен фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита. На снимке показано, что зона предразрушения в твердой породе, в данном случае в долерите, состоит из двух областей (границы областей на рис. обозначены пунктирными линиями): области чрезвычайно разрушенной породы и области породы, ослабленной трещинами. При этом мощность первой области составляет 0,17 мм, а мощность второй области 1,7 мм (см. рис. 4.19). Можно отметить, что форма зоны предразрушения практически повторяет форму забоя.

В спекшемся туфе, упруго-пластичной анизотропной породе зона предразрушения представлена также двумя областями (рис. 4.20): областью чрезвычайно разрушенной породы и областью 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. 4.20, получен при бурении с осевым усилием – 600 даН, частотой вращения – 150 мин$^{-1}$ с применением эмульсионного промывочного агента.

По результатам проведенного исследования на данной стадии работ можно сделать следующие выводы:

- размеры зоны предразрушения увеличиваются при повышении осевого усилия и несколько снижаются при повышении 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;

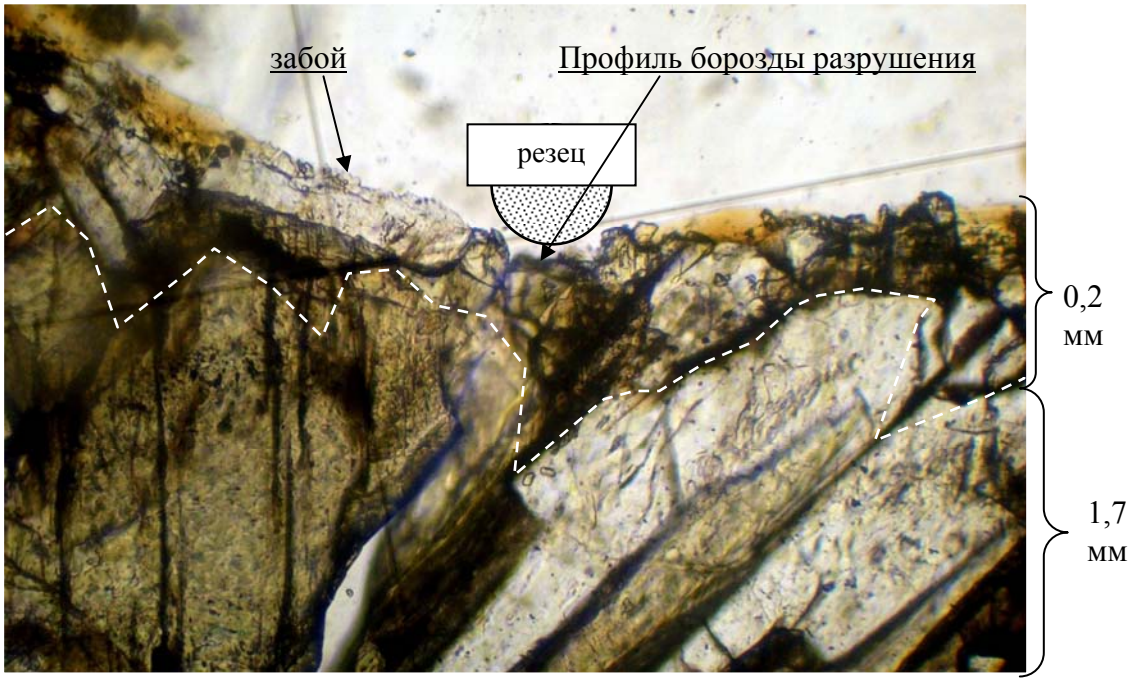


Рис. 4.19. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце долерита с указанием областей, составляющих зону предразрушения: 0,2 мм – область чрезвычайно разрушенной породы; 1,7 мм – область породы, ослабленной трещинами

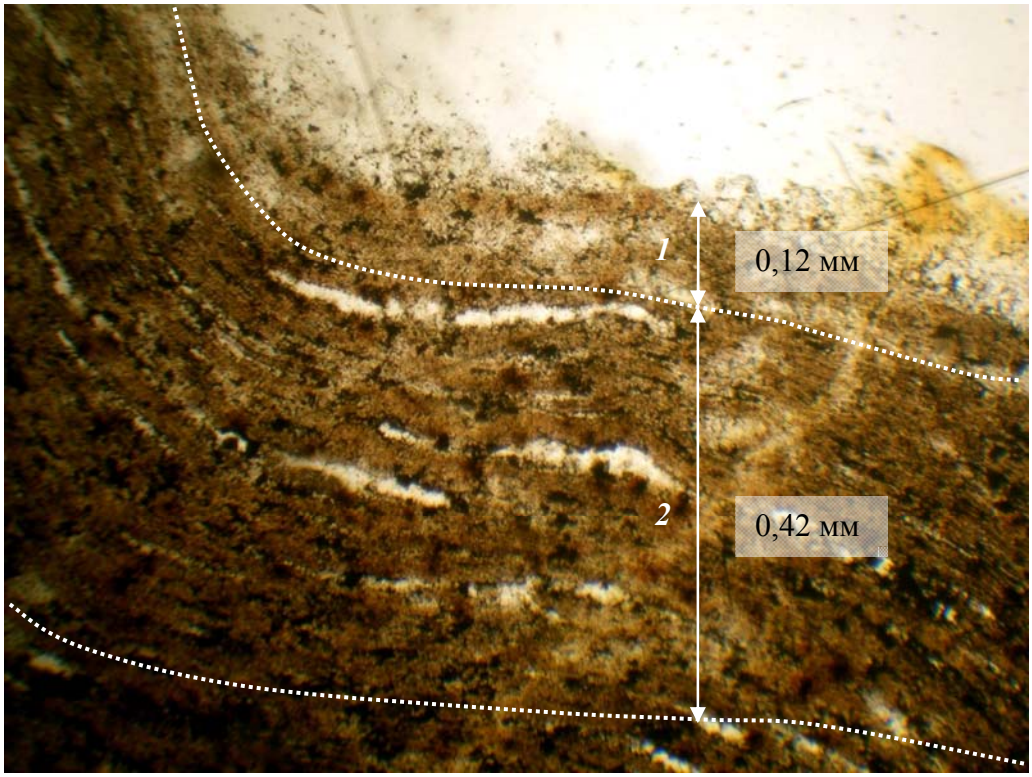


Рис. 4.20. Фотографический снимок зоны предразрушения в образце спекшегося туфа с указанием размеров областей, составляющих зону предразрушения: 1 – область разрушенной породы; 2 – область пластических деформаций

- в породах более пластичных (спекшийся туф) зона предразрушения развивается в виде «разрыхленной», смятой породы без образования явных трещин;

- исследования показали, что 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 горных пород при бурении, например, за счет адсорбционного понижения прочности. Целью подобного воздействия является развитие зоны предразрушения, что приведет к ослаблению поверхностного слоя забоя скважины и снизит энергоемкость 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. 4.21). Перекос бурового инструмента приводит к неравномерности распределения контактных напряжений под торцом и может служить причиной неравномерного износа бурового инструмента.

Перекос бурового инструмента приводит к снижению эффективности разрушения горных пород вследствие неравномерного заглубления торцевых резцов в породу на забое. Неравномерное заглубление резцов является причиной появления дестабилизирующего равномерное вращение инструмента усилия ΔT, которое для алмазной коронки определено в работе [22]:

$$\Delta T = 0{,}3 m d_a \sigma_{ск} \gamma \sqrt{\eta}\,, \qquad (4.14)$$

где m – число резцов на торце инструмента;

d_a – диаметр алмазных резцов, м;

$\sigma_{ск}$ – предел прочности породы на скалывание, Па;

γ – угол перекоса бурового инструмента на забое, радиан;

η – 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.

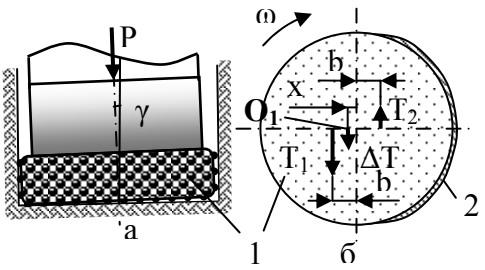


Рис. 4.21. Схемы работы бурового инструмента, располагаемого на забое с перекосом (а – вид сбоку; б – вид сверху) : 1 – буровой инструмент; 2 – стенка ствола, подвергаемая фрезерованию под действием момента сил ΔT×x

Параметр устойчивости инструмента на забое для долота диаметром 59 мм составляет 8,7 см^2 , для коронок равного диаметра с толщиной матрицы 8,5 и 5 мм соответственно 14,9 и 16,6 см^2.

Таким образом, при прочих равных условиях усилие ΔT 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 γ_n и, соответственно, ΔT.

Точка приложения усилия ΔT смещена от геометрического центра торца инструмента на расстояние x, которое определяется из уравнения [21]:

$$x = 0{,}57\frac{\eta\gamma}{h}, \qquad (4.15)$$

где h – углубка инструмента за оборот, м.

Точка O_1 на торце инструмента становится мгновенным центром вращения инструмента, что обеспечивает при провороте вокруг этой точки его воздействие инструмента 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. 4.21).

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, на которых бурение осуществляют твердосплавными коронками. В интервалах стволов скважин, в которых получен винтовой керн, ствол скважины также имеет поверхностью 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 (Костромин Ф.Д., 1941 г.).

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.

Исследованиями Н.Д. Нечаева и др. показано, что механизм образования винтового керна состоит в несовершенстве коронок, а именно в разновысотности резцов. Разновысотность резцов приводит к смещению мгновенного центра сопротивления от оси вращения, и 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 – $n \times m$ 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 являются:

- наличие технологического зазора между стенкой скважины и буровой компоновкой;

- наличие 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. 4.21, а).

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.

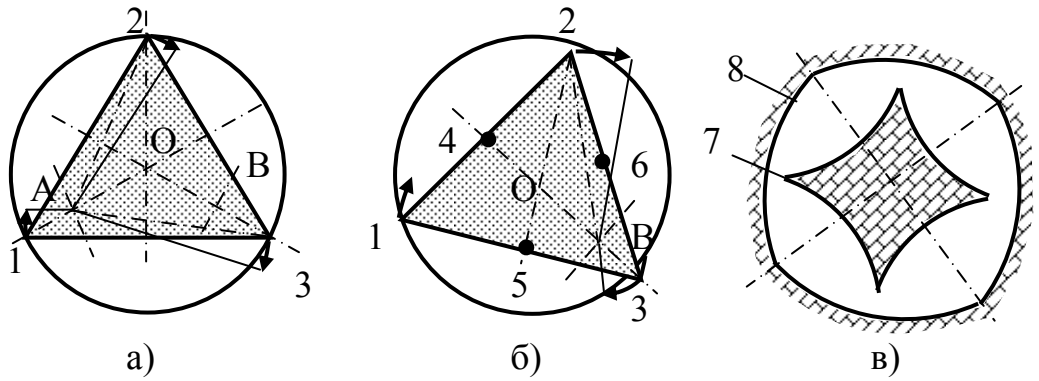


Рис. 4.22 . Схемы формирования многоугольного ствола скважины и винтового керна буровым инструментом с тремя наружными и тремя внутренними резцами: 1, 2, 3 – наружные резцы (шарошки долота); 4, 5, 6 – внутренние резцы; 7 – винтовой керн; 8 – винтообразный ствол скважины

Механизм образования винтового керна в своих работах рассматривали 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. 4.22).

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 О в другую точку, например, А (рис. 4.22, а). В результате инструмент, проворачиваясь вокруг точки А, внедряется в стенку скважины резцом 3, а точка мгновенного центра вращения резко, в динамическом режиме, перемещается в точку В (рис. 4.22, б). 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.

Таким образом, последовательно создавая углубления всеми резцами в стенке скважины, круглое поперечное сечение ствола преобразуется в четырехугольное винтообразное. Такую форму получит ствол скважины, буримый, например, трехшарошечным долотом.

Рис. 4.23. Винтовой керн

Внутренние резцы (если применяется, например, трехрезцовая коронка) при подобном движении бурового инструмента будут формировать винтовой керн, который в поперечном сечении будет иметь четырехугольную форму (рис. 4.22, в).

На рис.4.23 показан винтовой керн, полученный при бурении твердосплавными коронками. Один из кернов имеет контакт различных горных пород, 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 [21]. 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, т.к. такой ствол 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).

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 [21].

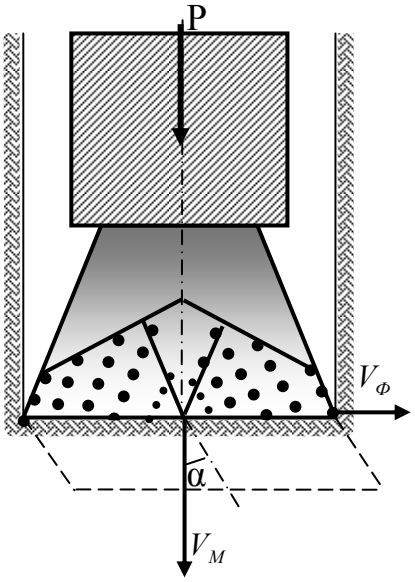


Рис. 4.24. Схема формирования локального искривления ствола скважины

Фрезерующую способность породоразрушающего инструмента оценивают через **коэффициент боковой фрезерующей способности** $f_ф$, который учитывает различную эффективность разрушения горной породы в осевом ($v_м$) и поперечном направлениях ($v_ф$) для конкретных инструментов (рис. 4.24):

$$f_ф = \frac{v_ф}{v_м}. \qquad (4.16)$$

Пределы изменения коэффициента боковой фрезерующей способности бурового инструмента – $0 \le f_ф \le 1$, а реальные величины $f_ф$ определяются опытным путем и они, в основном, составляют значения 0,1-0,3.

Угол отклонения забоя при фрезеровании стенки ствола скважины под действием отклоняющих буровой инструмент сил за один оборот коронки на забое равен [21]:

$$\alpha = \arcsin\frac{v_ф}{v_м} = \arcsin f_ф. \qquad (4.17)$$

Из приведенных зависимостей следует, что угол отклонения α задается коэффициентом фрезерующей способности инструмента и на малом участке ствола может достигать значительных величин. Искривленность же ствола на локальных участках может сдерживаться за счет методов интенсификации углубки 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

$$\Delta P = P_{oc} \sin\alpha = f_{\phi} P_{oc}. \qquad (4.18)$$

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 отклонении инструмента 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.

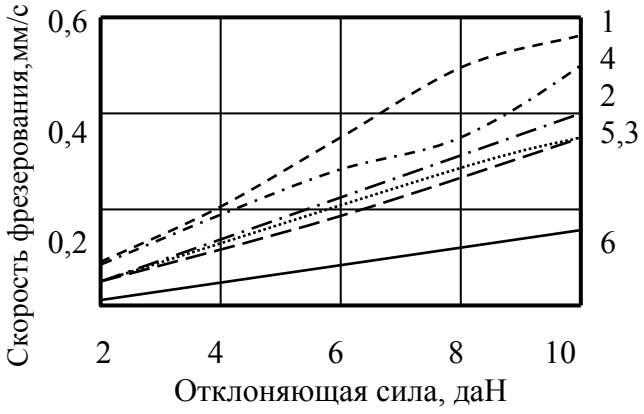


Рис. 4.25. Зависимость скорости фрезерования от отклоняющей силы при частоте вращения 645 мин$^{-1}$ алмазной коронкой 01А3Д40К40 диаметром 46 мм горных пород: 1 – известняк , V категория; 2 – аргиллит, VI кат.; 3 – алевропесчаник , VII кат.; 4 – туф, VIII кат.; 5 – окварцованный алевролит, IX кат.; 6 – окварцованный песчаник X категории

Опытные работы по определению v_{ϕ}, проведенные в Томском политехническом университете (ТПУ), позволили определить, что для пород V-X категорий по буримости скорость фрезерования породы под действием отклоняющей силы 2-10 даН и частоте вращения 155-1170 мин$^{-1}$ может составить значения 0,3-2,0 м/ч для мягких пород и 0,3-0,7 м/ч для твердых пород (рис.4.25).

Во всех случаях рост отклоняющей силы сопровождается пропорциональным увеличением скорости фрезерования в породах различной буримости. Повышение частоты вращения инструмента отмечалось снижением темпа или прекращением роста скорости фрезерования v_{ϕ} [21].

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 угловой скорости вращения колонны 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, снижению 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 в процессе бурения шарошечными долотами твердых пород в режиме дробяще-скалывающего действия, а также при 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:

$$U_к = 0{,}5 M_{кр} \varphi_к , \qquad (4.19)$$

где $M_{кр}$ – крутящий момент, даН м;

$\varphi_к$ – угол закручивания колонны при бурении, рад.

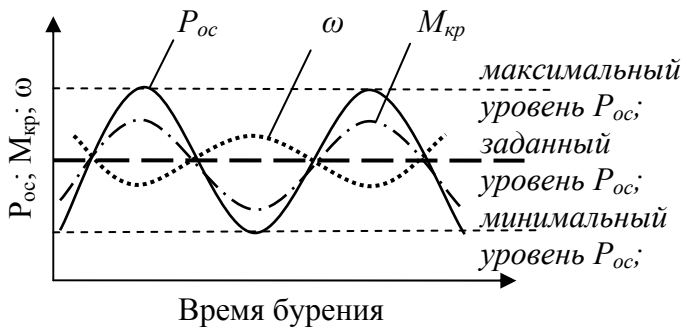


Рис. 4.26. Графики колебаний величины осевого усилия $P_{ос}$, крутящего момента $M_{кр}$ и частоты вращения ω в процессе бурения при наличии крутильных колебаний бурового инструмента

С учетом зависимости (4.13) выражение (4.19) будет выглядеть следующим образом:

$$U_к = 0{,}5 P_{ос} \mu_к R \varphi_к . \quad (4.20)$$

Неравномерность подачи бурового инструмента и динамические процессы при вращении деформированной колонны приводят к колебаниям осевой нагрузки на инструмент $P_{ос}$.

По некоторым оценкам, полученным в результате проведенных экспериментальных работ, колебания величины осевого усилия могут составлять ± 30-50%. Колебания величины осевой нагрузки вызывают изменение глубины внедрения резцов в породу и углубки инструмента за оборот, что получило отражение в формуле (4.20) через влияние коэффициента сопротивления разрушению породы при вращении бурового инструмента $\mu_к$. Уменьшение же глубины внедрения резцов в породу приводит к снижению, а повышение к росту коэффициента $\mu_к$ (рис. 4.16). Соответственно происходит изменение и величины крутящего момента (рис. 4.14).

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. 4.26).

При уменьшении глубины внедрения резцов в породу снижается момент сопротивления вращению, а освобожденная энергия обуславливает 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, также как и величина осевого усилия, не постоянна, 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. 4.24).

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).

В табл. 4.3 обозначено: Ω – частота поперечных колебаний инструмента на забое; $\omega_б$ – угловая скорость вращения коронки; ω_c – угловая скорость, задаваемая вращателем бурового станка.

Режимы работы коронки на забое проиллюстрированы графиками на рис. 4.27 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).

Таблица 4.3

Классификация режимов работы алмазной коронки [7]

Режим работы бурильной колонны	Режим работы бурового инструмента		
$Ф_{12}$ – вращение колонны вокруг собственной оси и оси скважины	R_{12}^1	$\frac{\omega_б}{\omega_c} = 1; \Omega = 0$	Равномерное вращение
	R_{12}^2	$\frac{\omega_б}{\omega_c} \rangle 1; \Omega = 0$	Крутильные колебания без остановок бурового инструмента
	R_{12}^3	$\frac{\omega_б}{\omega_c} \geq 0; \Omega = 0$	Крутильные колебания с остановками бурового инструмента
$Ф_3$ – режим качения колонны по стенке скважины (гипоциклическое движение)	R_3	$\frac{\omega_б}{\omega_c} = 1; \Omega \neq 0$	Режим качения бурового инструмента (гипоциклическое движение)

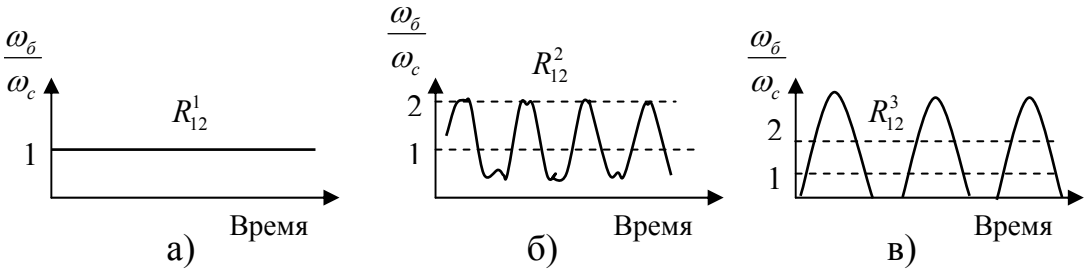


Рис. 4.27. Зависимости соотношения угловых скоростей вращения бурового инструмента $\omega_б/\omega_c$ от времени

Из этих схем следует, что наиболее благоприятен для эффективного разрушения породы режим равномерного вращения R_{12}^1 (рис. 4.27, а). 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.

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 определяются 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, углубку за один оборот инструмента на забое и сопротивление вращению инструмента (см. рис. 4.12, 4.15).

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. 4.16).

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. 4.28 [7].

Как следует из представленных 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

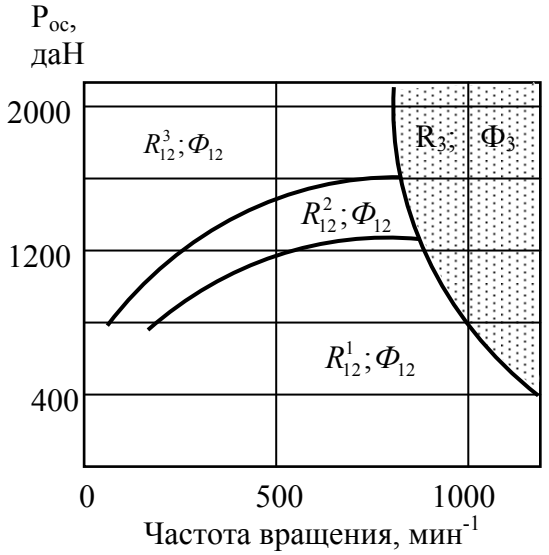


Рис. 4.28. Диаграмма областей режимов работы алмазной коронки в координатах: частота вращения – осевая нагрузка

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 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 влияние 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, 31]:

$$C_м = \frac{C_{ст}}{T}\left(\frac{1}{v_м} + \frac{T - T_б}{l_р}\right) + \frac{Ц}{L}, \qquad (4.21)$$

где $C_{ст}$ - стоимость станко-смены, руб.;

T – длительность станко-смены, ч;

$v_м$ - механическая скорость бурения, м/ч;

$T_б$ - время, затраченное непосредственно на углубление ствола скважины, час;

$l_р$ - длина рейсовой проходки, м;

$Ц$ – стоимость бурового инструмента, руб.;

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 $T_б$.

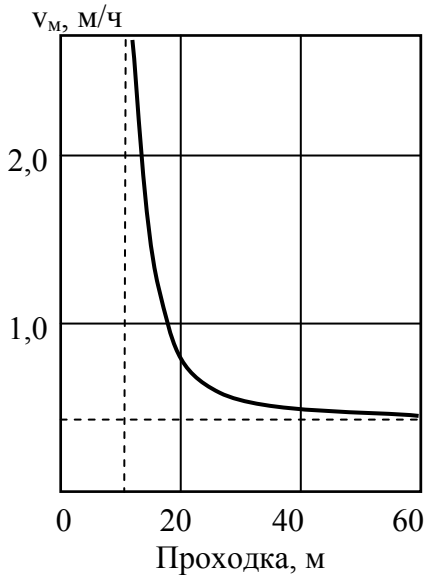


Рис. 4.29. Зависимость стоимости 1 м бурения от проходки и механической скорости бурения

Из зависимости (4.21) 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. 4.29 приведена кривая равной стоимости 1 метра проходки скважины, в координатах проходки на буровой инструмент и механической скорости бурения, по данным И.Ф.Вовчановского, для долот типа ИСМ [24]. Из приведенных зависимостей следует, что одинаковую стоимость 1 метра бурения скважины можно получить как путем увеличения механической скорости бурения, уменьшая 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.

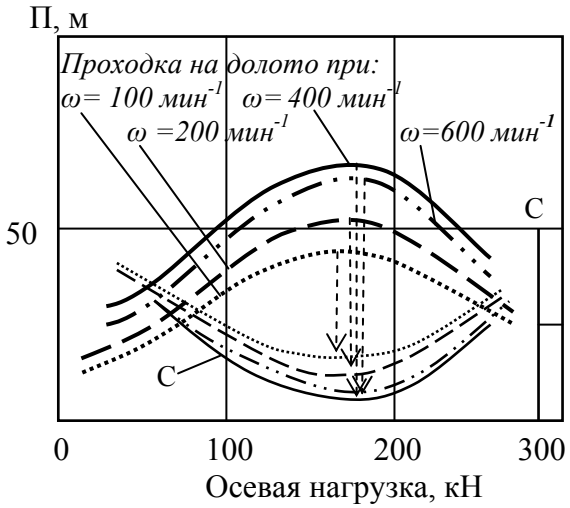


Рис. 4.30. Зависимости проходки на долото (П) и стоимости метра проходки на долото (С) от параметров режима бурения

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. 4.30 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 следующие параметры режима бурения: частота вращения долота 400 мин$^{-1}$, осевая нагрузка около 180 кН, т.к. 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, который будет характеризоваться минимальными затратами энергии на разрушение, высокими значениями механических скоростей бурения и эффективным ресурсом бурового инструмента.

❖ **Пример 1.** При бурении на месторождении используются двухшарошечные долота типа ДДА-59 и трехшарошечные долота типа 3Ш-59К-ЦА. При равной стоимости – 3000 рублей за долото, эти долота показывают различную механическую скорость – 12 и 9 метров в час и ресурс – 9 и 12 метров соответственно. Стоимость станко-смены продолжительностью 8 часов – 32000 рублей. Время бурения в общем балансе затрат времени на производство работ – 50%.

Рассчитаем стоимость метра бурения долотом ДДА-59:

$$C_м = \frac{32000}{8}\left(\frac{1}{12}+\frac{8-4}{9}\right)+\frac{3000}{9} = 2525\,\text{руб.}$$

Аналогично рассчитаем стоимость метра бурения трехшарошечными долотами. В этом случае стоимость метра бурения составит 2010 рублей.

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 3500 рублей. Испытания показали, что достигнут рост механической скорости на 20% - (14 м/час) и проходки на долото на 40% - (12 м).

Стоимость метра бурения долотом ДДА-С составила 1897 рублей, 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 5000 рублей. Механическая скорость бурения 4,5 м/ч. При стоимости станко-смены 32000 рублей, длительности смены 8 часов и затратах времени непосредственно на бурение 6 часов стоимость метра скважины будет равна:

$$C_м = \frac{32000}{8}\left(\frac{1}{4{,}5}+\frac{8-6}{4{,}5}\right)+\frac{5000}{50} = 2740\,\text{руб.}$$

Ограничение длины рейсовой проходки до 2,5 метра в связи с заклиниванием и истиранием керна при бурении трещиноватых пород привело к повышению непроизводительных затрат и снижению времени, затрачиваемого на бурение до 5 часов, ресурса инструмента до 40 метров и механической скорости бурения до 4 м/ч, что следующим образом отразилось на повышении стоимости метра:

$$C_м = \frac{32000}{8}\left(\frac{1}{4}+\frac{8-5}{2{,}5}\right)+\frac{5000}{40} = 5925\,\text{руб.}$$

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 $T_б$.

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 $T_б$ будет равно 3 часа, при длине колонковой трубы 6 м, то при сохранении значений всех остальных данных, использованных в первом расчете, стоимость метра бурения будет равна:

$$C_м = \frac{32000}{8}\left(\frac{1}{4,5} + \frac{8-3}{6}\right) + \frac{5000}{50} = 4300 \text{ руб.}$$

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:

$$C_м = \frac{32000}{8}\left(\frac{1}{4,5} + \frac{8-3}{4,5}\right) + \frac{5000}{50} = 5420 \text{ руб.}$$

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. Другим важным обстоятельством, повышающим эффект от применения снарядов со съемным керноприемником, является то обстоятельство, 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 каких-либо 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 к главе 4*

1. Назовите основные механические способы разрушения горных пород при бурении.
2. Сформулируйте основную зависимость механической скорости бурения от площади забоя скважины, энергоемкости и затрат мощности для разрушения породы.
3. Назовите основные пути интенсификации процесса разрушения горных пород при бурении.
4. Каким образом влияет площадь забоя скважины на эффективность разрушения горной породы при бурении?
5. Каково влияние удельного контактного давления на процесс разрушения горной породы при бурении?
6. В чем механизм поверхностного, усталостного и объемного разрушения горной породы при бурении?
7. Основная зависимость глубины разрушения горной породы резцами и механической скорости бурения от частоты вращения бурового инструмента.
8. Какова связь крутящего момента на забое от частоты вращения, осевого усилия на инструмент и углубки инструмента в породу за один оборот вращения на забое?
9. Влияние подачи промывочной жидкости на механическую скорость бурения и затраты мощности на бурение.
10. Причины и основные закономерности формирования зоны предразрушения при механических способах разрушения горных пород.
11. Каков механизм формирования винтообразных стволов скважины и керна?
12. Причины возникновения колебаний бурового инструмента и их виды. Каковы режимы работы бурового инструмента и их влияние на процесс разрушения породы?
13. Какова зависимость стоимости бурения от механической скорости бурения и ресурса бурового инструмента?

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 пород рыхлых, мягких и горных пород средней твердости, пластичных и упруго-пластичных успешно осуществляется резанием или резанием-скалыванием буровыми коронками или долотами, вооруженными твердосплавными резцами. Основные параметры резцов из твердого сплава приведены в главе 4 и на рис.4.1.

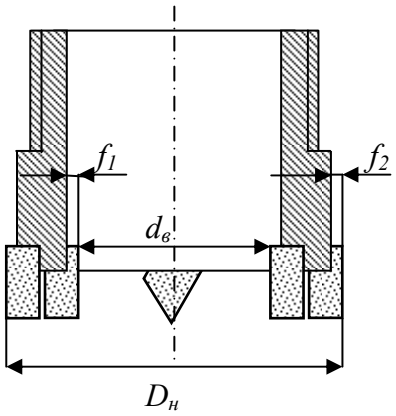


Рис. 5.1. Схема вооружения твердосплавной коронки

Коронки для бурения с твердосплавными резцами выполнены в виде стального кольца с размещенными твердосплавными резцами. Резцы располагаются по периметру корпуса коронки таким образом, чтобы при вращении перекрывался весь кольцевой забой скважины. При этом как по внутреннему, так и по наружному диаметрам короночного кольца резцы устанавливают с выпуском для обеспечения зазоров f_1 и f_2, что определяет наружный $D_н$ и внутренний $d_в$ диаметры коронки (рис. 5.1).

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 пород средней твердости (до VII категории по буримости), специальных коронок для вращательного бурения и башмаков обсадных колонн. Преимуществом наплавочных материалов является возможность многократного восстановления бурового инструмента. Основным материалом для наплавок является 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 *Co* в различных процентных отношениях. Карбид вольфрама придает сплаву высокую 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 ВК3, 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 ВК3 составляет 1100 МПа (минимальная), у сплава ВК25 2000 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 увеличивается ударная вязкость сплава. Предел прочности резцов из твердых сплавов может быть существенно повышен упрочнением, например, охлаждением в азоте или алмазным шлифованием, уже рассмотренным ранее. 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 [15].

С учетом основных физико-механических свойств среднезернистые и крупнозернистые малокобальтовые сплавы применяют для армирования инструмента, работающего в условиях безударных нагрузок, т.е. бурового инструмента для вращательного бурения. Средне- и высокобальтовые сплавы 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. 3.16), которые 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.

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 I-VIII категорий по буримости и подразделяются на три основные типа:

- для бурения мягких пород (ребристые, крупнорезцовые) тип М (I-V категории по буримости);
- для бурения малоабразивных пород средней твердости (гладкостенные резцовые) тип СМ (V-VII категории по буримости);
- для бурения абразивных пород средней твердости (гладкостенные, микрорезцовые или самозатачивающиеся) тип СА (абразивные горные породы VI-VIII категории по буримости).

Эффективность работы коронки во многом зависит от угла заточки α переднего угла $\gamma_п$, угла поворота резцов, их числа и расположения резцов относительно друг друга (рис. 4.1).

Угол α выбирают в зависимости от характера проходимых пород: чем тверже порода, тем этот угол больше (рис. 4.6). Для пород средней твердости рациональным является прямой угол резания α, для мягких – 80-75°.

Разворот резцов относительно радиуса коронки на 10-15° повышает их сопротивляемость сколу.

Выход резцов за пределы наружного f_2 и внутреннего f_1 контура корпуса (рис. 5.1) 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 для бурения мягких пород.

Для бурения твердых и абразивных пород средней твердости применяют резцы небольшой площади сечения, которые в процессе работы самозатачиваются (рис.4.1, II).

Эффективно работают резцы в коронке, конструкция которой обеспечивает ступенчатую форму разрушения забоя, т.к. 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 [24].

Компания *Atlas Copco* для бурения мягких, средней твердости и твердых горных пород применяет коронку с вооружением из дробленого карбида вольфрама *Corborit*.

Коронка имеет чрезвычайно шершавую многогранную рабочую поверхность, полученную при отверждении матрицы с зернами карбида вольфрама. Матрица коронки разделена промывочными каналами. Размер зерен карбида вольфрама от 2 до 5 мм.

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 горной породы. Коронка может применяться для бурения горных пород средней твердости с пропластками твердых горных пород.

5.1.3. Основы механизма разрушения горной породы инструментами режуще-скалывающего действия, вооруженных твердосплавными резцами

Работа твердосплавного резца сводится к следующим основным положениям, изложенных в учебном пособии С.С. Сулакшина [33]:

- под действием осевого усилия Р резец внедряется в породу на глубину h;
- разрушение горной породы происходит под действием усилия F_p, реализуемого при передаче на инструмент крутящего момента.

Каждый резец коронки при углублении в породу совершает путь по траектории винтовой линии радиуса R (радиус скважины) и с шагом винтовой линии S (рис. 5.2). 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:

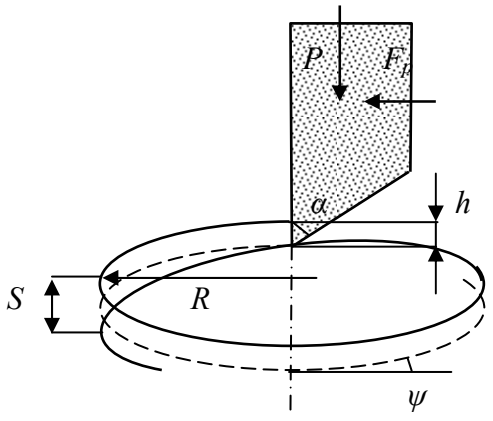


Рис. 5.2. Схема рассмотрения условий работы на забое скважины твердосплавного резца

$$\Psi = arctg\frac{h}{2R}.$$

В первый момент внедрения резца без вращения в упруго-пластичную породу происходит смятие и раздавливание породы 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 более, чем более хрупка порода и выше осевое усилие.

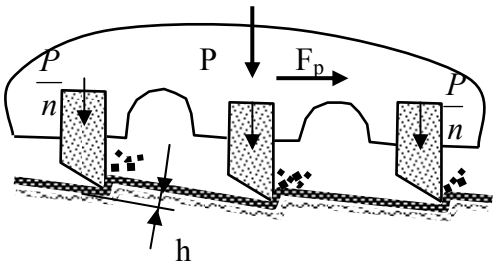


Рис. 5.3. Схема работы коронки с твердосплавными резцами на забое скважины

При работе резца в щели (стесненные условия) выкол 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. 5.3).

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 упруго-хрупких пород реализуется процесс резания-скалывания.

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 *P* действует на породу в двух направлениях (рис. 5.4):

- под прямым углом к задней грани резца P_1;
- вдоль задней грани резца P_2.

Сопротивление породы разрушению состоит в проявлении двух 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 $T_з$ и передней грани $T_п$ резца.

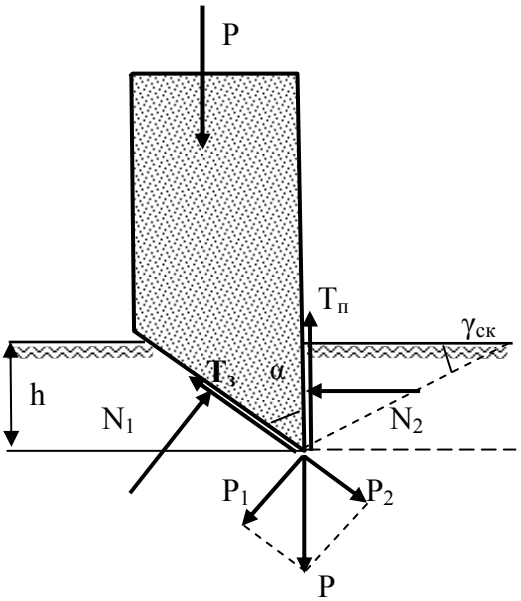


Рис. 5.4. Схема для расчета реакций и глубины внедрения резца в породу

Реакция N_1 определяется как сопротивлением на площадке смятия $S_{см}$ – опорной поверхности задней грани резца (рис. 5.5), твердостью горной породы $p_ш$ и затратами на преодоление сил внутреннего трения, вызванных деформированием породы:

$$N_1 = S_{см} p_ш (1 + tg\varphi), \qquad (5.1)$$

где $tg\varphi$ – коэффициент внутреннего трения.

Реакция N_2 определяет сопротивление скалыванию породы передней гранью резца $\sigma_{ск}$, влиянием сил внутреннего трения и размеров площадки скалывания $S_{ск}$:

$$N_2 = S_{ск}\sigma_{ск}\,(1+ tg\varphi). \qquad (5.2)$$

Так как твердость значительно превышает предел прочности породы на скалывание, то $N_1>N_2$.

Силы трения на задней и передней поверхностях резца будут соответственно равны:

$$T_з=N_1f;\;\; T_п=N_2f, \qquad (5.3)$$

где f – коэффициент трения резца о породу.

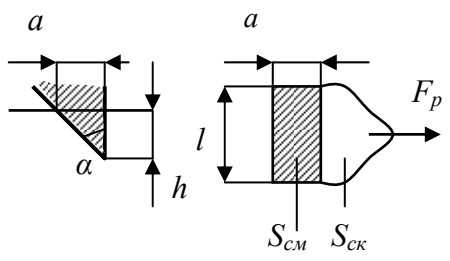


Рис. 5.5. Схема для расчета глубины внедрения резца в породу

Внедрение резца происходит, если выполняется условие:

$$P>N_1\cos\alpha + T_з\sin\alpha + T_п.$$

Проецируя все действующие силы на горизонтальную плоскость, составим уравнение $N_2 - N_1\cos\alpha + T_з\sin\alpha = 0$, которое позволяет определить реакцию породы N_2:

$$N_2 = N_1(\cos\alpha - f\sin\alpha). \qquad (5.4)$$

Проецируя действующие силы на вертикальную плоскость, получим:

$$P - T_з\cos\alpha - T_п - N_1\sin\alpha = 0.$$

Из данного уравнения, после подстановки всех входящих значений, получим:

$$P = N_1(2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha). \qquad (5.5)$$

Из уравнения (5.5) следует:

$$N_1 = \frac{P}{2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha}. \qquad (5.6)$$

Из схемы на рис. 5.5 следует, что площадка смятия равна: $S_{см}=a\times l$, а поскольку $tg\alpha = \frac{a}{h}$, то $S_{см}= h\,tg\alpha\, l$.

Учитывая, что реакция N_1 рассчитывается по формуле (5.1) получим:

$$N_1 = h\,tg\,\alpha\, l\, p_ш\,(1+ tg\varphi). \qquad (5.7)$$

Подставляя значение N_1 в формулу (5.7) и решая эту зависимость относительно h, получим:

$$h = \frac{P}{p_ш l tg\alpha(2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha)(1+tg\varphi)}. \qquad (5.8)$$

Из выражения (5.8) следует, что глубина внедрения резца в породу увеличивается при повышении осевого усилия, уменьшении ширины резца и угла его приострения, а также в случае меньших значений твердости горной породы и коэффициента внешнего трения резца о породу, коэффициента внутреннего трения в деформируемом объеме горной породы.

Формула (5.8) получена для резца, у которого передний угол равен 0°.

Для резца с отрицательным передним углом γ_n (рис. 4.1, схема II) аналогичное решение позволяет получить несколько иную формулу:

$$h = \frac{P(\cos\gamma_n - \sin\gamma_n f)\cos\gamma_n}{p_ш l tg\alpha(2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha)(1+tg\varphi)}. \qquad (5.9)$$

В случае 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:

$$h = \frac{P(\cos\gamma_n + \sin\gamma_n f)\cos\gamma_n}{p_ш l tg\alpha(2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha)(1+tg\varphi)}. \qquad (5.10)$$

Таким образом, при статическом вдавливании в породу наибольшая глубина внедрения, при прочих равных условиях, будет у резца с нулевым значением переднего угла (рис. 5.4), а минимальная у резца с отрицательным передним углом [формула (5.9)].

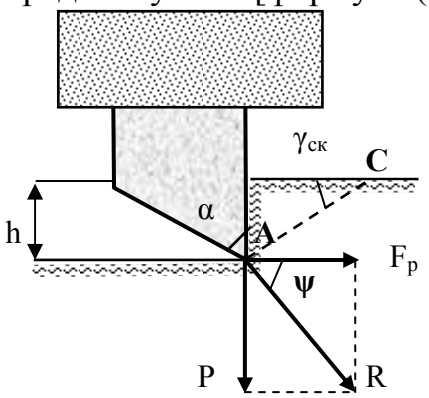


Рис. 5.6. Схема для определения усилия резания $F_р$

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 бурения более твердых пород предпочтительнее применять резцы с отрицательными передними углами, т.к. наклон резцов в противоположную сторону от направления движения снижает динамические нагрузки на резцы и инструмент пропорционально $\sin\gamma_n$.

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. 5.4) и трение резца о забой: $F_p > N_2 + T_з$. Из данной зависимости можно определить F_p:

$$F_p = S_{ск}\,\sigma_{ск}\,(1+tg\varphi) + f\,P. \qquad (5.11)$$

Площадь площадки скалывания $S_{ск} = AC\,l$. Из схемы на рис. 5.5 следует, что $AC = \dfrac{h}{\sin\gamma_{ск}}$, где $\gamma_{ск}$ – угол скалывания породы.

Следовательно $S_{ск} = \dfrac{hl}{\sin\gamma_{ск}}$, а

$$F_p = \frac{\sigma_{ск} hl(1+tg\varphi)}{\sin\gamma_{ск}} + fP. \qquad (5.12)$$

Угол скалывания породы $\gamma_{ск}$ породы может изменяться в пределах 15-30°.

Меньшие значения углов скалывания более соответствуют разрушению твердых пород, большие породам средней твердости и мягким.

В формуле (5.12) выделены два слагаемых: первое отражает затраты силы на разрушение породы, вторая 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. 5.6) на площадке $S_{ск}$ 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_p – сила R рассчитывается из выражения:

$$R = \sqrt{P^2 + F_p^2}\ . \qquad (5.13)$$

Как следует из схемы на рис.5.6. осевая нагрузка и усилие резания-скалывания связаны зависимостью: $P = tg\psi\ F_p$.

Значения угла ψ приведены в работе [33]. Из этих данных следует, что для резцов с положительными передними углами угол ψ изменяется незначительно во всем диапазоне значений переднего угла и составляет 26,5°, а осевая нагрузка с усилием резания связаны следующей зависимостью:

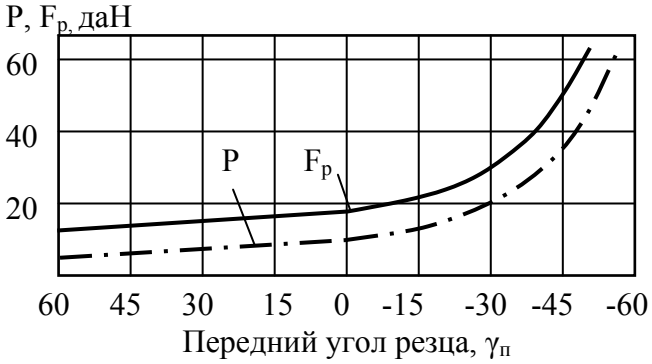


Рис. 5.7. Зависимость осевого усилия P на резец и усилия резания F_p резцом от величины переднего угла при заданной глубине внедрения h

$$P \approx 0{,}5\ F_p. \qquad (5.14)$$

Для резцов с отрицательными передними углами угол ψ увеличивается по мере повышения значения переднего угла, а осевая нагрузка с усилием резания связаны следующим соотношением:

$$P = F_p\, tg(26^\circ + 0{,}25\gamma_n). \qquad (5.15)$$

Таким образом, с увеличением переднего отрицательного угла сопротивление резанию-скалыванию нарастает с увеличивающейся интенсивностью, а значение усилия резания-скалывания постоянно больше осевой нагрузки.

На рис. 5.7 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 [33], которые приведены на рис.5.8, а, б.

Опытные данные показывают, что 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.

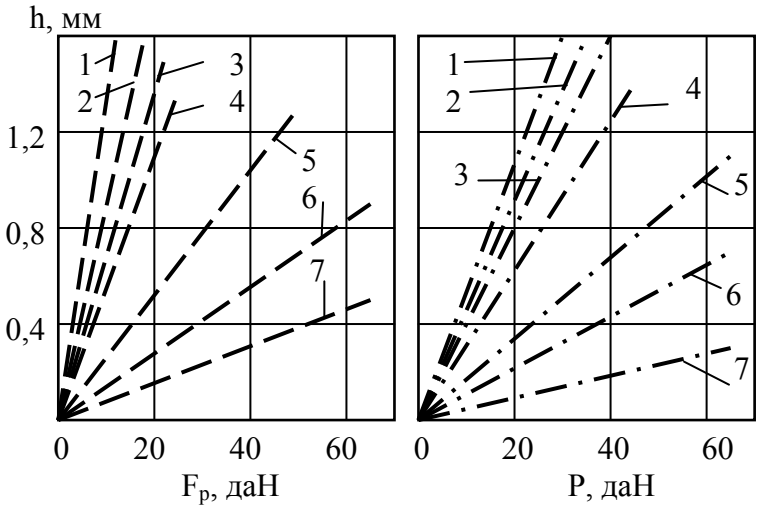


Рис. 5.8. Зависимость глубины внедрения резца в породу h от усилия резания $F_р$ и осевого усилия P при различных значениях переднего угла резца $\gamma_п$: 1 – +60°; 2 – +45°; 3 – +30°; 4 – 0°; 5 – -30°; 6 – -45°; 7 – -60°

Рассмотрим распределение усилий при работе резцов с положительным и отрицательным передними углами (рис.5.9, а, б).

Как следует из представленной схемы на рис. 5.9, а, на переднюю грань резца при резании-скалывании породы оказывает действие усилие сопротивления со стороны породы $F_н$, которое по величине можно приравнять усилию резания $F_р$. Из усилия $F_н$ выделим составляющую перпендикулярную передней грани резца $F_п = F_н \cos\gamma_п$. Усилие $F_п$ спроецируем на вертикальную плоскость и получим силу F_0:

$$F_0 = F_н \cos\gamma_п \sin\gamma_п. \qquad (5.16)$$

Как следует из схемы 5.9, а при положительном переднем угле усилие F_0 направленно в сторону забоя, повышая действующую осевую нагрузку на резец, которая при движении резца будет равна: $P + F_р \cos\gamma_п \sin\gamma_п$.

При отрицательном переднем угле (рис. 5.9, б) вертикальная составляющая F_0, также равная произведению ($F_н \cos\gamma_п \sin\gamma_п$), будет направлена в противоположную сторону от забоя, противодействуя действию осевой нагрузки, которая при движении резца с отрицательным передним углом будет равна: ($P - F_р \cos\gamma_п \sin\gamma_п$).

Таким образом, резец с положительным передним углом будет стремиться непрерывно заглубляться в породу по мере повышения сопротивления разрушению, что при некотором заглублении приведет к поломке самого резца, если глубина его внедрения в породу не ограничивается, например, снижением осевой нагрузки на резец.

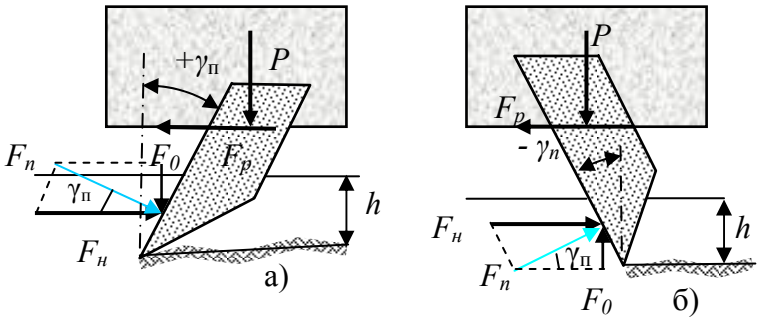


Рис. 5.9. Схемы распределения усилий при работе резцов с положительным (а) и отрицательным (б) передними углами

Резец с отрицательным передним углом при повышении сопротивления породы разрушению будет выталкиваться из породы, устанавливая в автоматическом режиме приемлемую по условию величины 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 $F_н$, поскольку рост усилия $F_н$, 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 углубиться, усугубляя перегрузку резца, что приведет к его поломке.

Таким образом, резцы с положительными передними углами (рис. 5.9, а) могут рекомендоваться и используются для бурения только мягких горных пород двух или трехлопастными долотами режуще-скалывающего действия, а также для бурения льда резанием.

Резцы с отрицательными передними углами (рис. 5.9, б) и передними углами равными нулю (рис. 5.5) применяются для бурения как мягких, так и средней твердости горных пород. Отрицательные передние углы имеют все резцы (из алмазов) 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 твердосплавной коронкой определяется по зависимости:

$$v_м = 60\, h\, m\, \omega, \text{ [м/час]}, \qquad (5.17)$$

где h – глубина внедрения резца, определяемая по формулам (5.8), (5.9), (5.10), м;

m – число резцов в линии резания у коронки;

ω – частота вращения коронки, мин$^{-1}$.

Формулы (5.8) – (5.10) получены при условии статического внедрения резцов в породу и не учитывают динамики процесса резания-скалывания породы, а именно, скорости перемещения резца. С учетом скорости резания – скалывания породы К.И. Борисовым [33] экспериментально получена формула определения глубины канавки разрушения в зависимости от основных параметров и, в частности, от скорости перемещения резца:

$$h = \frac{P}{fbp_ш e^{KV_p}(1 + 0{,}1K_1 a)}, \qquad (5.18)$$

где P – осевая нагрузка на резец;

f – коэффициент трения резца о породу;

b – ширина резца;

$p_ш$ – твердость породы;

K – коэффициент, учитывающий свойства горной породы;
V_p – скорость резания-скалывания породы;
K_1 – коэффициент, учитывающий геометрию резца;
a – ширина площадки притупления резца.

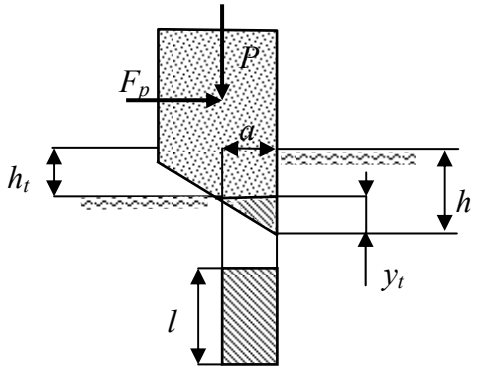


Рис. 5.10. Схема для расчета глубины внедрения резца в породу с учетом его изнашивания

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.4.11, 4.14).

По формуле (5.17) рассчитывается мгновенная скорость бурения, которая не учитывает изнашивания резца.

Рассмотрим процесс внедрения твердосплавного резца с учетом его изнашивания (рис. 5.10), основываясь на материалах, представленных в работе [33].

Изменение внедрения резца в породу за период его работы t представлено в виде формулы:

$$h_t = h - y_t, \qquad (5.19)$$

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:

$$q = \frac{V}{A_m} = \frac{V}{Pfv_p t}, \qquad (5.20)$$

где V – объем изношенного материала, м^3;
A_m – работа сил трения при изнашивании за время t, Дж;
P – осевая нагрузка на резец, даН;
f – коэффициент трения резца о породу;
v_p – скорость резания – скалывания породы, м/с.

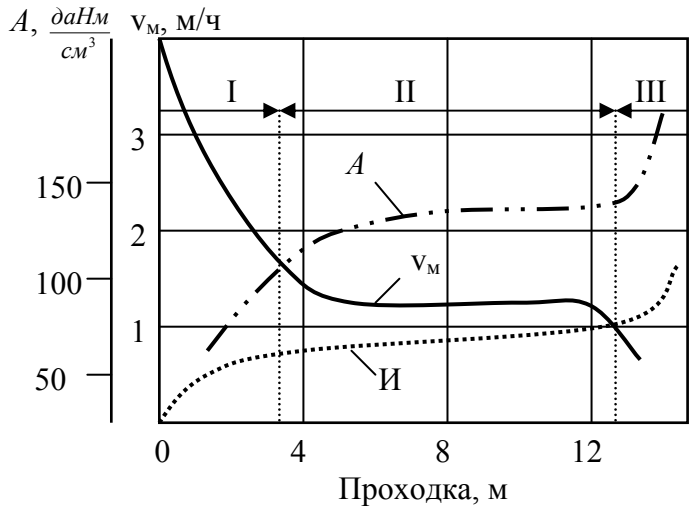


Рис. 5.11. Зависимости механической скорости $v_м$, объемной работы разрушения A и износа И резцового твердосплавного инструмента от проходки

Объем изношенного материала резца определим из схемы на рис.5.10. Объем

призмы длиной l с треугольным поперечным сечением высотой h_t и основанием $a = y_t tg\alpha$ будет равен:

$$V = \frac{ay_t l}{2} = \frac{y_t^2 tg\alpha l}{2}. \qquad (5.21)$$

Таким образом, величина износа q будет равна:

$$q = \frac{y_t^2 l tg\alpha}{2Pfv_p t}. \qquad (5.22)$$

Из формулы (5.22) определим линейную высоту износа резца:

$$y_t = \sqrt{\frac{2qPfv_p t}{l tg\alpha}}. \qquad (5.23)$$

Формула (5.19) для расчета глубины внедрения резца с учетом его изнашивания для резца с отрицательным передним углом будет выглядеть следующим образом:

$$h_t = \frac{P(\cos\gamma_n - \sin\gamma_n f)\cos\gamma_n}{p_ш l tg\alpha(2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha)(1 + tg\varphi)} - \sqrt{\frac{2qPfv_p t}{l tg\alpha}}. \qquad (5.24)$$

Процесс изнашивания твердосплавных резцов при бурении характеризуется наличием зон I, II и III (рис. 5.11) [2].

Зона I – зона интенсивного изнашивания острых граней резцов, при котором формируется устойчивая площадка износа. При этом механическая скорость бурения резко снижается, а объемная работа разрушения нарастает.

Зона II – это зона установившегося износа, который происходит на основном интервале бурения. Изнашивание происходит в результате истирания, контактные давления постоянны или близки к постоянным значениям. На данном интервале бурения скорость бурения и объемная работа разрушения достаточно постоянны.

Зона III – зона усталостного или температурного изнашивания сопровождается резким падением механической скорости бурения и повышением объемной работы разрушения. Наиболее высокая температура возникает в центре площадки затупления резца, а когда площадка износа достигает большой величины, температура резца повышается из-за неудовлетворительного охлаждения жидкостью, то 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.

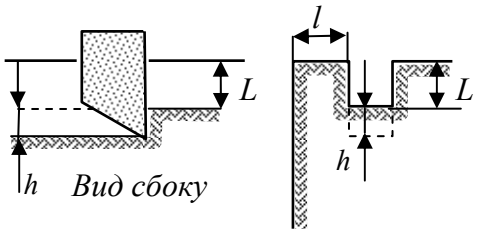


Рис. 5.12. Схема эксперимента по оценки влияния формы забоя на разрушение горной породы резцом

Влияние скорости резания-скалывания породы можно учесть, используя экспериментальную зависимость (5.18). С учетом установленной зависимости глубины внедрения резца и скорости его перемещения формула (5.24) будет выглядеть следующим образом:

$$h_t = \frac{P(\cos\gamma_n - \sin\gamma_n f)\cos\gamma_n}{p_ш l tg\alpha e^{KV_p}(2f\cos\alpha + \sin\alpha - f^2\sin\alpha)(1+tg\varphi)} - \sqrt{\frac{2qPfv_p t}{l tg\alpha}}\,. \qquad (5.25)$$

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, анализируя зависимость (2.44).

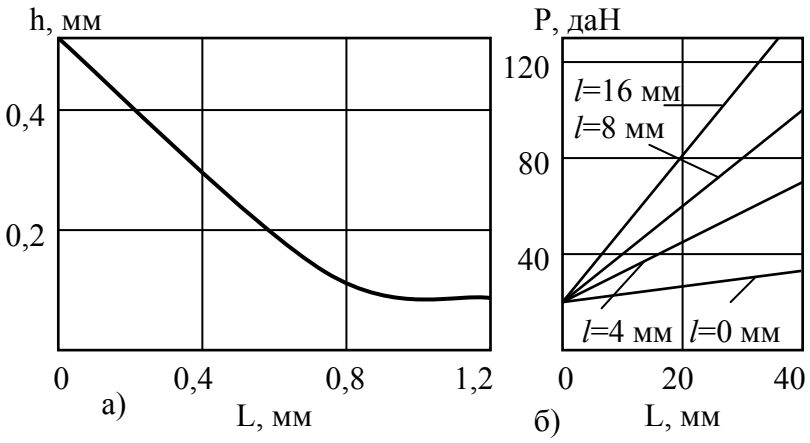


Рис. 5.13. Зависимости глубины внедрения (h) резца (а) и осевого усилия P (б) от расстояний L и *l* (рис. 5.12), определяющих форму забоя

Таким образом, механическую скорость бурения твердосплавной коронкой можно рассчитать по зависимости:

$$v_м = h_t\, m\, n. \qquad (5.26)$$

При бурении твердосплавным инструментом большое влияние на процесс разрушения оказывает форма забоя.

При исследовании параметров разрушения [33] в соответствии со схемой, приведенной на рис. 5.12, получены зависимости (рис. 5.13, а, б), которые показывают, что глубина внедрения резца в породу при наличии свободной поверхности в несколько раз превышает глубину внедрения в забой щелевой формы (рис. 5.13, а), а усилие резания и осевая нагрузка, необходимые для разрушения, уменьшаются при наличии боковой свободной поверхности (рис. 5.13, б).

Поэтому рациональным расположением резцов в буровом инструменте будет такое, при котором в процессе разрушения породы образуются свободные поверхности (рис. 5.14). Как это уже отмечено, наличие свободных поверхностей на забое приводит к существенному повышению механической скорости бурения.

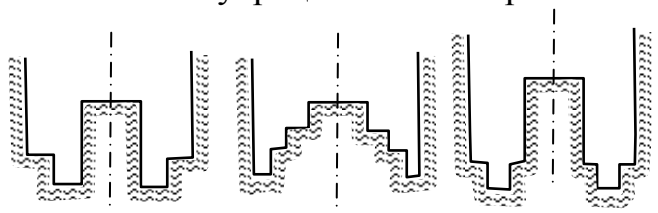


Рис. 5.14. Схемы вариантов забоев скважин со свободными поверхностями

5.1.4. Основы выбора параметров режима бурения твердосплавными коронками

Анализ влияния параметров режима на механическую скорость бурения твердосплавными коронками показывает, что основными из них являются

осевая нагрузка на инструмент, частота вращения, число резцов, их расстановка и геометрия, а также прочностные свойства горных пород.

Бурение в стендовых условиях самозатачивающимися коронками [15] позволило получить модель влияния некоторых из названных факторов на механическую скорость бурения:

$$v_м = 14,75+0,92\ \omega +1,75\ P +3,06n - 2,03p_ш +P\omega\ , \qquad (5.27)$$

где P – осевая нагрузка;

ω – частота вращения;

n – число резцов;

$p_ш$ – твердость горных пород.

Как следует из уравнения, на величину механической скорости бурения наиболее существенно влияет число резцов и твердость горной породы, далее по значимости идет осевая нагрузка и только затем частота вращения. При этом следует отметить, что и число резцов у коронки, и твердость породы, и осевая нагрузка – это факторы, задающие величину контактного напряжения, а соответственно, и режим разрушения породы.

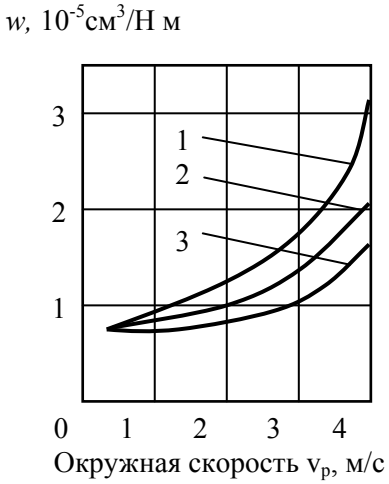


Рис. 5.15. Зависимость износостойкости твердого сплава ВК6 от параметров режима бурения: 1 – Р = 1,25 кН; 2 – 0,75 кН; 3 – 0,5 кН

Повышение частоты вращения выше оптимальных значений приводит к повышенному износу резцов коронки. В связи с этим рекомендован оптимальный режим бурения твердосплавными коронками при окружной скорости перемещения резца v_p= 1,4-1,5 м/с. (рис. 5.15). Для коронок диаметром 46, 59, 76 , 93, 112, 132, 151 мм, с учетом допустимой окружной скорости, могут быть ориентировочно рекомендованы частоты вращения 500, 400, 300, 250, 200, 180 и 150 мин$^{-1}$ [24].

При бурении трещиноватых, абразивных пород частота вращения снижается в сравнении с рекомендуемыми.

Осевая нагрузка рассчитывается исходя из оптимальных значений нагрузки на один резец [15]. В зависимости от твердости горных пород оптимальная удельная нагрузка на резец может изменяться от 0,4-0,5 кН при бурении мягких пород I, II категорий по буримости и до 1,0-1,2 кН при бурении горных пород VIII категории по буримости.

При бурении трещиноватых пород величины осевого усилия и частоты вращения несколько снижаются. В данном случае критериями уровня снижения осевого усилия и частоты вращения инструмента являются вибрация снаряда и ресурс бурового инструмента. То есть повышение вибрации требует поиска новых сочетаний значений осевого усилия и частоты вращения, при которых уровень вибрации будет допустимым. Снижение ресурса бурового инструмента также требует переоценки влияния параметров режима бурения на буримость

горной породы. При этом бывает достаточно незначительной корректировки того или иного параметра для получения оптимальных условий разрушения горных пород.

Расход промывочной жидкости с повышением твердости буримых горных пород следует снижать, т.к. объем и размер, образующегося при бурении шлама будет снижаться.

Так, если при бурении горных пород I, II категории по буримости рекомендуется [15] подавать к забою 12-15 л/мин, то при бурении горных пород VII-VIII категории по буримости 7-12 л/мин.

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.

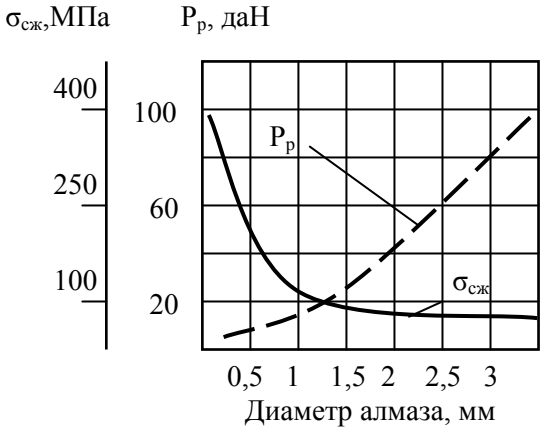


Рис. 5.16 . Зависимости предела прочности на сжатие ($\sigma_{сж}$) и разрушающей нагрузки ($P_р$) от размера алмазов

К таким сверхтвердым композиционным материалам относится созданный в 1967 г. в ИСМ АН Украины материал славутич.

Результаты испытаний показали [24, 35], что с увеличением размеров алмазных зерен разрушающая нагрузка на них при бурении растет, а предел прочности резко снижается (рис. 5.16). Поэтому применение крупных алмазов, диаметр которых более 1,5 мм, может приводить к интенсивному разрушению резцов. Славутич, представляя собой крупный алмазосодержащий резец, обладает более высокой прочностью, чем крупный алмаз, т.к. состоит из мелких фракций алмаза, соединенных при спекании с порошковой шихтой твердосплавной основы.

Породоразрушающие вставки изготавливают формованием и последующим спеканием. На рис. 5.17, а показана отформованная композиция перед спеканием. Наружная оболочка вставки 1, окружающая алмазосодержащую композицию 2, не содержит алмазов. Спекание производится при температуре 1400-1460°С.

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 зоны контактного взаимодействия 6, зоны пластичного материала 5 и зоны твердого сплава повышенной прочности 7. (рис. 5.17, б). 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.

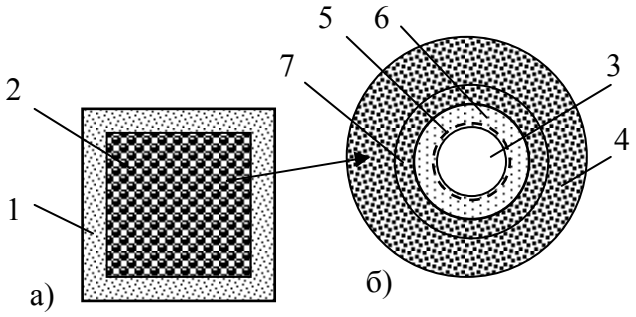


Рис. 5.17 . Отформованная вставка славутича (а) и структура материала (б): 1 – твердосплавная оболочка; 2 – алмазосодержащая твердосплавная композиция; 3 – алмаз; 4 – твердый сплав; 5 – зона пластичного материала; 6 – зона контактного взаимодействия алмаза и твердого сплава; 7 – зона твердого сплава 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 стоимости крупных природных алмазов. При этом, если применение крупных алмазов для создания бурового инструмента имеет свои ограничения, ввиду их прочности (см. рис. 5.16) 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. 5.18). 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.

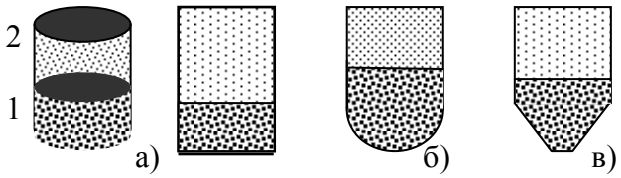


Рис. 5.18. Вставки из славутича: а – цилиндрическая плоская, б – сферическая и в – клиновидная; 1 – слой славутича; 2 – слой твердого сплава ВК

Для бурения скважин на нефть и газ выпускается различный буровой инструмент типа ИСМ. Это долота режущего (для мягких пород) и микрорежущего типа (для твердых пород), колонковые долота, калибраторы – стабилизаторы, долота для направленного бурения.

Для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые вставки из славутича могут использоваться как в коронках для бурения твердых пород, так и в коронках для бурения пород средней твердости.

Коронки типа БСС и БСИ оснащены вставками славутича в подрезном слое, а коронки БС как в торцевом слое, так и в подрезном слое.

Коронки БС различных типов применяются для бурения горных пород V-X категорий по буримости.

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 слатувича существенно не отличаются от положений разрушения горных пород буровыми инструментами с резцами из твердого сплава, рассмотренных в главе 5. Например, если известно внедрение одного резца в породу h, то углубка за один оборот рассчитывается из произведения $h \times n_p$, 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 [24] приведены зависимости расчета глубины внедрения в мягкую горную породу или породу средней твердости за один оборот долота оснащенного сферическими резцами из материала славутич:

$$h = K\left(r_в - \sqrt{r_в^2 - \frac{2P_{ос}r_в}{\pi n_p D\sigma_p}}\right), \qquad (5.28)$$

где n_p – количество резцов в линии резания на торце долота;

$r_в$ – радиус сферы породоразрушающей вставки, м;

$P_{ос}$ – осевая нагрузка на долото, даН;

$\sigma_{вр}$ – временное сопротивление породы разрушению, Па.

При бурении более крепких горных пород разрушающими элементами являются зерна алмазов, находящиеся на поверхности вставок из славутича.

Считая, что поверхность алмазов имеет сферическую форму, в работе [24] приведена формула для расчета глубины внедрения долота, оснащенного вставками из славутича, в породу за один оборот:

$$h = \frac{2r_в n_p}{3\rho_a} T \left(\rho_a - \sqrt{\rho_a^2 - \frac{6P_{oc}\rho_a^2}{\pi D r_в T \sigma_{вр}}} \right), \qquad (5.29)$$

где ρ_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 методик выбора параметров режима бурения резцовым инструментом при бурении мягких горных пород и пород средней твердости и методики 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 др. 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* (*polycristal diamonds composition*), 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 породы 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 *Stratapax* 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 1500°, 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.

Таблица 5.1

Сравнительные данные физико-механических и эксплуатационных свойств сверхтвердых материалов

Свойства материалов	Поликристаллический алмаз	Природный алмаз среднего размера	Твердый 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

Сравнение эксплуатационных свойств *PDC* или АТП, 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 [35].

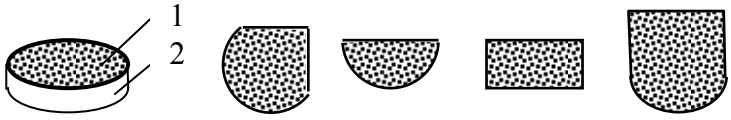


Рис. 5.19. Вид пластинок АТП и возможные их формы: 1 – поликристаллические алмазы; 2 – твердый сплав

Резцы из поликристаллических алмазов могут иметь различную форму: цилиндрическую, прямоугольную, в виде сектора, в виде полукруга и др. (рис. 5.19).

При изготовлении резцов пластины АТП 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 в пределах от (–5º- – 25°) в зависимости от твердости горных пород. В инструментах, предназначенных для бурения более твердых горных пород, передний отрицательный угол задается бо̀льшим.

Показатели работы инструмента с пластинами АТП могут составлять в различных горно-геологических условиях по механической скорости от 2,3 до 30 м/ч, а по стойкости от 200 до 1000 м. При использовании коронок, оснащенных пластинами АТП, при бурении песчаников [2] получена скорость бурения 16 м/ч при стойкости 120-260 м против 3,6 м/ч и 30-60 м у твердосплавных коронок.

Таким образом, при бурении осадочных пород, в сравнении с твердосплавным инструментом, использование АТП позволяет повысить скорость бурения в 1,5-5 раз и стойкость в 5-15 раз [2].

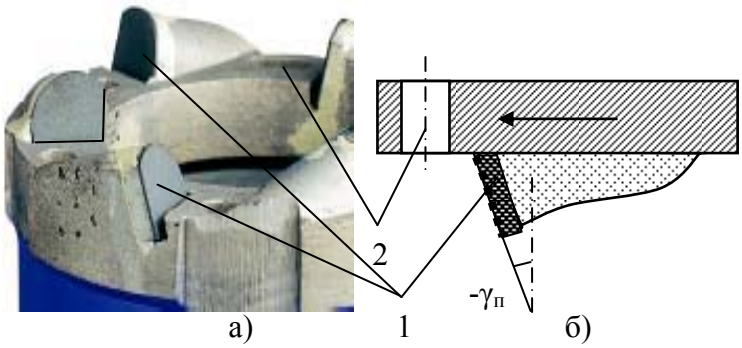


Рис. 5.20. Коронка с поликристаллическими вставками *DIAPAX* (а) и схема вставки (б – вид сбоку): 1 – вставка; 2 – отверстия для промывочной жидкости

При бурении с отбором керна механическая скорость бурения увеличивается по сравнению с однослойными алмазными коронками в 4-5 раз, твердосплавными – до десяти раз [35].

Коронки с резцами АТП или *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. 5.20) 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 1000 м) и производительность. Недостатком таких коронок является низкая стойкость к ударным нагрузкам, что делает их непригодными для бурения массива с прослоями твердых горных пород.

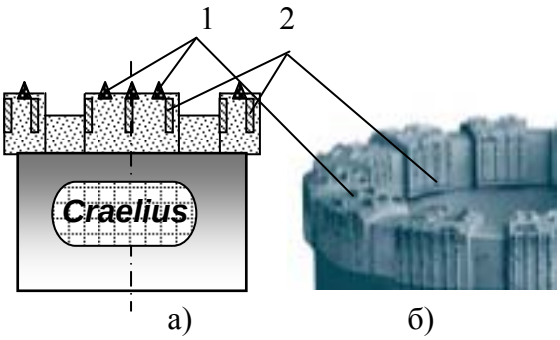


Рис. 5.21. Схема (а) и фото (б) коронки с элементами *Tripax*: 1 – вставки *Tripax;* 2 – подрезные вставки

При бурении пластины *Diapax* 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 1000 м.

Режим бурения коронками с пластинами *Diapax* предусматривает частоту вращения 50-80 мин$^{-1}$ и осевую нагрузку 10-20 кН.

Коронки с режущими вставками *Tripax* компании *Atlas Copco* состоят из поликристаллических алмазных компонентов, имеющих треугольную или квадратную форму (рис. 5.21). 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 1000 м.

Коронками *Tripax* рекомендуется бурить с частотой вращения 200-300 мин$^{-1}$ 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 резцов с отрицательными передними углами (см. раздел 5.1).

Коронки со вставками *Tripax*, в случае бурения твердых горных пород, разрушают породу отдельными алмазами. При этом случае механизм разрушения близок к процессу разрушения горных пород мелкими резцами алмазного бурового инструмента.

Механизм работы резца, оснащенного АТП, рассмотрен в работе [2], в которой отмечается, что резцами с АТП осуществляется разрушение пластичной породы путем резания с большим съемом породы. При этом механизм работы резцов АТП при бурении твердых горных пород отличается от механизма работы импрегнированной алмазной коронки, т.к. существенно зависит от формы и схемы расстановки резцов с пластинами АТП в коронке.

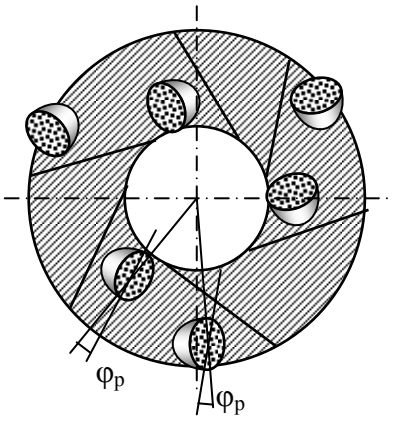


Рис. 5.22. Схема установки резцов с АТП на торце инструмента для обеспечения отрицательного угла резания со скважинно- и керно-образующими боковыми поверхностями

Например, исследования по оценке влияния угла поворота резцов АТП в фронтальной, по отношению к торцу инструмента плоскости, показали, что наиболее оптимальным углом поворота $\varphi_р$ 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. 5.22). При размещении резцов в инструменте с углом $\varphi_р$=0° наблюдалась заклинка керна и прижег пластин АТП. Это свидетельствует о накоплении разрушенной породы перед резцами и недостаточном их охлаждении, поскольку жидкость не попадает в зону контакта пластины АТП с горной породой. С целью удаления породы и более интенсивного охлаждения резцов коронки компании *Atlas Copco* (рис. 5.20, 5.21) имеют фронтальные отверстия для подвода промывочного раствора непосредственно к резцам.

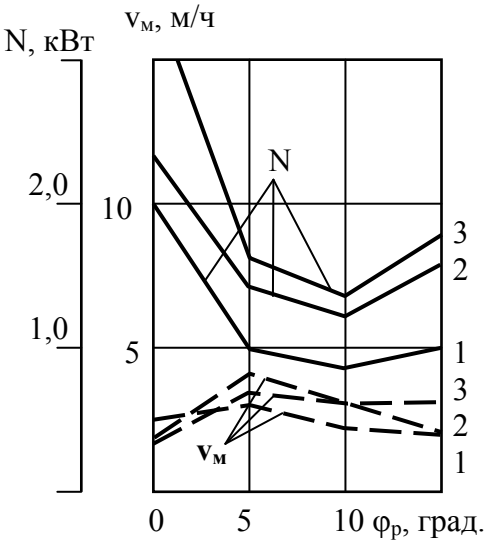


Рис. 5.23. Зависимость механической скорости бурения ($v_м$) и мощности на бурение (N) от величины угла $\varphi_р$: 1 – осевая нагрузка 500 даН; 2 – 750 даН; 3 – 1000 даН

Установка резцов с углами поворота $\varphi_р$ обеспечивает отвод разрушенной породы с забоя в направлениях керна и стенки ствола скважины.

С увеличением значений угла $\varphi_р$ наблюдается повышение механической скорости бурения с одновременным снижением затрат мощности и вибрации колонковой трубы (рис. 5.23).

При использовании бурового инструмента с резцами АТП особое значение имеет схема размещения резцов [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 [35] приведены данные о стендовом бурении коронками с тремя алмазными поликристаллическими пластинами *Stratapax*, установленных с передним углами –15° и –25° (угол φ_p), импрегнированной коронкой, вооруженной искусственными алмазами зернистостью 200-250 шт./карат и твердосплавной трехрезцовой коронкой, с передним отрицательным углом

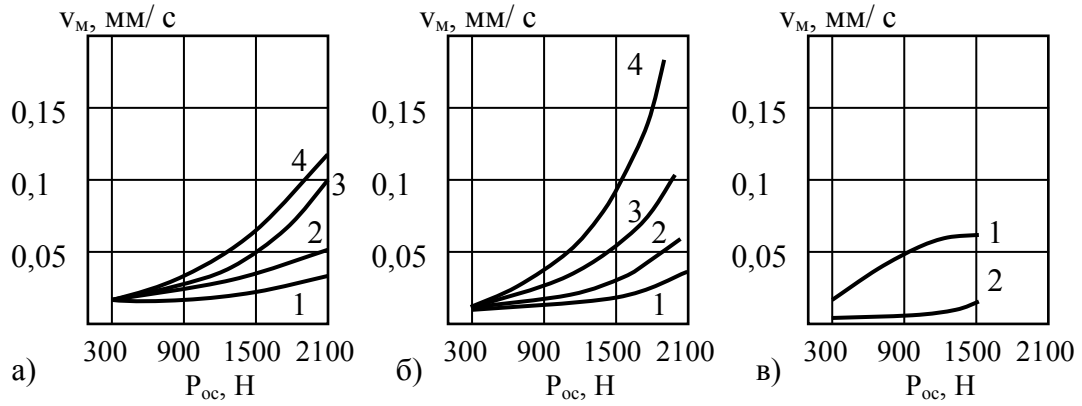


Рис. 5.24. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения гранита импрегнированной коронкой (а), коронкой с АТП (б) и твердосплавной коронкой (в): 1 – частота вращения ω – 170 мин$^{-1}$; 2 – 425 мин $^{-1}$; 3 – 685 мин$^{-1}$; 4 – 960 мин$^{-1}$

установки резцов –25°. Все коронки имели наружный диаметр 26 мм, внутренний диаметр 14 мм.

В процессе эксперимента разбуривались три разновидности горных пород: гранит, известняк и доломит. Твердость гранита $p_ш$=4,18 ГПа, коэффициент пластичности $К_п$=1; твердость известняка 1,94 ГПа, $К_п$=1,8; твердость доломита 1 ГПа, $К_п$=4,3.

Результаты бурения гранита тремя типами буровых инструментов приведены на графиках (рис. 5.24). Из полученных данных следует, что при более высоких и равных параметрах режима бурения механическая скорость бурения выше при бурении коронкой с АТП в сравнении с импрегнированной алмазной коронкой. Это объясняется тем, что контактные давления со стороны алмазов АТП существенно выше, чем со стороны алмазов импрегнированной коронки, т.к. последние равномерно распределены по всей поверхности матрицы, а у АТП расположены в пределах узких кромок боковых поверхностей пластин АТП (рис. 5.25). В данном случае алмазы АТП работают в режиме эффективного объемного разрушения, при котором происходит скалывание породы, её раздавливание и резание, тогда как алмазные резцы

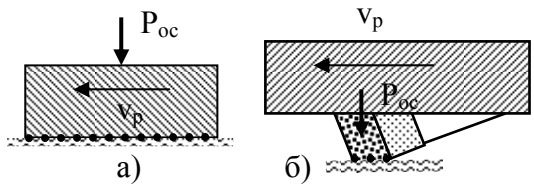


Рис. 5.25. Схема работы алмазных резцов импрегнированной коронки (а) и резца с АТП (б)

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 АТП и импрегнированной коронкой.

При бурении АТП борозды разрушения на забое более широки (0,4 мм) и глубоки (0,07 мм), имеют признаки скалывания породы по краям, а шлам, образующийся при бурении, более крупный (12 мкм).

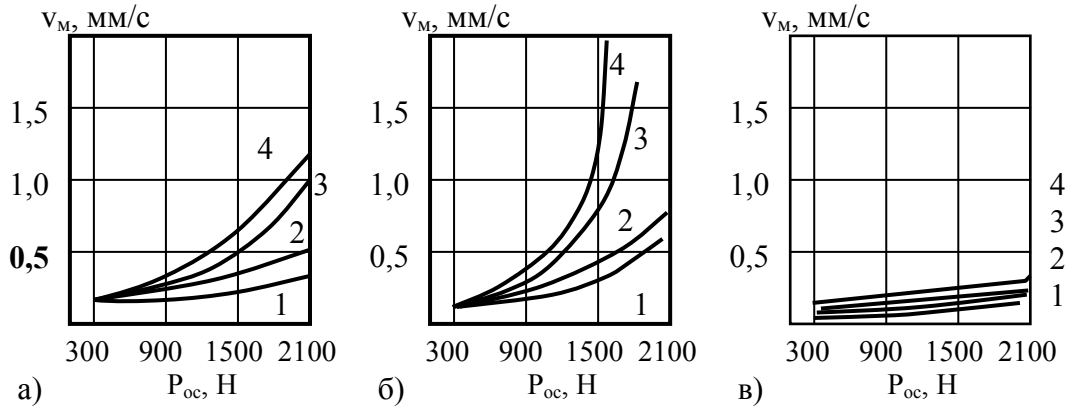


Рис. 5.26. Зависимость механической скорости бурения от параметров режима бурения коронкой с АТП доломита (а), известняка (б) и гранита (в): 1 – частота вращения ω – 170 мин$^{-1}$; 2 – 425 мин$^{-1}$; 3 – 685 мин$^{-1}$; 4 – 960 мин$^{-1}$

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 АТП.

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 АТП приведены в виде графиков на рис. 5.26 [35].

Результаты эксперимента показали, что механическая скорость бурения доломитов в 6-8 раз, 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 [35], что при бурении известняков и доломитов резцы с АТП 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 повышенной их 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.

Таким образом, при бурении упруго-хрупких и хрупких твердых горных пород порода разрушается обнаженными алмазами резцов с АТП, 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.

5.3.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.

Цвет алмазов определяется составом примесей и может быть от прозрачного до черного. Примеси в алмазах являются причиной разрушения алмазного резца при бурении, поскольку примеси, например, металлы, 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.

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 г.

Буровой инструмент оснащается алмазами различной **зернистости**, измеряемой в количестве алмазов в карате (штук/карат).

Основные размеры алмазов, применяемых в буровых инструментах, равны: 2-5 шт./карат – диаметр зерна 3-4 мм; 10 шт./карат – 2,5 мм; 15 шт./карат – 2,0 мм; 20 шт./карат – 1,8 мм; 50 шт./ карат – 1,3 мм; 90 шт./карат – 1,1 мм; 150 шт./карат – 0,9 мм.; 200-400 шт./карат – 0,7-0,5 мм; менее 400 шт./карат – менее 0,5 мм.

В породах средней твердости (VI-VIII категории по буримости) наилучшие результаты показывают коронки, армированные алмазами зернистостью от 20 до 2 шт./карат, в твердых породах (VIII-X категория) целесообразно использовать коронки с алмазами зернистостью от 200-20 шт./карат) и в очень твердых породах (X-XII категория) – 600-150 шт./карат.

Для изготовления алмазных долот применяют алмазы зернистостью от 1 до 20 шт./карат.

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./карат в буровом инструменте заменяются резцами из АТП, т.к. они отличаются большей прочностью и износостойкостью.

Величина выпуска алмазов из матрицы зависит от твердости буримых пород и размера алмазов. При бурении пород средней твердости величина выпуска алмазов может быть до 30% размера алмазов, твердых пород – до 20%, а максимально твердых – до 10%.

Различают коронки без заданного выпуска алмазов, в которых выпуск составляет 5-10% размера алмаза, и инструмент 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, например, 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 более мелкие алмазные зерна.

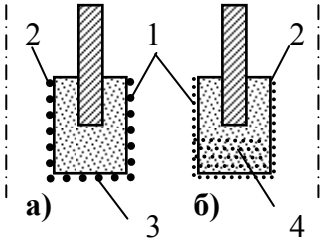


Рис. 5.27. Вооружение алмазных коронок – однослойной (а) и импрегнированной (б):1 – наружные подрезные резцы; 2 – внутренние подрезные резцы; 3 – торцевые резцы; 4 – слои алмазов

В каркас матриц, изготовляемых методом пропитки, могут входить в различных соотношениях вольфрам, карбид вольфрама, кобальт, железо, никель. Пропитывающий состав состоит обычно из меди, никеля, алюминия. Кроме того, в состав матрицы могут входить наполнители (до 30%): зерна релита, гранулы твердого сплава типа ВК и др.

В состав матриц, изготавливаемых 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 определяется по методу Роквелла и она может быть: HRc 10-20 – очень мягкая матрица; HRc 15-20 – мягкая матрица; HRc 25-30 – матрица средней твердости; HRc 30-35 – твердая матрица; HRc 50-55 – очень твердая матрица.

Более твердые матрицы предназначены для бурения абразивных и менее твердых горных пород, мягкие матрицы для бурения более твердых и менее абразивных горных пород. Правильный выбор твердости матрицы задает темп её изнашивания и, соответственно, обнажения 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 (заполирование алмазов).

- ✓ **Заполирование алмазов** – образование на поверхности алмазов площадок износа, ориентированных параллельно забою скважины и имеющих гладкую полированную поверхность.

В идеальном случае при бурении импрегнированной коронкой 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.

Для бурения применяют однослойные алмазные буровые коронки с зернистостью резцов, в основном, от 10 до 150 шт./карат 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 слоев) – рис. 5.27. Число слоев алмазов в импрегнированных коронках определяется зернистостью алмазов – чем более мелкие алмазы, тем больше число алмазных слоев имеет коронка.

В однослойных коронках алмазы могут располагаться по следующим основным схемам (рис.5.28): **а** – в шахматном порядке; **б** – по радиальным направлениям; **в** – по косым радиусам; **г** – по концентрически окружностям.

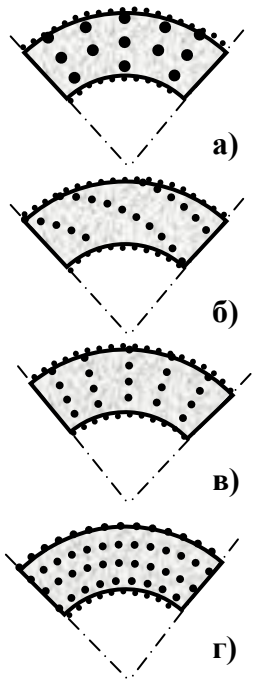


Рис. 5.28. Схема раскладки алмазов в коронках

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.

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 (рис. 5.29). Подобная технология использована при изготовлении коронок компании *Boart Longyear*.

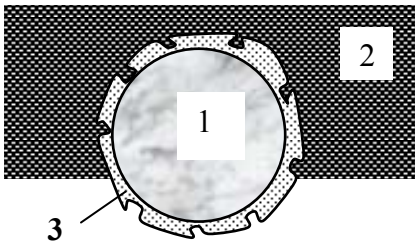


Рис. 5.29. Схема закрепления алмаза 1 в матрице 2 буровой коронки с помощью покрытия алмаза пористым хромом (3)

Для бурения в основном применяют необработанные алмазы с острыми режущими гранями, алмазы овализованные и полированные.

Овализованные алмазы получают механической обработкой для придания алмазу округлой формы.

Полирование овализованных алмазов производят для уменьшения силы трения алмазов о породу при бурении. При овализации и последующем полировании алмазов удаляются выступающие части алмаза, 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 площадками износа) или округлого резца, форма которого близка к шару.

5.3.2. Характер разрушения горных пород алмазными резцами

В результате анализа экспериментальных данных по резанию – скалыванию – раздавливанию горной породы единичным кристаллом алмаза установлено, что во взаимодействии с горной породой находится незначительный участок алмаза. Поэтому параметры борозды определяются в основном профилем алмаза на этом участке по направлению его движения по горной породе, 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 [14].

Анализ результатов экспериментов показал [14], что при работе овализованного и полированного алмазов глубина борозды разрушения больше внедрившейся части алмазного резца (на рис. 5.30, показано: алмаз по породе перемещается навстречу).

При работе овализованного алмаза в основном реализуется раздавливание породы, но за счет более высокого коэффициента трения (из-за

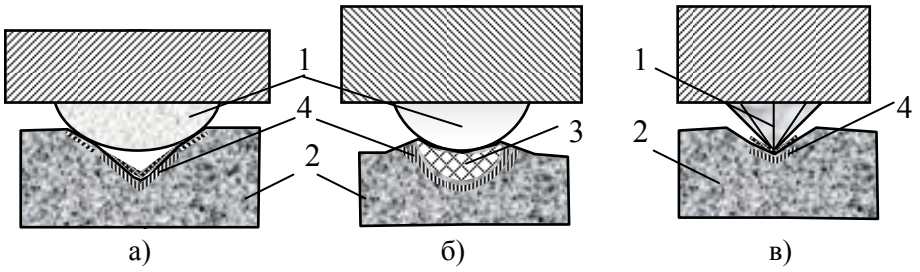


Рис. 5.30. Характерные профили зоны разрушения горной породы при работающем овализованном (а), полированном (б) и необработанном (в) алмазах: 1 – алмаз; 2 – горная порода; 3 – раздавленная порода; 4 – зона предразрушения породы

шероховатости поверхности) разрушение горной породы может происходить перед алмазом с глубинным вырыванием породы (см. главу 2, рис. 2.12, в результате напряжений растяжения на передней грани резца – глава 2, рис.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. 5.30, б), выдавливается по сторонам и отслаивается в виде стружки за алмазом. При бурении упруго-хрупких пород, как следует из опытов [13], за алмазом образуется шлейф из осколков разрушенной породы (см. рис. 2.24).

При работе необработанного алмаза (рис. 5.30, 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) [14].

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.

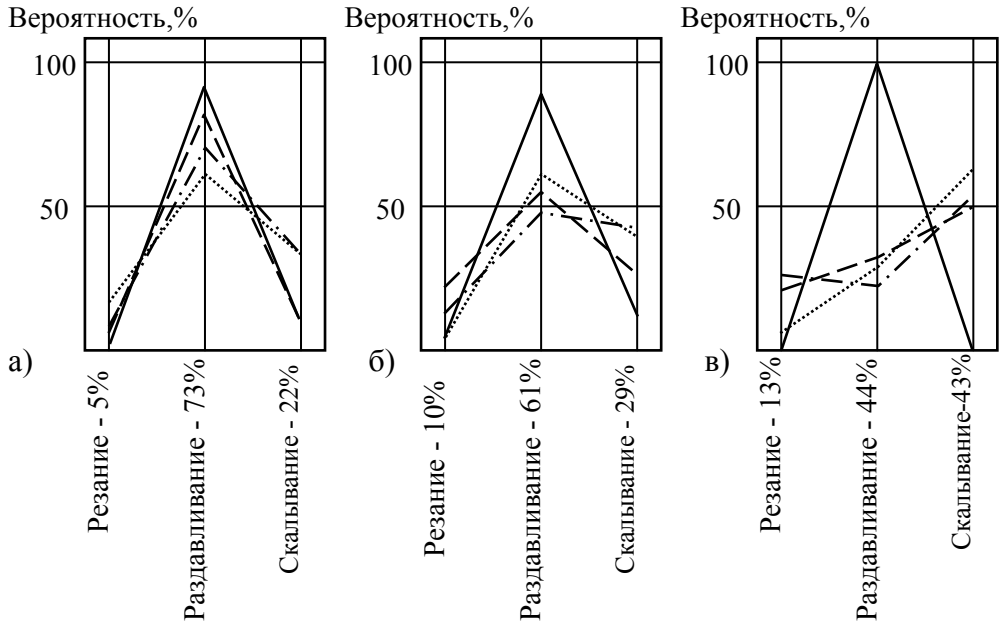


Рис. 5.31. Экспериментальные данные [14], показывающие вероятность характера разрушения гнейса – твердость – $p_ш$=6340 МПа, коэффициент пластичности – $К_п$ = 1 (а); мигматита – $p_ш$=3000 МПа, $К_п$ = 1 (б); перидотита – $p_ш$=2040 МПа, $К_п$ = 1,87 (в) в зависимости от размера алмаза: — - радиус внедрившейся части алмазного резца r = 1,89 мм; — — - r = 1,43 мм; — · — - r =0,95 мм; ····· - r =0,66 мм

В процессе разрушения породы более всего вероятны сочетания 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 при разрушении горной породы полированным и овализованным алмазами глубина борозды разрушения в 4-5 раз превышает величину внедрившейся части алмазного резца [14].

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. То есть 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 только раздавливание породы, а по мере снижения твердости пород характерным становится скалывание горной породы, которое преобладает при разрушении горных пород с твердостью 200 МПа и менее (рис. 5.31);

- уменьшение размеров алмазных резцов (при проведении экспериментов радиус внедрившейся части алмаза изменялся от 1,89 до 0,66 мм [14]) приводит к изменению характера разрушения от раздавливания для более крупных резцов к скалыванию для резцов более мелких, но в более твердых породах по-прежнему преобладающим характером разрушения является раздавливание (рис. 5.31);

- 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 характером разрушения 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. 5.31, 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 [14].

В то же время наиболее благоприятные условия разрушения имеют место при работе необработанного алмаза, имеющего острые режущие грани. При движении алмаза, ориентированного вершиной к плоскости резания, контактное напряжение разрушения в среднем в 4,2 раза ниже, чем твердость горной породы.

На рис. 5.32 приведены данные о разрушении породы дробленым алмазом с площадкой износа. Как следует из приведенных данных 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 при работе 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 породы. Для анализа процесса разрушения приостренным алмазом справедливы положения теории, изложенные в главе 2 и, в частности, формулы (2.35) и (2.36), которые позволяют определить глубину внедрения пирамидального и пирамидального с площадкой износа резца в породу.

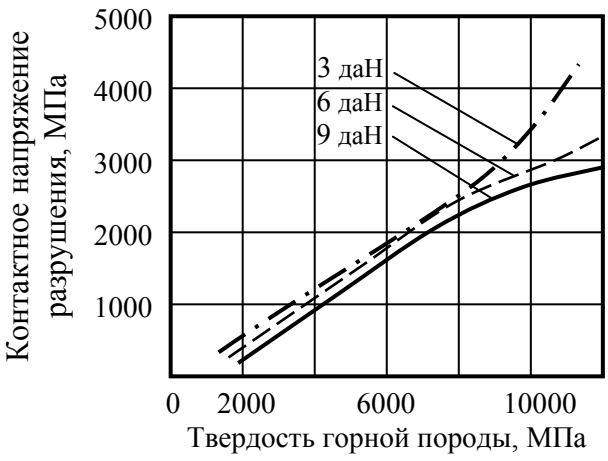


Рис. 5.32. Зависимость контактного напряжения разрушения для необработанного алмаза с площадкой притупления при различных нагрузках на алмаз от твердости горных пород

При работе овализованного алмаза, лишенного режущих граней, внедрение алмаза в породу сопровождается упругим деформированием породы, которое постоянно, независимо от величины нагрузки на алмаз, присутствует на максимально удаленных от центра площадки сжатия участках контакта шарообразного алмазного резца и породы (см. главу 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 породы, 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.

Крупный алмаз будет работать эффективно только при более высоких нагрузках, которые могут оказаться за пределами допустимых значений по условию прочности самого алмаза (рис. 5.16), 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 следует применять коронки, вооруженные полированными или овализованными алмазами меньших размеров, чем при бурении коронками, армированными дробленными алмазами.

Исследованиями В.П. Рожкова [27] и специалистов ТулНИГП [6] показано, 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 при разрушении 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./карат), используемых в ТулНИГП для изготовления импрегнированных коронок [6].

5.3.3. Механизм разрушения горной породы алмазными резцами бурового инструмента

Рассмотрим положения механизма 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. 5.30)

На алмазный резец при его работе оказывают действие 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. главу 2, рис. 2.24). При этом значительное влияние на напряженное состояние и разрушение породы оказывает линейная скорость перемещения резца и коэффициент трения на контакте резец-порода. Это влияние сводится к формированию величины и места положения зон растяжения и сжатия породы под алмазным резцом.

Рассмотрим схемы, обобщая приведенные данные о взаимодействии алмазного резца с породой (рис. 5.33, а, б). Резец в данном случае имеет форму шара, т.е. моделирует овализованный или полированный алмазный резец.

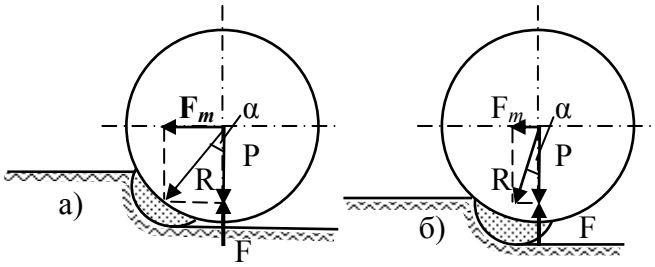


Рис. 5.33 . Схемы взаимодействия с породой овализованного (а) и полированного (б) алмазных резцов

Отличием между этими видами резцов является разница в коэффициентах трения, которая очень существенна (табл. 5.2, 5.3).

Например, коэффициент трения, задающий уровень сил трения резцов о породу, полированного алмаза в 4-10 раз ниже, чем у необработанного и овализованного алмазов [14].

В табл. 5.2 приведены данные о коэффициентах сухого трения овализованного, необработанного и полированного алмазов по различным горным породам.

Как следует из показателей, вода, смазки и растворы с поверхностно-активными вещест-вами снижают коэффициент трения овализованного алмаза о породу и практически мало влияют на коэффициент трения о породу полированного алмаза.

Таблица 5.2

Коэффициенты трения алмазов по горным породам

Порода	Категория горных пород по буримости	Коэффициент трения алмазов		
		овализованных	необработанных	полированных
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

Таблица 5.3

Влияние среды на коэффициент трения алмазов по горным породам

Среда	Коэффициент трения алмазов	
	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

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 работы полированных алмазов, в сравнении с необработанными.

В породе, на передней грани резца, на который действует осевая сила P и тангенциальное усилие F_m по направлению действия результирующего усилия R, формируется ядро сжатия породы. В ядре сжатия, при критическом значении

Таблица 5.4

Результаты опытного определения усилий при работе алмазных резцов

Порода	Алмаз необработанный				
	Нагрузка на алмаз P, даН	Сила трения $F_{тр}$, даН	Тангенциальное усилие $F_т$, даН	$\frac{P}{F_т}$	$\frac{F_{тр}}{F_т}$
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)				
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

действующего усилия, отмечаются структурные изменения в породе, в результате которых порода переходит в мелкодисперсное состояние.

Вследствие того, что алмазный резец имеет отрицательный передний угол, в вертикальном направлении на него будет оказывать действие сила F:

$$F = F_m \cos\gamma_n \sin\gamma_n, \qquad (5.30)$$

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_{mp} ($F_m = F_p + F_{mp}$). Поскольку сила $F_{mp} = P \times f$, где f – коэффициент трения, то можно сделать анализ влияния коэффициента трения на тангенциальное усилие. Экспериментальные данные, приведенные в работе (табл. 5.4) [14], позволяют рассчитать соотношение P/F_m для необработанного, овализованного и полированного алмаза.

Из этих расчетов следует, что среднее значение соотношения осевой нагрузки и тангенциального усилия (P/F_m) для необработанного алмаза при бурении пород средней твердости равно 1,37, а твердых пород 1,79. Для овализованного алмазного резца получены достаточно близкие значения: 1,41 и 1,6 соответственно.

Расчеты соотношения (P/F_m) 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. 5.33) между направлениями действия осевого P и результирующего усилий R 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°.

В результате проведенного анализа можно сделать вывод о том, что при работе овализованного и необработанного алмазов ядро сжатия располагается на передней грани резца (рис. 5.33, а), 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. 5.33, б), что приводит к раздавливанию породы. Некоторое смещение ядра сжатия на переднюю грань резца (за счет увеличения угла α) при бурении средних по твердости горных пород дает возможность к скалыванию породы, хотя преимущественно порода по прежнему разрушается раздавливанием.

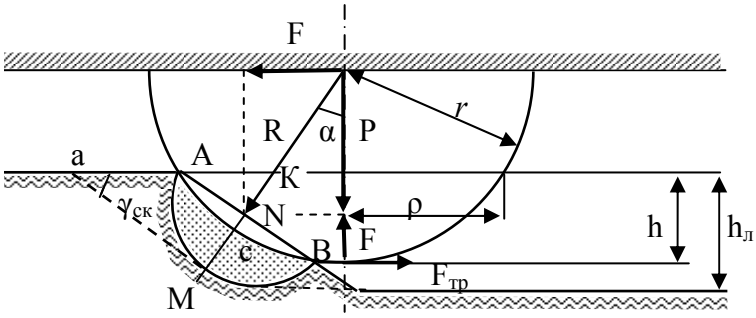


Рис. 5.34. Схема для исследования процесса разрушения горной породы алмазным резцом

Рассмотрим процесс взаимодействия с породой алмазного резца по форме близкого к шару, опираясь на вышеприведенные данные, в соответствии со схемой, представленной на рис.5.34.

Условием разрушения горной породы на заданную глубину является процесс разрушения (скалывания или раздавливания с образованием трещины отрыва) породы перед передней гранью резца. Трещина отрыва (аМ на рис. 5.33) формируется от вершины ядра сжатия породы в направлении поверхности забоя. В случае если отрыва породы по линии аМ не происходит из-за недостаточных напряжений в породе, 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 аМ.

Глубины лунки разрушения $h_л$ и внедрения резца в породу h, расстояние ρ при статическом вдавливании шарообразного резца представлены формулами (2.31), (2.32) и (2.34):

$$\rho = \sqrt{2hr - h^2}\ ;\ h_л = 0{,}5\sqrt{hd}\ ;\quad h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P}{\pi p_ш (1 + tg\varphi)}}\ .$$

Из геометрических построений (рис. 5.34) можно получить, что если ρ примерно равно $\sqrt{dh}$, то в этом случае $\alpha = arctg\sqrt{\frac{h}{d}}$. В то же время угол α можно определить из соотношения тангенциального $F_m = (F_p - F_{mp})$ и осевого усилий P_{oc}: $\alpha = arctg\frac{F_m}{P_{oc}}$. Данный вывод приводит к равенству

$$\frac{F_m}{P_{oc}} = \sqrt{\frac{h}{d}}\ , \tag{5.31}$$

которое позволяет оценить возможные соотношения разрушающих усилий в зависимости от таких параметров как твердость, размер алмазного резца, диссипативные свойства горных пород и др.

Расстояние $AB = \sqrt{\rho^2 + h^2} = \sqrt{dh - h^2 + h^2} = \sqrt{dh}$;

$$MN = 0{,}5AN = 0{,}25\sqrt{dh};$$

$$NK = tg\alpha AN = 0{,}5tg\alpha\sqrt{dh} = 0{,}5\sqrt{\frac{h}{d}}\sqrt{dh} = 0{,}5h;$$

$$NM + NK = 0{,}25\sqrt{dh} + 0{,}5h.$$

Таким образом, глубина проникновения ядра сжатия в направлении действия усилия R будет равна: МК= 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:

$$h_л = 0{,}25\cos\alpha\left(2h + \sqrt{dh}\right). \tag{5.32}$$

Учитывая, что при статическом вдавливании $h_л = 0{,}5\sqrt{dh}$, очевидно, что глубина борозды разрушения уменьшается по мере роста угла смещения ядра сжатия α в направлении приложения тангенциального усилия.

Если принять, что v_m – скорость развития деформаций сдвига и трещины отрыва по линии аМ, то отношение этой скорости к длине трещины в направлении линии аМ позволит определить время T_p, необходимое для деформирования и разрушения породы в направлении развития трещины отрыва. Длину трещины отрыва ориентировочно приравняем к длине отрезка аМ, хотя известно, что трещина, прорастая, ветвится между минеральных зерен, и её фактическая длина существенно больше длины вектора направления ветвления трещины. При этом существенную роль играет зернистость горной породы. Примем в качестве фактора влияния структуры породы на возможную длину трещины коэффициент λ≥1, который учитывает удлинение трещины в сравнении с длиной отрезка аМ.

Время $T_р$ будет равно: $T_р = аМ \times \lambda / v_m = \dfrac{0{,}25(2h + \sqrt{dh})\lambda}{tg\alpha v_m}$. (5.33)

Наиболее благоприятное направление развития процесса разрушения горной породы будет соответствовать условию, при котором время $T_р$ 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 аМ (рис. 5.34). В данном случае должно выполняться следующее соотношение:

$$\frac{l_d}{v_p \sin\alpha} = T_p, \qquad (5.34)$$

где v_p – линейная скорость перемещения резца, м/с.

Исходя из последних рассуждений, получим значение линейной скорости перемещения резца, которое удовлетворяет условию разрушения породы на заданную глубину:

$$v_p = \frac{\cos\alpha v_m l_d}{0{,}25(2h + \sqrt{dh})\lambda}. \qquad (5.35)$$

Полагаем, что интервал деформирования породы l_d определяется как отношение усилия R к жесткости породы C [см. зависимость (3.5)], и в то же время, представляя жесткость как деформируемый под действием усилия R объем породы по площадке смятия $S_{см}$, т.е. $C = \dfrac{R}{l_d} = S_{см} C_V$, получим, что $l_d = \dfrac{R}{S_{см} C_V}$, где C_V – объемная жесткость породы, даН/м^3.

С учетом последних преобразований формула (5.35) будет выглядеть следующим образом:

$$v_p = \frac{\cos\alpha v_m l_d}{0{,}25(2h+\sqrt{dh})\lambda} = \frac{4\cos\alpha v_m R}{(2h+\sqrt{dh})\lambda S_{см} C_V}. \qquad (5.36)$$

Соотношение усилия R и площади площадки смятия породы передней гранью резца $S_{см}$ равно напряжению в породе σ, которое определяет интенсивность разрушения. С учетом этой зависимости формула (5.36) получит следующий вид:

$$v_p = \frac{4\cos\alpha v_m}{(2h+\sqrt{dh})\lambda C_V}\sigma = \frac{4Pv_m}{R(2h+\sqrt{dh})\lambda C_V}\sigma. \qquad (5.37)$$

Таким образом, при заданной глубине разрушения породы скорость перемещения резца может повышаться при более значительном осевом усилии, скорости образования трещины отрыва породы v_m и напряжения в ядре сжатия породы σ. Сдерживает рост скорости перемещения резца более значительное сопротивление породы разрушению, которое в формуле (5.37) получило отражение через влияние усилия $R = \sqrt{P^2 + F_m^2}$, жесткость горной породы C_V, коэффициент λ, определяющий влияние сдерживающих повышение v_m факторов. Глубина внедрения резца в породу h, а также размер резца d также оказались среди факторов, ограничивающих скорость перемещения резца при заданной глубине разрушения породы.

Если формулу (5.37) несколько упростить, используя зависимость (5.32), то получим:

$$v_p = \frac{v_m}{h_л \lambda C_V}\sigma, \qquad (5.38)$$

из которой следует, что глубина борозды разрушения равна:

$$h_л = \frac{v_m}{v_p \lambda C_V}\sigma. \qquad (5.39)$$

Механическая скорость бурения определяется формулой общего вида:

$$v_м = 60 h_л \omega n_p, \text{ [м/час]}, \qquad (5.40)$$

где ω – частота вращения бурового инструмента, мин$^{-1}$;

n_p – число резцов в линии резания на торце бурового инструмента.

С учетом формулы (5.39) выражение (5.40) получит следующий вид:

$$v_м = 60\frac{v_m}{v_p \lambda C_V}\sigma\omega n_p. \qquad (5.41)$$

В полученной формуле соотношение скоростей $\frac{v_m}{v_p}$ роста трещины и перемещения резца может приниматься равным 1 в случае если $v_m \geq v_p$. Если же скорость роста трещины v_m отстает от скорости перемещения резца, то вследствие роста сопротивления породы перемещению резца будет снижаться глубина внедрения резца в породу, что приведет к уменьшению расстояния аМ (рис. 5.34), а значит, и времени на формирование трещины вдоль линии аМ. То есть, при резании породы алмазным резцом соотношение $\frac{v_m}{v_p} \Rightarrow 1$, 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 $F_m = (F_p + F_{mp})$ (рис. 5.34), что приводит к увеличению угла α и к перемещению вверх ядра сжатия породы, что соответственно снижает глубину борозды разрушения (рис.5.35, а, б).

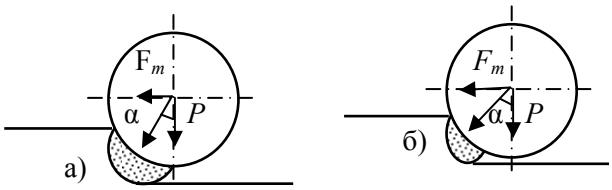


Рис. 5.35. Схемы для анализа процесса разрушения породы алмазным резцом при изменении усилия F_m

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 (5.30)]. 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:

$$h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P - F_m \cos\gamma_n \sin\gamma_n}{\pi p_ш (1 + tg\varphi)}}. \qquad (5.42)$$

Передний угол шарообразного резца зависит от глубины внедрения резца в породу:

$$\gamma_n = 90^\circ - 0{,}5 \arccos\frac{r - h}{r}. \qquad (5.43)$$

Таким образом, при изменении тангенциального усилия F_m изменяется глубина внедрения резца в породу и длина трещины отрыва породы аМ перед передней гранью резца.

В формуле (5.41) параметр напряжения в породе σ рекомендуется рассматривать в соответствии с формулой (2.44).

В данной формуле учтено влияние на процесс разрушения породы наличие дефектов в породе в виде трещин, а также трещин зоны предразрушения, 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 (5.41) 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. 5.34):

$$\sigma = \frac{R}{S_{см}} = \frac{4R}{\pi d h}. \qquad (5.44)$$

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 будет иметь форму многогранника, например, пирамиды. В этом случае, учитывая максимальные значения σ, будет эффективен многогранник, ориентированный острой гранью в направлении приложения разрушающего усилия.

Учитывая связь разрушающих напряжений в породе с наличием дефектов – генетических трещин и других дефектов структуры породы, наличие зоны предразрушения породы, а также возможную форму резца, на рис. 5.35 представлены кривые, показывающие связь разрушающих усилий с напряжениями в породе.

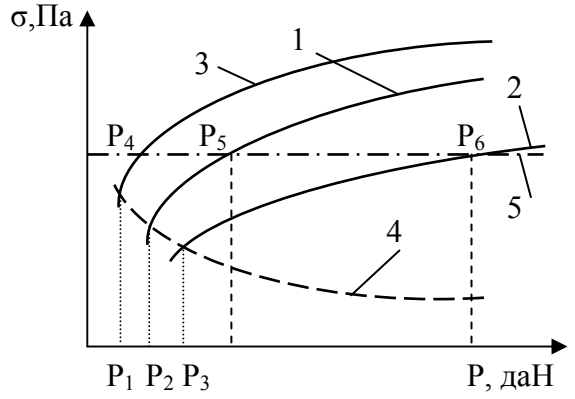


Рис. 5.36. Зависимости напряжений в породе от величины осевой нагрузки на инструмент с резцами: 1 – пирамидального; 2 – шарообразного; 3 – пирамидального, ориентированного острой гранью в направлении резания-скалывания; 4 – напряжения, достаточные для разрушения породы с учетом дефектов в породе и наличия зоны предразрушения; 5 – теоретические напряжения, полученные без учета наличия дефектов и зоны предразрушения в породе

Кривые 1, 2, 3 на рис. 5.36 показывают значения напряжений, создаваемые резцами различных форм, кривая 4 отражает величину разрушающего усилия σ (формула (2.44), 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 возрастает 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. В то же время 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 более эффективно при разрушении более пластичных и не самых

твердых горных пород, т.к. при подобном виде разрушения слабо реализуется раздавливание породы, именно та составляющая, которая обеспечивает формирование зоны предразрушения под действием сформировавшегося ядра сжатия породы. Поэтому 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 (рис. 5.33), также может рекомендоваться для бурения более твердых горных пород.

Если использовать зависимость (5.30), то можно получить несколько иную зависимость для определения механической скорости бурения алмазным буровым инструментом:

$$v_м = 15\frac{P_{ос}}{R}\left(2h + \sqrt{dh}\right)\omega n_p . \qquad (5.45)$$

Полученные формулы с различных сторон характеризуют процесс разрушения породы алмазными резцами. В то же время следует отметить, что параметр n_p не является очевидным, при всей кажущейся простоте его расчета.

Известно, что при бурении твердых пород алмазным буровым инструментом не все резцы задействованы в процессе разрушения.

В работе [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 коронок число контактирующих с забоем алмазов увеличивается до 70-80%. Следует отметить, что приведенные результаты получены по методу отпечатка торца коронок в пластичный металл, т.е. без вращения и работы коронки на забое, и поэтому могут использоваться для расчета числа контактирующих с породой алмазов только при ориентировочном расчете начальной осевой нагрузки.

В работе [7] изложены результаты экспериментальных работ изучения процесса разрушения алмазной коронкой оптического стекла, моделирующего горные породы VII-VIII категории по буримости, в режиме реального разрушения методом скоростной киносъемки. 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 количество, 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 (5.40). В данном случае возможны два основных варианта механизма углубки при условии равномерного выступания алмазных резцов из матрицы:

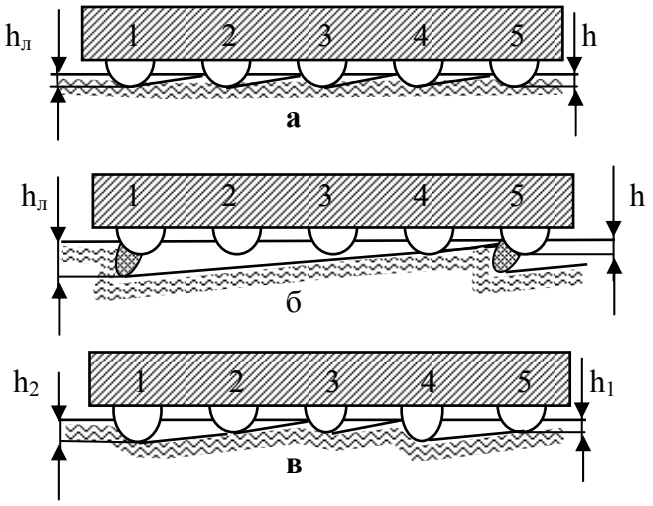


Рис. 5.37. Схемы углубки забоя скважины алмазным инструментом: а – при $h=h_л$ и равномерном выступании резцов из матрицы; б – $h_л > h$ и равномерном выступании резцов из матрицы; в – при $h=h_л$ и разновысотности алмазных резцов (неприработанная коронка)

- каждый резец обеспечивает разрушение горной породы на толщину слоя, который равен глубине внедрения резца в породу, т.е. $h=h_л$ (рис. 5.37, а);

- разрушение горной породы на определенную глубину обеспечивают некоторое количество лидирующих резцов, при этом слой разрушаемой породы превышает глубину внедрения этих резцов в породу, т.е. $h_л > h$ (рис. 5.37, б).

Возможны вариации приведенных основных механизмов углубки, если наблюдается разновысотность алмазных резцов. Например, возможен вариант, представленный на рис.5.37, в, при котором глубина внедрения алмазных резцов равняется глубине борозды разрушения $h=h_л$, но при условии разновысотности резцов. В этом случае активно работают алмазы с наибольшим выступанием из матрицы (резцы 1, 3, 4 на рис. 5.37, в), а алмазы, имеющие меньшую высоту выступания над матрицей, в работе не участвуют (резцы 2 и 5 на рис.5.37, 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 углубки, и полагая, что первый из них соответствует условиям разрушения менее твердых пород необработанными приостренными алмазными резцами, а второй условиям разрушения твердых и крепких горных пород полированными и

овализованными алмазами, определим число работающих алмазов при условии, что они имеет равную высоту выступания над матрицей.

Углубка за оборот коронкой при реализации первой схемы углубки (рис. 5.37, а) $h_{об} = N_0 \times h$, где N_0 – число алмазных резцов в линии резания на торце коронки.

В случае второй схемы углубки за один оборот коронка углубляется в забой на расстояние $h_{об} = n_p \times h_л$, где n_p – число активно работающих алмазов.

Из равенства $N_0\, h = n_p\, h_л$, определяем,

$$n_p = \frac{N_0 h}{h_л}. \qquad (5.46)$$

Таким образом, если для полированного и овализованного алмаза глубина борозды разрушения $h_л$ в 4-5 раз превышает глубину внедрения алмаза в породу h, то на разрушение породы работают только каждый четвертый или пятый алмазы. При $h = h_л$ 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 в глубинах 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 $h_л$ возрастает менее активно. Поэтому с ростом осевого усилия соотношение $h/h_л$ 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 (5.32) показывает, что в этом случае $h_л$ = 0,13 мм. Если повышение осевой нагрузки привело в увеличению глубины внедрения резца в 2 раза – до 0,2 мм , то $h_л$ будет равно 0,212 мм. В результате число работающих алмазных резцов в линии резания в первом случае будет $0{,}77N_0$, 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 формул:

$$v_м = 60\frac{v_m}{v_p \lambda C_V}\sigma\omega n_p = 60\frac{v_m}{v_p \lambda C_V}\omega\sigma\frac{N_0 h}{h_л},$$

где σ рассчитывается по формуле (2.44) $[\sigma] = \dfrac{E\varepsilon}{1+2\sqrt{\dfrac{2l}{a}}}\left[1-\dfrac{\alpha t \ln\dfrac{\tau}{\tau_0}}{3\varepsilon}\right]$,

h по зависимостям (5.42) и (5.43):

$$h = r - \sqrt{r^2 - \frac{P - F_m \cos\gamma_n \sin\gamma_n}{\pi p_ш (1 + tg\varphi)}}$$, где $\gamma_n = 90^0 - 0{,}5 \arccos\frac{r-h}{r}$,

а $h_л$ по формуле (5.32): $h_л = 0{,}25 \cos\alpha\left(2h + \sqrt{dh}\right)$.

С учетом формы резца напряжение σ может рассчитываться по формулам типа (5.44): $\sigma = \frac{R}{S_{см}} = \frac{4R}{\pi dh}$.

Сопоставление двух значений напряжений, представленных формулами (2.44) и (5.44), позволяет оценить влияние ряда факторов на глубину внедрения резца h:

$$h = \frac{12\sqrt{P^2 + F_m^2}\left(1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}\right)}{\pi dE\left(3\varepsilon - \alpha t \ln\frac{\tau}{\tau_0}\right)}. \qquad (5.47)$$

Из формулы (5.47) следует, что глубина внедрения резца повышается при нарастании силового сопровождения разрушения – осевой нагрузки P и тангенциального усилия F_m, размеров дефектов в породе в виде трещин длиной $2l$ (a – постоянная кристаллической решетки), коэффициента теплового расширения α элементов слагающих породу, температуры поверхностного слоя породы t и времени приложения разрушающей нагрузки τ (τ_0 – период колебаний атомов в твердом теле ~10^{-12}-10^{-13}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 ε, т.е. при повышении пластичности горной породы.

Зависимость (5.47) может использоваться для анализа влияющих факторов на процесс разрушения и расчета механической скорости бурения в соответствии с зависимостью (5.45).

Тангенциальное усилие F_m при разрушении горной породы алмазным резцом можно определить из выражения для определения крутящего момента:

$$M_{кр} = F_m R_и = \frac{N}{\omega}, \qquad (5.48)$$

где $R_и$ – средний радиус торца бурового инструмента, м;

N – мощность, затрачиваемая на разрушение породы, кВт;

ω – частота вращения инструмента, $с^{-1}$.

Используя выражение (4.4) для расчета мощности N из формулы (5.48), с учетом числа работающих алмазных резцов, получим выражение для расчета тангенциального усилия:

$$F_m = \frac{\mu_к P_{ос} h_л}{N_c h}, \qquad (5.49)$$

где $P_{ос}$ – осевая нагрузка на буровой инструмент, даН;

N_c – число алмазных резцов на торце бурового инструмента.

Угол α (рис. 5.34) равен: $\alpha = arctg\frac{F_m}{P}$, а с учетом выражения (5.49) $\alpha = arctg\frac{\mu_к h_л}{N_c h}$. Учитывая, что в соответствии с выражением (5.31) $\alpha = arctg\sqrt{\frac{h}{d}}$, можно получить зависимость $\frac{\mu_к h_л}{N_c h} = \sqrt{\frac{h}{d}}$.

Коэффициент сопротивления перемещению резцов включает две составляющие: коэффициент сопротивления породы разрушению $\mu_в$ и коэффициент трения резцов о породу f: $\mu_к = \mu_в + f$.

Для коронки коэффициент сопротивления $\mu_к$, тангенциальное усилие F_m и усилие F_p, затрачиваемое собственно на разрушение породы передней гранью резца, будут равны:

$$\mu_к = \mu_в + f = \frac{\sqrt{\frac{h}{d}} N_c h}{h_л}; \quad F_m = \mu_к P_{ос};$$

$$F_p = F_m - F_{тр} = P_{ос}(\mu_к - f) = P\frac{N_c h}{h_л}\left(\sqrt{\frac{h}{d}} - f\right), \qquad (5.50)$$

где $P_{ос}$ – осевая нагрузка на буровой инструмент, даН;

P – осевая нагрузка на алмазный резец, даН.

Для алмазного шарообразного резца коэффициент сопротивления $\mu_к$, тангенциальное усилие F_m и усилие F_p будут соответственно равны:

$$\mu_к = \mu_в + f = \sqrt{\frac{h}{d}}; \quad F_m = \mu_к P; F_p = F_m - F_{тр} = P(\mu_к - f) = P\left(\sqrt{\frac{h}{d}} - f\right). \qquad (5.51)$$

Усилие, затрачиваемое на скалывание породы передней гранью резца по линии аМ (рис. 5.34) можно определить из произведения площади скалываемой породы $S_{ск}$ на предел прочности породы на скалывание $\sigma_{ск}$. Площадь $S_{ск}$ рассчитывается из зависимости:

$$S_{ск} = \frac{\pi l^2}{2},$$

где l – длина трещины отрыва (аМ на рис. 5.34).

Усилие скалывания породы F_p, учитывая, что длина отрезка l=аМ (рис. 5.33), будет равна:

$$F_p = \frac{\pi\left(h + 0{,}25\sqrt{dh}\right)^2}{2tg\gamma_{ск}}\sigma_{ск} \qquad (5.52)$$

где $\gamma_{ск}$ – угол скалывания породы перед передней гранью резца (рис. 5.34), градус.

Таким образом, тангенциальное усилие, равное сумме (F_p+$F_{тр}$) с учетом числа работающих на разрушение алмазных резцов n_p, будет равно:

$$F_m = \frac{\pi\left(h + 0{,}25\sqrt{dh}\right)^2 n_p}{2tg\gamma_{ск}}\sigma_{ск} + P_{ос} f \ . \qquad (5.53)$$

Из формулы (5.53) следует, что тангенциальное усилие зависит от глубины внедрения резцов в породу [см. формулу (5.42)], прочностных характеристик горной породы – твердости, предела прочности на скалывание, коэффициента внутреннего трения, числа работающих на разрушение резцов, силы трения резцов о породу.

С повышением осевого усилия тангенциальное усилие резко увеличивается, прежде всего, за счет повышения силы трения, а также глубины внедрения резцов в породу.

С повышением 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 $\mu_к$ с учетом формулы (5.53) будет равен:

$$\mu_к = \mu_в + f = \frac{\pi\left(h + 0{,}25\sqrt{dh}\right)^2 n_p}{2tg\gamma_{ск} P_{ос}}\sigma_{ск} + f \ . \qquad (5.54)$$

Коэффициент сопротивления $\mu_к$ 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 $\mu_к$, по различным данным, изменяется в пределах 0,02-0,6, а наиболее часто при бурении алмазным инструментом соответствует интервалу величин 0,22-0,31 [3, 4, 10].

При этом значения $\mu_к$= 0,02-0,15 соответствуют условиям заполирования алмазов, а значения $\mu_к$ = 0,4-0,6 условиям интенсивного термомеханического разрушения резцов и матриц алмазного инструмента.

Таким образом, условия эффективного разрушения горных пород алмазным инструментом ограничиваются диапазоном $\mu_к$ = 0,15-0,4.

В соответствии с выражением (5.51) условия заполирования алмазного резца наступают 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 $n_c = n_p Z = N_c \frac{h}{h_л}$, где Z – число линий резания на торце коронки, предельными, по условиям эксплуатации, будут следующие значения глубины внедрения резцов алмазного инструмента:

$$h = \frac{\mu_к^2 d}{n_c}, \text{ если } h_л > h \text{ и } h = \frac{\mu_к^2 d}{N_c}, \text{ если } h_л = h.$$

Коэффициент сопротивления $\mu_к$ пропорционален величине углубления инструмента в породу за оборот и механической скорости бурения (см. рис. 4.15). Например, данные, приведенные в работе [10], свидетельствуют о наличии пропорциональной зависимости, которая выражается формулой $\mu_к = 0{,}135 + 0{,}0285\ v_м$. При этом с увеличением частоты вращения коэффициент сопротивления $\mu_к$ несколько снижается (см. рис. 4.14), а с повышением осевой нагрузки возрастает.

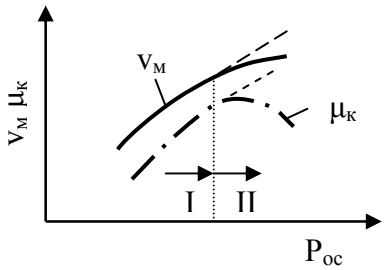


Рис. 5.38. Графики, поясняющие связь механической скорости бурения и коэффициента сопротивления вращению инструмента на забое

Установленная связь коэффициента сопротивления, а значит крутящего момента и затрат мощности на разрушение породы, позволяет определять условия недостаточной очистки забоя от шлама (рис. 5.38).

Так, например, если рост механической скорости бурения сопровождается ростом затрат мощности на разрушение, крутящего момента и коэффициента сопротивления разрушению, то шлам удаляется с забоя своевременно в полной мере (зона I на рис. 5.38) .

Если же прирост механической скорости бурения сопровождается снижением мощности, крутящего момента и коэффициента сопротивления на разрушение (зона II на рис. 5.38), 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 $\mu_к$ вызвано тем, что скапливающийся под торцом шлам исполняет роль опоры скольжения, снижая сопротивление вращению бурового инструмента.

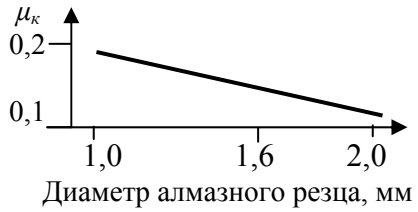


Рис. 5.39. Зависимость коэффициента сопротивления $\mu_к$ от размера алмазных резцов

Как следует из зависимостей (5.50) и (5.51) на коэффициент сопротивления $\mu_к$, а значит, и энергоемкость разрушения породы влияет размер алмазных резцов.

На рис. 5.39 [9] приведены результаты эксперимента, в котором опытным путем оценено влияние этого фактора на величину

коэффициента сопротивления $\mu_к$. 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].

При бурении гранита [10] энергоемкость бурения импрегнированными коронками 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 росту диаметра, с увеличением толщины матрицы пропорционально приросту площади торца, если сохраняется удельная контактная нагрузка на породу.

5.3.4. 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$^{-1}$

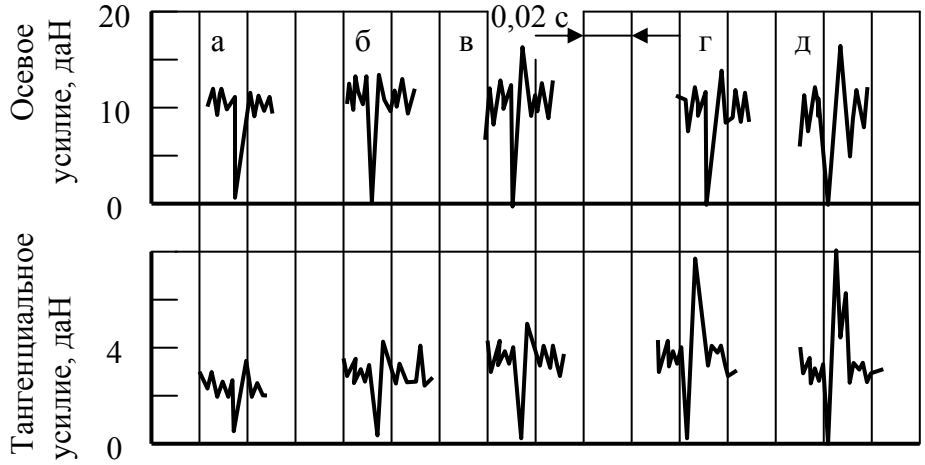


Рис. 5.40. Осциллограммы микроударов алмаза при пересечении трещины при различной глубине резания альбитофира (твердость 2760 МПа, коэффициент пластичности 1,5) при различной глубине резания, мм: а – 0,05; б – 0,75; в – 0,1; г – 0,13; д – 0,15

алмазная коронка претерпевает от 3,3 до 13,3 колебания в секунду [14]. Колебания инструмента приводят к динамическим нагрузкам на алмазы. Исследования динамических усилий, возникающих при разрушении горной породы единичным алмазом, показали [14], 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. 5.40) 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 упруго-хрупкой породы индентором, записанного прибором УМГП при определении твердости горной породы (рис. 3.3).

При этом рассмотрение каждого отдельного импульса на осциллограмме (рис. 5.40) 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.

Таблица 5.5

Зависимость изменения характеристик микроудара алмаза по горной породе от нагрузки и скорости резания [14]

Частота вращения, мин$^{-1}$	Осевая нагрузка, даН			Тангенциальное усилие, даН			Импульс силы при пересечении трещины, даН		Продолжительность импульса, с
	min	max	импульс силы, даН	min	max	импульс силы, даН	осевая сила, даН	тангенциальное усилие, 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

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_n

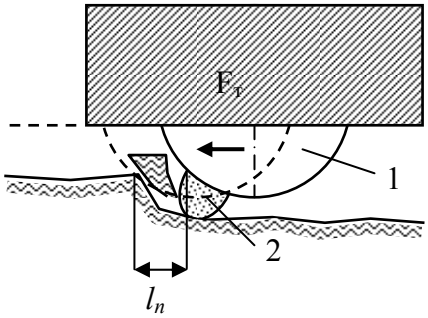


Рис. 5.41. Схема работы алмазного резца

может проходить вхолостую, а затем, достигнув неразрушенной породы на пути своего движения, вновь сталкивается с породой, испытывая при этом динамические нагрузки (рис. 5.41).

Таким образом, в твердых упруго-хрупких и хрупких породах разрушение происходит циклически: микроудар – холостой ход – микроудар – холостой ход и т.д.

В табл. 5.5 приведено соотношение динамических и тангенциальных и осевых усилий разрушения, а также импульс силы при разрушении хрупкого мигматита (твердость 3000 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 внедрения алмаза в породу (рис. 5.40).

На рис. 5.40 приведены осциллограммы микроударов в момент пересечения алмазом открытой трещины при различной глубине внедрения алмаза в породу – альбитофир. 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 [14].

На рис. 5.42 приведены осциллограммы резания-скалывания габбро, альбитофира и перидотита твердостью соответственно 4360, 2760 и 2060 МПа [14].

Из приведенных данных 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.

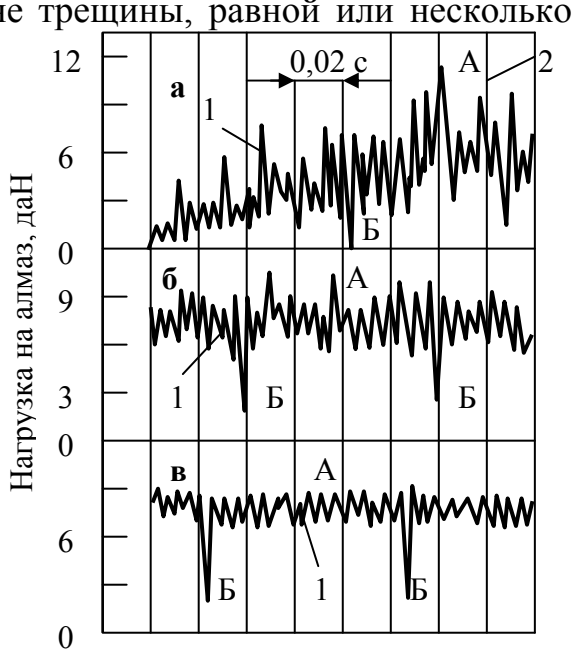


Рис. 5.42. Осцилограммы усилий резания габбро (а), альбитофира (б) и перидотита (в): 1 – осевое усилие; 2 – отметка времени; А – момент работы алмаза по разрушению монолита; Б – момент пересечения алмазом трещины

Наличие трещины (импульсы Б на рис. 5.42) приводит к значительным перегрузкам на резец, которые особенно заметны на фоне незначительных динамических колебаний осевого и тангенциального усилий при разрушении перидотита (рис. 5.42, в).

Работа, затрачиваемая на деформацию алмаза в момент микроудара, может определяться зависимостью [14]:

$$A_{уд} = 0{,}5 P_{об} v \Delta t \,, \qquad (5.55)$$

где $P_{об}$ – суммарное усилие, действующее на алмаз, даН;

v – скорость перемещения резца по горной породы, м/с;

Δt – 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 (5.49) и (5.53).

Полученные зависимости (5.49) и (5.53) можно заменить значением тангенциального усилия, рассчитанного с использованием имеющихся данных (табл.5.2-5.4), в соответствии с формулой $F_m = tg\alpha \quad P$, где α – угол между векторами осевой и результирующей сил, действующих при работе резца (см. рис. 5.33).

В соответствии с данными из табл.5.2-5.4 угол α (рис. 5.33) 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^{0}-26^{0}, при бурении твердых и крепких пород 7°-8°.

Таким образом, полированный алмаз будет более устойчив при работе по трещиноватым породам, т.к. при прочих равных условиях на него будет действовать меньшее горизонтальное усилие, вызывающее микроудар.

Скорость перемещения алмаза равна:

$$v = \frac{\pi D_m \omega}{60} \,, \qquad (5.56)$$

где D_m – диаметр окружности, по которой движется алмаз по забою скважины, м;

ω – частота вращения бурового инструмента, $с^{-1}$;

Из формулы (5.56) 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 показывает, что при бурении трещиноватых пород наиболее типичным является образование фаски именно на внешнем контуре алмазосодержащей матрицы.

По данным, приведенным в работе [14], 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 (5.56): $\omega = \frac{v60}{\pi D_m}$.

Горная порода является диссипативной системой, что приводит к поглощению энергии ударного столкновения алмаза и породы. Влияние диссипативных свойств породы можно учесть через коэффициент внутреннего трения горной породы, который равен $tg\varphi$.

✓ **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, будет равна:

$$A_{уд} = 0{,}026 tg\alpha tg\varphi \; PD\omega\Delta t \,, \qquad (5.57)$$

где P – осевая нагрузка на алмаз, даН;

Выразив в формуле (5.57) нагрузку на алмаз через общую нагрузку на буровой инструмент $P_{ос} = P \times N_c$, где N_c – число торцевых алмазов, можно получить формулу для расчета предельного, по условию прочности алмазов, значения частоты вращения коронки:

$$\omega_{пт} = \frac{A_{уд} N_c}{0{,}026 k tg\alpha tg\varphi_n D P_{ос} \Delta t}, \qquad (5.58)$$

где $A_{уд}$ – 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 $A_{уд}$ = 0,14-0,2 Дж [14].

Число работающих на разрушение породы алмазов n_p определим по формуле (5.46), 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 (5.58) будет выглядеть следующим образом:

$$\omega_{пт} = \frac{A_{уд} n_p}{0{,}026 k tg\alpha tg\varphi \; D P_{ос} \Delta t}, \qquad (5.59)$$

где n_p – число алмазных резцов, активно работающих на разрушение породы [определяется по формуле (5.46)].

❖ Пример. Рассчитать предельную частоту вращения алмазной коронки диаметром 59 мм при бурении трещиноватой породы твердостью 2700 МПа, числе торцевых алмазов 150. Запас прочности для алмаза k=2, $P_{ос}$=10000 Н, начальная частота вращения 700 мин$^{-1}$. Угол внутреннего трения породы φ= 25 градусов.

Для частоты вращения 700 мин$^{-1}$ Δt = 0,02 с.

Для полированного алмаза угол α=10°, $A_{уд}$=0,2 Дж, а для необработанного алмаза α=25°, $A_{уд}$=0,14 Дж.

Рассчитаем допустимую частоту вращения для коронки с полированными алмазами:

$$\omega_{пт} = \frac{0{,}2 \times 0{,}8 \times 150}{0{,}026 \times 2 \times tg10 \times tg25 \times 0{,}059 \times 10000 \times 0{,}02} = 477 \text{ мин}^{-1}.$$

Рассчитаем допустимую частоту вращения для коронки с необработанными алмазами:

$$\omega_{пт} = \frac{0{,}14 \times 0{,}8 \times 150}{0{,}026 \times 2 \times tg25 \times tg25 \times 0{,}059 \times 10000 \times 0{,}02} = 126 \text{ мин}^{-1}.$$

Поскольку Δt принято для ω=700 мин$^{-1}$, расчет следует повторить для ω, равной 477 и 126 мин$^{-1}$, для которых Δt равняется 0,02 и 0,03 соответственно. Значит, $\omega_{пт}$ для полированного алмаза не изменится, а для необработанного составит 84 мин$^{-1}$.

Без учета запаса прочности алмаза предельные значения частоты вращения для коронки, оснащенной полированными алмазами, будет равна 954, а для коронки оснащенной низкосортными необработанными алмазами 168 мин$^{-1}$.

Таким образом, возможен определенный предел частоты вращения коронки при бурении трещиноватых горных пород. При этом более стойкими к повышенному износу будут коронки, армированные более прочными полированными алмазами, коронки, оснащенные более мелкими резцами, которые более прочны и в большем количестве формируют вооружение коронки. В то же время из формул (5.55) и (5.59) следует, что динамическая нагрузка на алмазы возрастает не пропорционально повышению частоты вращения, т.к. при росте линейной скорости перемещения алмазного резца снижается длительность ударного импульса Δt 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, и 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. 5.43). При подходе резца к трещине наблюдается расширение и углубление борозды разрушения в 1,5-2 раза.

Таким образом, наличие трещин способствует разрушению горной породы. Степень понижения прочности забоя скважины определяется размером

трещины, их количеством на единице площади забоя и ориентацией трещин по отношению к забою скважины.

В то же время работа резца, пересекающего трещину, как уже отмечено выше, носит чрезвычайно динамический характер, поскольку скол породы при подходе к трещине обеспечивает резцу «пробег» на интервале l_m без какого-либо сопротивления до противоположного борта трещины (рис. 5.43, а), 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. 5.43, а), или, если плоскость трещины наклонена по направлению движения резца (рис. 5.43, б). В случае, если плоскость трещины ориентирована в направлении перемещения резца, динамический характер работы резца будет несколько снижен (рис. 5.43, в), поскольку резец пересекает трещину по касательной.

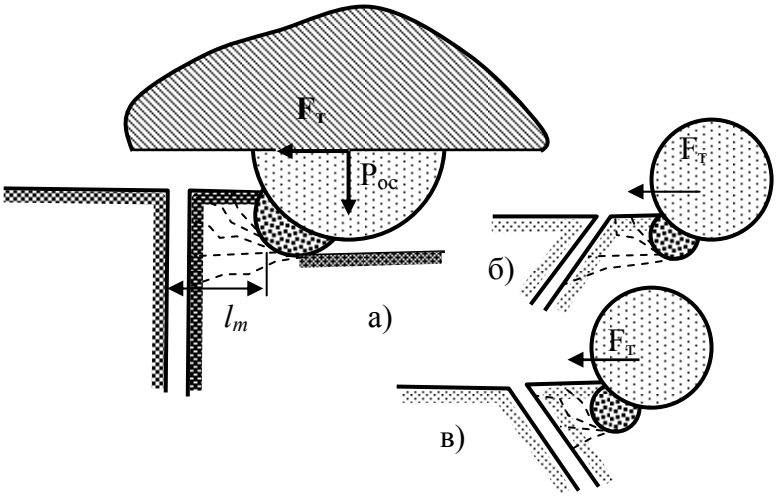


Рис. 5.43. Схемы, поясняющие процесс разрушения породы резцом перед трещиной

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 (5.59)] при пересечении ими трещин с учетом количества или размеров самих трещин.

5.3.5. 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. 5.44). 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.

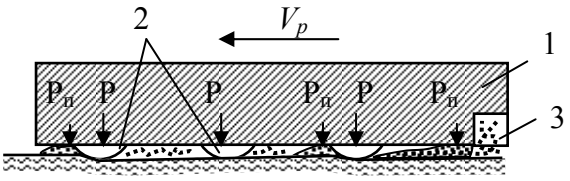


Рис. 5.44. Схема работы алмазной коронки с учетом влияния образующегося при разрушении породы шлама: 1 – матрица; 2 – алмазы; 3 – промывочное окно в матрице

Снижение механической скорости бурения связано с тем, что передаваемая на алмазную коронку осевая нагрузка $P_{ос}$ в процессе бурения распределяется между алмазными зернами P и породой $P_п$ через матрицу и шлам (рис. 5.44). В результате шлам играет существенную роль при разрушении породы, ограничивая проникновение алмазов в породу. Таким образом, глубина внедрения алмаза в породу h, рассчитанная, например, по формуле (5.42) будет меньше на некоторую величину ζ, которая определяется высотой шламовой подушки $H_ш$ и зазором между матрицей коронки и забоем $H_м$: $\zeta=(H_ш - H_м)$.

Внедрение в породу с учетом наличия шлама под коронкой, будет определяться зависимостью:

$$h_ш = h - (H_ш - H_м).$$

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, 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 глубины 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. Большее обнажение и больший 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 различный 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 различную 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.

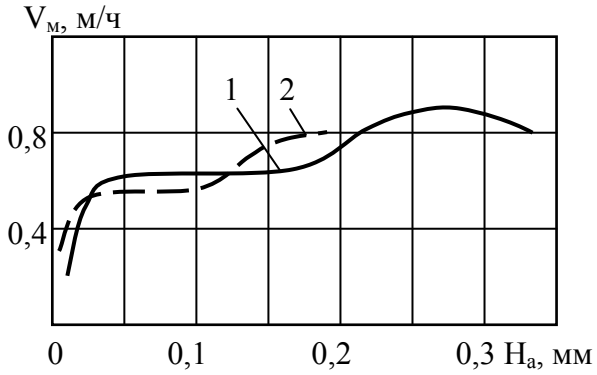


Рис. 5.45. Зависимость механической скорости от величины выпуска алмазов из матрицы при бурении пород: 1 – IX, X категорий по буримости коронками с алмазами зернистостью 20-30 шт./ карат; 2 – X категории по буримости коронками зернистостью 60-90 шт./ карат

В работе [14] приведены результаты исследований влияния выпуска алмазов из матрицы на механическую скорость бурения (рис. 5.45).

Графики на рис. 5.45 указывают 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, тем не менее, 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 усталостно-поверхностного 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, т.к. 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. 5.46). 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 скапливающего 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.

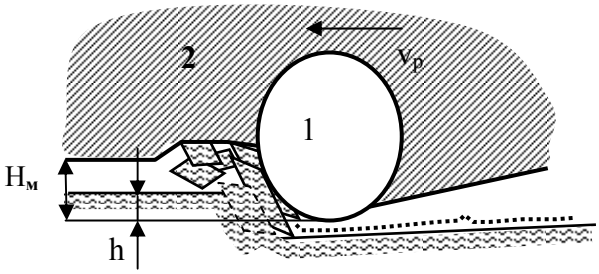


Рис. 5.46. Схема разрушения горных пород алмазом при малом выпуске из матрицы: 1 – алмаз; 2 – матрица

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 работе [3] приведена зависимость для определения возможной максимальной механической скорости бурения алмазной коронкой:

$$v_м = 0{,}06\omega H_м \frac{A_c}{A_з}, \qquad (5.60)$$

где ω – частота вращения инструмента;

$H_м$ – межконтактный зазор между матрицей коронки и забоем;

A_c, $A_з$ – площади торца коронки и забоя скважины соответственно.

Из данной формулы следует пропорциональная зависимость скорости бурения от величины межконтактного зазора.

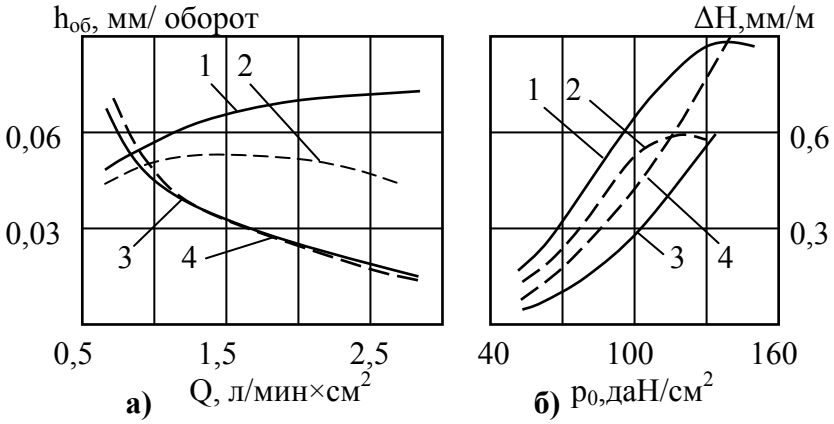


Рис. 5.47. Зависимости углубки за один оборот $h_{об}$ (кривые 1, 2) и износа матрицы по высоте ΔH (кривые 3, 4) от удельных расхода промывочной жидкости (а) и осевой нагрузки (б) при бурении заточенными (кривые 1, 4) и незаточенными коронками (кривые 2, 3)

Для эффективной работы алмазной коронки необходимо, чтобы углубка за оборот была оптимальной 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 появляются лучшие условия для ускоренного выноса продуктов разрушения с забоя и внедрения алмазов в породу.

В работе [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. 5.47, а, б).

Как следует из полученных данных, при бурении заточенными алмазными коронками достигнуты более высокая углубка за оборот и существенно меньший износ матрицы по высоте. При этом при повышении расхода промывочной жидкости износ матрицы снижается, углубка за оборот увеличивается до определенных пределов, а затем снижается (рис. 5.47, а).

Более интенсивно углубка за оборот увеличивается при бурении заточенными коронками. Снижение углубки 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 работе [6] рекомендованы зависимости для расчета оптимальных значений количества подаваемой промывочной жидкости $Q_з$ и осевой нагрузки $P_з$ при бурении заточенными алмазными коронками в сравнении со значениями количества жидкости $Q_н$ и осевой нагрузкой $P_н$, применяемых при бурении незаточенными коронками:

$$Q_з = \left(\frac{h_{обз}}{h_{обн}}\right)^2 Q_н ; P_з = \sqrt{\frac{h_{обз}}{h_{обн}}} P_н ,$$

где $h_{обз}$, $h_{обн}$ – углубка за оборот заточенными и не заточенными коронками соответственно.

Оптимальная углубка за оборот, по данным эксперимента, составляет ~ 0,5 от величины выпуска алмазов из матрицы.

5.3.6. Влияние сил трения и 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 850-1000°, без доступа кислорода графитизация алмаза начинается при температуре 1000-1500°. 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, т.к. 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, повышенному их износу. Установлено, что алмазы теряют до 30% своей твердости и износостойкости при температуре 600° и выше. Температура нагрева бурового алмазного инструмента равная 600°, 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 работы полированных алмазов в сравнении с необработанными. Наряду с уменьшением затрат мощности на разрушение горных пород, уменьшение 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.

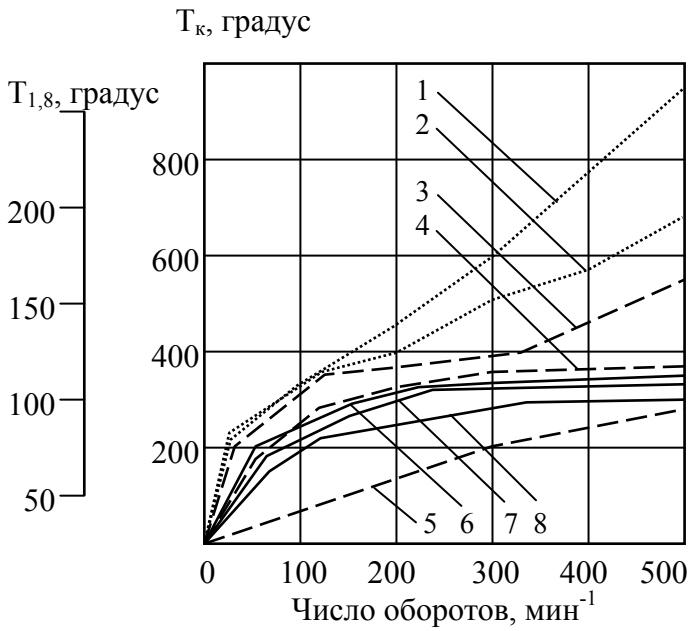


Рис. 5.48. Зависимость температуры алмаза от скорости резания габбро: $T_к$ – температура на контакте алмаза с породой; $T_{1,8}$ – температура на расстоянии 1,8 мм от точки контакта; 1, 2 – резание без охлаждения при подаче, мм – 0,14 и 0,09; 3, 4, 5 – охлаждение 1% эмульсией при подаче, мм – 0,085; 0,065; 0,025; 6, 7, 8 – охлаждение водой при подаче 0,15; 0,1; 0,06 мм

Сравнительные испытания коронок, оснащенных полированными и необработанными алмазами, показывают, что полированные алмазы способны обеспечивать в два раза более высокий ресурс коронок, чем дробленые [14].

Экспериментальные работы по оценке температурного 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. 5.48 приведены экспериментально полученные

зависимости температуры алмаза при резании единичным алмазом габбро [14]. Из представленных данных следует, что увеличение скорости резания и подачи резко повышают 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 (глава 3, рис. 3.11 и 3.12) и еще раз подтверждает, что вода обладает более высокой охлаждающей способностью в сравнении с различными водными, в частности, глинистыми растворами.

Замеры температуры алмаза на контакте с породой и на удалении от него на расстояние 1,8 мм показало значительную разность температур, при этом эта разность максимальна при охлаждении алмаза водой.

Исследования показывают [14], что между твердостью горных пород и температурой резцов существует тесная корреляционная связь, которая соответствует прямо пропорциональной зависимости. Например, повышение 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$^{-1}$ 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 мм. На расстоянии 0,5 мм от торца матрицы температура не превышает 80° С [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°С (при температуре охлаждающей жидкости +5° С). 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 повышению 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 минуты [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]:

$$N_{пр} = \frac{K_o}{K_н}(t_a - t_o)10^{-3}, \qquad (5.61)$$

где K_o – показатель интенсивности теплообмена коронки с очистным агентом, Вт/°С;

$K_н$ – коэффициент нагрева коронки, характеризующий распределение теплового потока, генерируемого на забое, в буримую породу и коронку ($K_н$=0,87-0,93);

t_a – тепловая стойкость алмазов, градус;

t_o – температура очистного агента, градус.

Зависимость (5.60) позволяет установить предельные значения параметров режима бурения по температурному фактору. Сопоставляя зависимости (4.4) и (5.60) получим соотношение:

$$\frac{K_o}{K_н}(t_a - t_o)10^{-3} \geq \frac{\mu_к P_{ос} R\omega}{97,5}, \qquad (5.62)$$

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 $N_{пр}$ 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 $N_{пр}$: при работе с водой она на порядок выше, чем при бурении с воздухом.

Размер бурового инструмента также влияет на величину $N_{пр}$: для однослойных коронок 59 мм предел мощности больше, чем для подобных коронок диаметром 76 мм, что следует из выше 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 зависимости для расчета температуры нагрева торца бурового инструмента

$$t_m = \frac{K_н N}{0{,}5\pi\sqrt{(\alpha_н D_н + \alpha_{вн} d_в)\lambda_к (D_н^2 - d_в^2)}} + \frac{K_н N}{2Gc} + \chi H + t_п, \qquad (5.63)$$

где N – мощность, подведенная для разрушения породы на забое, Вт;

$\alpha_н, \alpha_{вн}$ – коэффициенты теплоотдачи между коронкой и стенкой скважины и между коронкой и керном соответственно, Вт/ (м^2 × градус);

$D_н$, $d_{вн}$ – наружный и внутренний диаметры коронки, м;

$\lambda_к$ – коэффициент теплопроводности материала коронки, Вт/ (м ×градус) – для сталей 35 и 45 $\lambda_к$=45-50 Вт/ м × градус;

G – массовый расход очистного агента, кг/с;

c – удельная массовая теплоемкость очистного агента, Дж/(кг × градус);

χ – геотермический градиент, градус × м (для различных регионов Земли χ = 0,05-0,25^{0}С/м, для районов с наличием вечной мерзлоты χ = 0,02°С/м);

H – глубина скважины, м;

$t_п$ – температура породы у поверхности, градус.

Коэффициенты $\alpha_н, \alpha_{вн}$, в зависимости от типа очистного агента, рассчитываются по следующим формулам [19]:

- при промывке водой $\alpha_н, \alpha_{вн} = 0{,}021\,\mathrm{Re}^{0{,}8}\left(\frac{\upsilon}{a}\right)^{0{,}43}\frac{\lambda}{D_э}$,

где Re – параметр Рейнольдса, равный $\frac{vD_э}{\upsilon}$;

υ – кинематическая вязкость очистного агента, м^2/с;

a – коэффициент температуропроводности промывочного агента, м^2/с;

v – скорость потока очистного агента, м/с;

λ – коэффициент теплопроводности очистного агента при средней температуре в скважине, Вт/м×градус;

$D_э$ – 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 (5.61) [7, 19]:

$$t_a = \frac{K_н N}{K_o} + t_o\,. \qquad (5.64)$$

Коэффициент $К_о$ можно ориентировочно рассчитать из формулы [7]:

$$K_o = \frac{\lambda_a f_a m}{1 - \frac{f_a}{f_m}}, \qquad (5.65)$$

где λ_a – теплопроводность алмазов (146,5), Вт/ (м ×градус);

f_a, f_m – площади поперченных сечений соответственно контактов алмазов с породой и матрицы коронки, м^2;

m – коэффициент, вычисляемый по формуле [7] $\sqrt{\frac{\alpha П_a}{f_a \lambda_a}}$;

$П_a$ – периметр алмазных зерен на уровне контакта их с забоем, м;

α – коэффициент теплоотдачи на поверхности коронки, Вт/(м^2×градус).

Средняя площадь контакта алмазов с забоем определяется по зависимости [19]

$$f_a = \pi \frac{d_a}{2}\left(h + \frac{d_a}{4}\right) z_m, \qquad (5.66)$$

где d_a – средний условный диаметр объемных алмазов, м;

h – глубина внедрения объемных алмазов в породу (для практических ориентировочных расчетов можно принять $h = 0{,}01 d_a$);

z_m – число одновременно контактирующих с забоем объемных алмазов. Для расчетов для однослойных коронок принимается z_m = ⅔ от общего числа объемных алмазов, для импрегнированных $z_m \approx$½ 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

$$f_м = 0{,}785(D_н^2 - d_{вн}^2) - blk, \qquad (5.67)$$

где l , b, k – длина, ширина и число промывочных каналов, м;

Периметр алмазных зерен на уровне их контакта с забоем определяется по зависимости

$$П_a = \pi \frac{2\sqrt{d_a h} + d_a}{2} z_m. \qquad (5.68)$$

При расчетах теплоотдачи следует учитывать скорость движения потока очистного агента в промывочных каналах, которая может рассчитываться по формуле:

$$v = \frac{Q}{bH_k k}, \qquad (5.69)$$

где Q – расход очистного агента, л/мин;

H_k – глубина промывочного канала, м;

❖ Пример [19]. Рассчитать температуру объемных алмазов однослойной коронки (зернистость алмазов 20-30 шт./карат, поэтому диаметр алмазных зерен $2{,}25\times10^{-3}$ 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_{oc}= 1000 даН, ω=600 мин$^{-1}$, расход жидкости 40 л/мин. Горные породы IX кат. по буримости. Температура промывочной жидкости 15° С.

Средняя площадь контакта алмазов будет равна:

$$f_a = 3{,}14\times\frac{2{,}25\times10^{-3}}{2}\left(0{,}01\times2{,}25\times10^{-3}+\frac{2{,}25\times10^{-3}}{4}\right)\times\frac{2}{3}\times(20\div30)\times8 = 274{,}8\times10^{-6}\,\text{м}^2.$$

Площадь поперечного сечения матрицы

$$f_м = 0{,}785\left(0{,}076^2-0{,}059^2\right)-0{,}008\times0{,}0085\times6 = 1{,}39\times10^{-3}\,\text{м}^2.$$

Периметр $П_а$ будет равен

$$П_a = 3{,}14\frac{2\sqrt{2{,}25\times10^{-3}\times0{,}01\times2{,}25\times10^{-5}}+2{,}25\times10^{-3}}{2}\times\frac{2}{3}\times25\times8 = 0{,}564\,\text{м}.$$

Для расчета коэффициента теплоотдачи рассчитаем скорость потока очистного агента в промывочных каналах

$$v = \frac{40\times10^{-3}}{60\times0{,}008\times6\times0{,}004} = 3{,}47\,\text{м/с}.$$

Число Re составит $\text{Re} = \dfrac{3{,}47\times2{,}7\times10^{-3}}{1\times10^{-6}}9369.$

Коэффициент теплоотдачи будет равен $\alpha = 0{,}021\times9369^{0{,}8}\times9{,}53^{0{,}43}\times\dfrac{0{,}573}{2{,}7\times10^{-3}} = 17432$.

Рассчитаем коэффициент m: $m = \sqrt{\dfrac{17431\times0{,}564}{274{,}8\times146{,}5\times10^{-6}}} = 494.$

С учетом полученного значения коэффициента m коэффициент интенсивности теплообмена K_o будет равен

$$K_o = \frac{146{,}5\times274{,}8\times10^{-3}\times494}{1-\dfrac{274{,}8\times10^{-3}}{1{,}39\times10^{-3}}} = 25.$$

Рассчитаем значение мощности, затрачиваемой на забое при работе коронки:

$$N = 2\times10^{-4}\times1000\times600\times\frac{0{,}076+0{,}059}{2} = 8{,}1\ \text{кВт}.$$

В результате по формуле (5.64) определяем температуру алмазных резцов

$$t_a = \frac{8100\times0{,}9}{24{,}75}+15^0 = 310^\circ C.$$

Из полученного значения температуры следует, что алмазные резцы работают в нормальных, далеких от экстремальных значений температур, условиях.

5.3.7. Заполирование алмазов в буровых коронках

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 осуществляют его царапание. Это явление может проявиться только в условиях очень высокой температуры алмаза, т.к. твердость алмаза существенно выше любого минерала.

Исследования поверхностей изношенных алмазных резцов показывают 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 поверхности микроскопических осколков алмаза, после чего поверхность алмаза становится шероховатой.

Аллювиальный износ алмаза может проявляться при бурении твердых и трещиноватых горных пород, при разрушении которых возможны значительные ударные нагрузки. 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 алмазом и поверхностью разрушаемого и химически активного, по отношению к алмазу, минерала. Например, вероятна диффузия между алмазом и кварцем и, таким образом, 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 различных 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. Заполированию алмазов способствует микро- и мелкозернистая структура и массивная текстура пород, пониженное содержание слюд, округлая форма зерен минералов, наличие в породе

двуокиси кремния (SiO_2), средняя и ниже средней абразивность, малая пористость породы [3].

При бурении таких горных пород заглубление алмаза в породу минимально, а внедрение в породу носит циклический динамический характер, при котором вероятны микроудары. Иллюстрацией динамического характера разрушения твердой упруго-хрупкой породы может служить диаграмма деформации, представленная на рис. 3.3, а и осциллограммы колебаний усилий разрушения на рис. 5.40 и 5.42. Разрушение пластичных пород (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% 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 горных пород, вызывающих заполирование алмазов. В то же время, в этом случае, возможен повышенный расход алмазов на бурение. Изучение поверхности алмаза, работавшего под влиянием эмульсии, показывает резкое проступание на поверхности алмаза линий спайности и микротрещин. Наблюдаемое различие в характере поверхностей определено активным воздействием ПАВ на поверхностный слой алмазов.

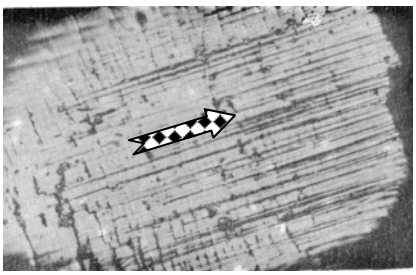


Рис. 5.49. Поверхность заполированного алмаза

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. 5.49). Следует отметить, что линии скольжения более явно проступают (более глубоки) со стороны передней части резца. Очевидно, что передняя часть резца более нагружена и перегрета.

Интенсивность заполирования алмазов при бурении снижается при повышении осевой нагрузки и применении растворов с ПАВ. Повышение частоты вращения коронки приводит к повышению 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 коронок, а также растворы с ПАВ.

Для бурения могут рекомендоваться буровые коронки с более мелкими алмазными резцами, например, импрегнированные, с уменьшенной площадью торца тонкоматричные и (или) коронки с уменьшенной твердостью матриц. Это направление будет особенно эффективно при бурении снарядами со съемным керноприемником (ССК).

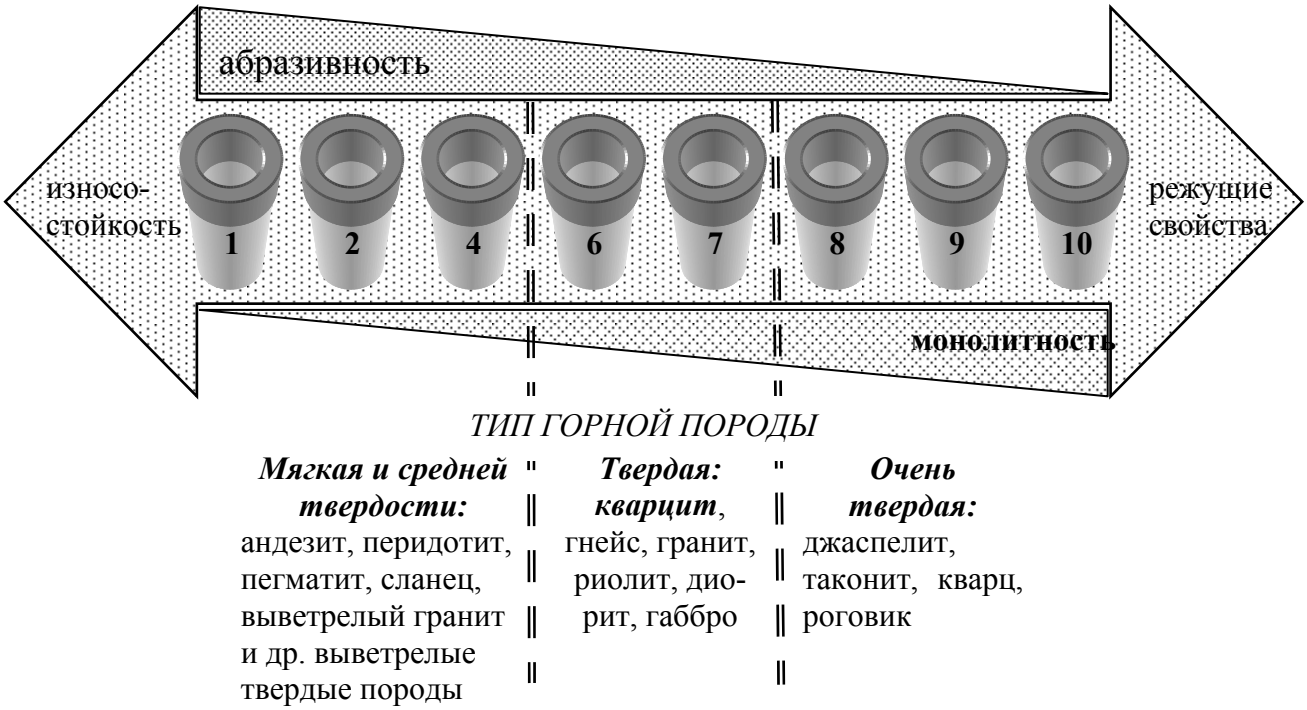
Компанией *Boart Longyear* выпускаются импрегнированные коронки типа *Alpha Bit* восьми типов, отличающиеся твердостью матриц.

В соответствии с предложенной компанией технологической схемой (рис. 5.50). производится подбор коронок, наиболее соответствующей свойствам горных пород – , прежде всего, абразивности и твердости. Стандартный ряд коронок этой компании усилен версиями коронок с более выраженной вариацией параметров для бурения абразивных и трещиноватых твердых пород – версия *Abrasive,* и для бурения очень твердых, но не абразивных пород – версия *Competent*.

Предложенная номенклатура коронок позволяет успешно подбирать наиболее приемлемый для условий бурения тип коронки и избегать, в том числе, заполирования коронок.

При бурении твердых, но малоабразивных пород будут эффективны также коронки, создающие на забое при бурении свободные поверхности – уступы и конусы. К таким коронкам можно отнести так называемые гребешковые коронки, плоский торец которых выполнен в виде концентрических конусных поверхностей, с размещенными на них мелкими алмазными резцами (W-профиль).

Для снижения заполирования коронок, особенно в условиях, когда существенное повышение осевой нагрузки невозможно по условию прочности бурильной колонны (трубы ССК, ЛБТН), рекомендуется применять при алмазном бурении высокочастотные гидроударники. Наложение ударных импульсов способствует интенсификации разрушения твердых и хрупких горных пород и снижает интенсивность заполирования алмазных коронок.



1.Коронки с матрицами от 6 до 10 серии могут изготавливаться с дополнительными каналами на торце (*Express*) и с 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 стандартной серии 6, 7, 8, 9 и 10 изготавливаются в версии *Competent*.

Рис. 5.50. Технологическая схема выбора алмазных импрегнированных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear*

Для восстановления заполированных алмазных коронок на практике прибегают к тепловому воздействию на заполированную поверхность алмазных резцов, выполняя заточку коронки на забое без подачи промывочной жидкости на время не более 0,5-1 минуты. Этот прием не приводит к полному восстановлению характеристик бурового инструмента, должен повторяться при бурении периодически, достаточно агрессивен и вызывает преждевременный износ буровой коронки.

Более щадящим способом затачивания коронки может быть рекомендованный фирмами *Atlas Copco* и *Boart Longyear,* который заключается в том, что снижают на ⅓-½ частоту вращения коронки, стремясь, в то же время, за счет повышения осевого усилия поддерживать 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 [6].

Другим способом, который рекомендуется компанией *Boart Longyear*, подготовки заполированной коронки к бурению является применение пескоструйной обработки торца коронки, при которой износ поверхности матрицы приведет к обнажению алмазов.

5.3.8. Параметры режима алмазного бурения

Алмазное бурение может быть высокоэффективно только при определенном сочетании параметров режима бурения.

На рис. 5.51 представлены графики зависимости механической скорости бурения импрегнированными алмазными коронками диаметром 59 и 76 мм от осевой нагрузки [4]. Анализ зависимостей, приведенных на рис. 5.51 показывает, что механическая скорость бурения с ростом частоты вращения возрастает 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 [σ] [зависимость (2.44)] и соответственно глубины внедрения резца в породу [зависимость (5.47)]. В результате снижения результирующего напряжения разрушения [σ] повышается сопротивляемость породы резанию-скалыванию и раздавливанию, возрастает тангенциальное усилие F_m, что является причиной снижения глубины внедрения резца в породу [зависимость (5.42)].

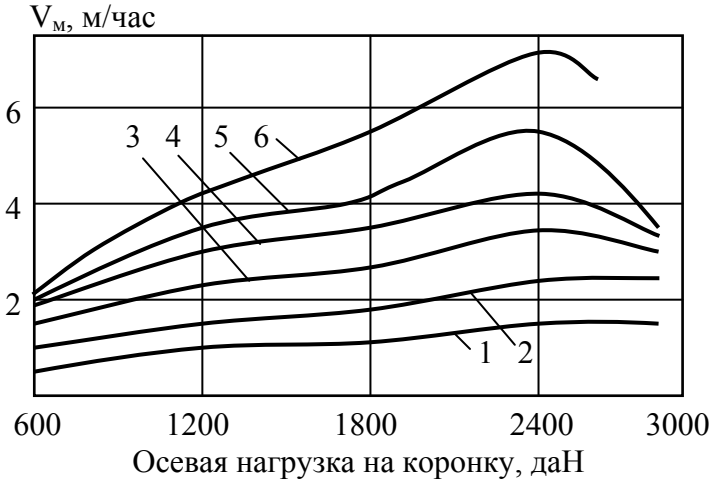


Рис. 5.51. Графики зависимости механической скорости бурения от осевой нагрузки при частоте вращения бурового инструмента: 1 – 200 мин$^{-1}$; 2 – 400 мин$^{-1}$; 3 – 600 мин$^{-1}$; 4 – 800 мин $^{-1}$; 5 – 1000 мин$^{-1}$; 6 – 1200 мин$^{-1}$

Установлено, что с ростом частоты вращения механическая скорость

бурения возрастет, но темп прироста механической скорости бурения 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$^{-1}$ [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. 5.52 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.

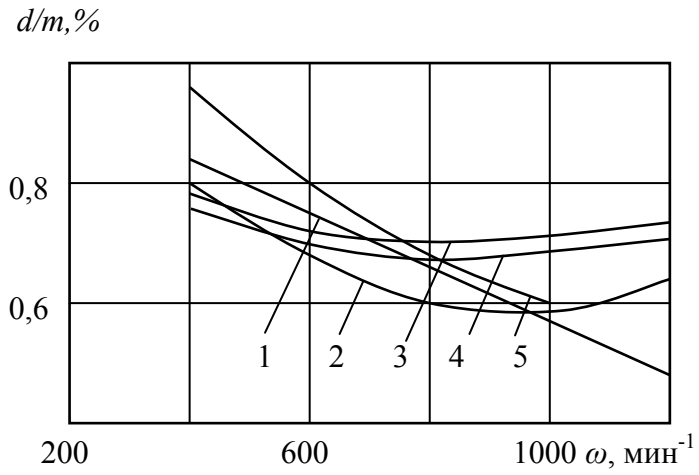


Рис. 5.52. Графики зависимости отношения темпа прироста механической скорости бурения d к темпу прироста частоты вращения бурового инструмента от частоты вращения ω при значениях осевой нагрузки на инструмент: 1 – 600 даН; 2 – 1200 даН; 3 – 1800 даН; 4 – 2400 даН; 5 – 3000 даН

Полученные графики показывают, что темп прироста механической скорости бурения с ростом частоты вращения минимален при наименьшей (600 даН) и наибольшей (3000 даН) осевых нагрузках. В первом случае, очевидно, осевая нагрузка недостаточна для объемного разрушения породы, а во втором чрезмерна, что привело к зашламованию забоя.

При осевых нагрузках 1800 и 2400 даН и частоте вращения 800 мин$^{-1}$ 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 800-1200 мин$^{-1}$ в данном случае являются оптимальными. Эти режимы бурения соответствуют оптимальным условиям объемного разрушения породы, при котором важны оба основных параметра режима бурения.

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 [см. зависимость (2.44)]. 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 $\omega_{пр}$ определяется предельно допустимой забойной мощностью $N_{пр}$ [7]

$$\omega_{пр} = \frac{5 \times 10^4 N_{пр}}{D_и P_{ос}}, \qquad (5.70)$$

где $D_и$ – диаметр бурового инструмента, м;

$P_{ос}$ – осевая нагрузка, Н.

Рекомендуемые частоты вращения и значения осевых усилий, рекомендованные ВИТРом, приведены в табл.5.6 [4, 6].

Следует отметить, что приведенные значения являются усредненными и не учитывают насыщенности матриц инструмента алмазами. В соответствии с методикой, представленной в работе [4], значение осевой нагрузки можно скорректировать в соответствии с расчетом по следующей зависимости:

$$P_{ос} = \varphi_0 p_ш f_a 10^6, \qquad (5.71)$$

где φ_0 – коэффициент, учитывающий изменение площади контактирования алмазов с забоем скважины (φ_0= 0,17-0,25 – меньшее значение относится к породам с твердостью $p_ш$ >3,5 ГПа, большее к породам твердостью $p_ш$ <1,5 ГПа);

f_a – суммарная площадь контактов объемных алмазов с породой (рассчитывается по зависимости (5.66), м^2.

Таблица 5.6

Осевая нагрузка и частота вращения при бурении алмазным буровым инструментом горных пород различной твердости

Категория по буримости и твердость горных пород	Зернистость объемных алмазов, шт/карат	Осевая нагрузка, даН (по данным ВИТРа)	Расход воды, л/мин					
			30		50		70	
			$N_{пр}$, кВт	$\omega_{пр}$, мин$^{-1}$	$N_{пр}$, кВт	$\omega_{пр}$, мин$^{-1}$	$N_{пр}$, кВт	$\omega_{пр}$, мин$^{-1}$
VI, VII – 1-2,5 ГПа	10-20	400-800 / 500-1000	26 / 24	400-1400 / 350-1100	33 / 27	400-1800 / 350-1250	39 / 31	400-2100 / 350-1450
VIII, IX – 2,5-4 ГПа	20-30	600-1200 / 800-1300	16 / 19	300-1100 / 250-1050	20 / 21	300-1300 / 250-1150	23 / 24	300-1500 / 250-1350
	40-50		12 / 13	200-1400 / 150-1250	14 / 15	200-1700 / 150-1400	16 / 17	200-2000 / 150-1600
IX-XI – 4-5,5 ГПа	120-150	800-1300 / 1200-1700	7 / 8	450-550 / 400-500	8 / 9	450-650 / 400-550	9 / 11	450-750 / 400-600
	150-400		11 / 14	500-600 / 500-550	13 / 15	500-750 / 500-600	15 / 17	500-850 / 500-700
XI, XII – 5,5-7,0 ГПа	400-800	1200-2000 / 1500-2300	27 / 37	750-1300 / 800-1200	33 / 41	750-1600 / 800-1350	38 / 48	750-1900 / 800-1600
	800-1200		39 / 55	800-1600 / 1000-1500	48 / 61	800-1900 / 1000-1700	56 / 70	800-2200 / 1000-1900

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 76 мм, из-за повышенного содержания объемных алмазов.

3. При бурении по трещиноватым породам частоты вращения снаряда, приведенные в данной табл., следует уменьшить на 25-30%.

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 (5.71), 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.

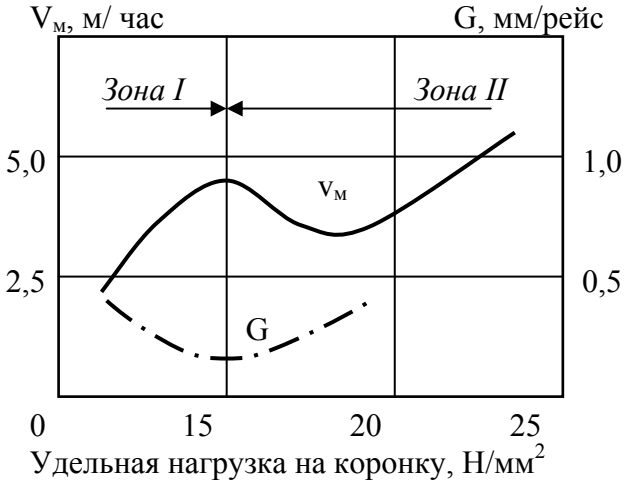


Рис. 5.53. Графики зависимости механической скорости бурения и износа коронки от удельной нагрузки на коронку

Начало повышения осевой нагрузки обычно совпадает с началом падения механической скорости бурения, менее интенсивного для импрегнированного бурового инструмента и более интенсивного для однослойного, т.к. последние содержат более крупные алмазы, для которых по мере износа площадь контакта с породой увеличивается более интенсивно. 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. 5.53, где даны зависимости механической скорости бурения и износа коронки 02И3-46 от удельной нагрузки на коронку при частоте вращения 700-800 мин$^{-1}$ [4].

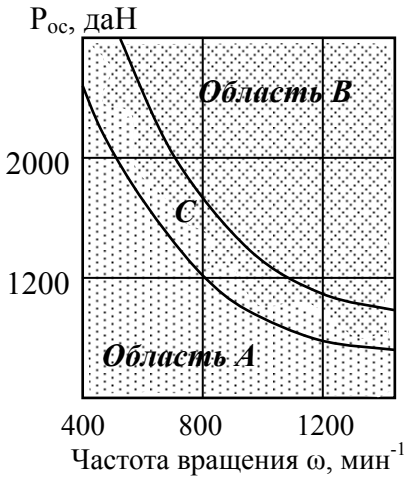


Рис. 5.54. График зависимости износа коронок от сочетания режимных параметров осевого усилия и частоты вращения $P_{ос}\omega$

Анализ зависимостей показывает, что механическая скорость бурения имеет максимум, а износ – минимум при удельной нагрузке на коронку 15 Н/мм^2. 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. 5.53) имели трещины и сколы, в то время у коронок, работавших при параметрах режима бурения, соответствующих зоне I на рис. 5.53, чрезмерного износа матрицы и разрушения алмазов не наблюдалось.

С целью исследования совместного влияния частоты вращения и осевой нагрузки на изнашивание инструмента построены графики (рис. 5.54), на которых данные об износе алмазов аппроксимировались зависимостью типа $P_{oc} \times \omega - const$ [4]. Анализ зависимости показывает, что коронки, бурение которыми осуществлено при параметрах режима бурения находящихся в области графика А, не имеют аномального износа и, напротив, у коронок, отработка которых осуществлена в соответствии с параметрами режима бурения из области графика В, все алмазы имели видимые повреждения. В области С наблюдались коронки, получившие аномальный износ и не имеющие такового.

Сопоставление графиков рис. 5.53 и 5.54 позволяет сделать вывод о том, что область графиков А (рис. 5.54) соответствует сочетаниям параметров режима бурения, лежащих слева (зона I) от первого максимума зависимости механической скорости бурения от осевой нагрузки (рис. 5.53), а область В соответствует сочетаниям параметров частоты вращения и осевой нагрузки при значениях осевой нагрузки, лежащих справа от этого максимума (зона II).

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;
- изменением геометрических характеристик промывочных каналов и созданием ускорителей потока промывочной жидкости.

Второй и третий путь представляются более перспективными, т.к. отличаясь меньшими затратами энергии на подачу жидкости, характеризуется 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]

$$v_n = \frac{Q}{k_k b_k h_k}, \qquad (5.72)$$

где Q – подача промывочной жидкости, л/мин;

k_k, b_k, h_k – 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 снижаются энергозатраты и повышается эффективность бурения, что необходимо учитывать при проектировании режима подачи очистного агента в скважину в процессе алмазного бурения.

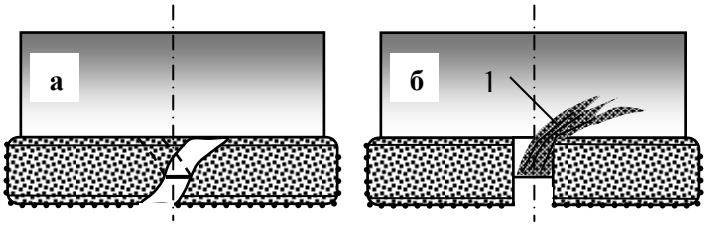


Рис. 5.55. Схемы алмазных коронок с криволинейным (а) и прямым (б) промывочными каналами: 1 – канавка активного износа коронки

Исследования, выполненные в Иркутском отделении ВИТР (В.Н. Кузнецов и др.), позволили установить связь формы промывочных каналов алмазных буровых коронок с эффективностью бурения. Установлено, что оптимальной формой канала будет форма, 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 дана на рис. 5.55, 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. 5.55, б).

Увеличенная длина криволинейного канала обеспечивает лучшее охлаждение матрицы коронки.

Криволинейный промывочный канал может быть выполнен любой геометрии, но его оптимальная форма будет определена, прежде всего, значением частоты вращения коронки. Здесь, очевидно, существует связь угла наклона канала с частотой вращения коронки, которая определяется 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 1000-2000 мин$^{-1}$ становится подобием ротора осевого гидронасоса, активно откачивающего раствор со шламом с забоя и преодолевая, таким образом, влияние угнетающих 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%.

При бурении оказались эффективны и алмазные расширители (патент РФ № 2115796), у которых промывочные пазы выполнены криволинейными, с наклоном в сторону, противоположную направлению вращения коронки, а породоразрушающие элементы расположены на линиях, повторяющих криволинейную линию паза.

5.3.9. Разработки в области разрушения горных пород алмазным инструментом компаний Atlas Copco и Boart Longyear

В настоящее время значительный объем геологоразведочного бурения в России и странах ближнего зарубежья 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 типа сланец, аргиллит и известняк. Для бурения этих горных пород рекомендуются импрегнированные коронки типа *Craelius* и *Hobic* с максимально твердыми матрицами.

Вторая группа пород характеризуется как трещиноватые и абразивные породы типа песчаник, доломит, туф, кремнистый сланец. Для бурения этих пород рекомендуются коронки с менее твердыми матрицами.

Третья группа пород характеризуется как среднеабразивная, типа андезит, базальт, пегматит, диабаз, габбро, диорит. Коронки, рекомендуемые компанией, имеют еще менее твердые матрицы.

Четвертая группа пород – это крепкие слабоабразивные породы типа гнейс, диорит, гранит, кварцит, порфир.

Пятая группа горных 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.

При изготовлении однослойных коронок применяют 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 и 10 мм. У коронок компании *Boart Longyear* типа *Alpha* высота матрицы может быть 9,5; 12 и даже более 25 мм.

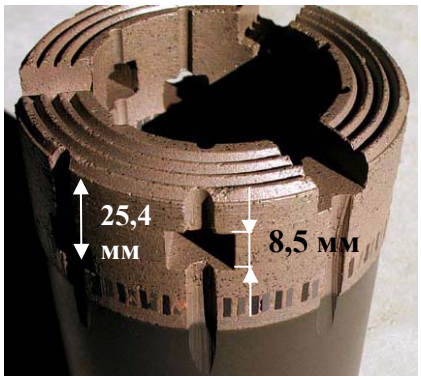


Рис. 5.56. Импрегнированная коронка компании *Boart Longyear* типа *Alpha Stage3*

Последняя из коронок имеет маркировку *Alpha Stage3* (рис. 5.56). Уникальность этой коронки в наличии трех рабочих «этажей», располагаемых по вертикали, при этом каждый из них оснащен тремя промывочными каналами. На первом этапе работы коронки работают 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 уменьшается, а на заключительном этапе, когда в работе находится только последний «этаж» матрицы, работают только три оставшиеся промывочные каналы.

Сравнительные испытания коронок типа *Alpha Stage3* и *Alpha Extended Crown* с высотой матрицы 12 мм показали, по данным фирмы производителя, 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 и в том случае, если ожидается значительный износ коронки по диаметру. Для снарядов со съемным керноприемником обычно

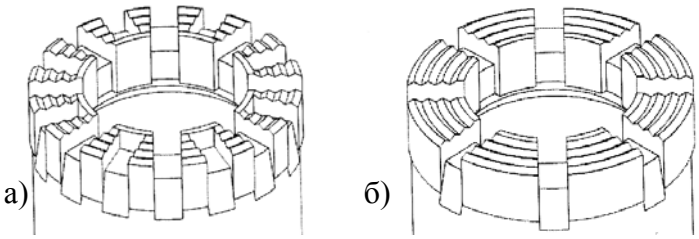


Рис. 5.57.Геометрия торца импрегнированных алмазных коронок *Alpha Bit* компании *Boart Longyear* типа *Express* с дополнительными каналами на торце (а) и стандартного типа (б)

рекомендуются коронки, с «очень высокой» (12 мм) и «супер» (16 и 25 мм) матрицами.

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. 5.57) компании *Boart Longyear* рассмотрены ранее (см. схему на рис. 5.50). Эти коронки выпускаются значительным числом модификаций и оснащены алмазами в оболочке из хрома (рис. 5.29), что повышает прочность соединения их с матрицей и эксплуатационные показатели инструмента.

Как следует из представленного на рис. 5.50 материала, методика выбора алмазной коронки компании *Boart Longyear* аналогична подобной 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 рекомендуемой линейной скорости в пределах 2-5 м/с, и усилие подачи, которое должно обеспечить определенную скорость проходки. Критерием оптимального управления алмазного бурения является значение показателя *RPI* «число оборотов на сантиметр подачи».

Таблица 5.7

Типоразмер коронки	Расход промывочной жидкости, л/мин	Частота вращения, мин$^{-1}$	Скорость бурения (см/мин) при *RPI, об/см*		Осевая нагрузка, даН
			80	100	
BQ – 59,6 мм	23-30	1700 1000 700	22 13 9	17 10 7	900-2300
NQ – 75,3 мм	30-38	1350 800	17 10	14 8	1400-2700
HQ – 96,1 мм	38-45	1000 600	13 8	10 6	1800-3600
PQ – 122,6 мм	68-87	800 600	10 6	8 5	2300-4500

Например, при частоте вращения 1200 мин$^{-1}$ и скорости проходки 6 дюймов (15 см) показатель *RPI* составит:1200/15 = 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 углубки является износостойкость инструмента.

В табл. 5.7 приведены рекомендуемые параметры режима бурения импрегнированными коронками компании *Boart Longyear.*

5.4. Разрушение горных пород шарошечными долотами

5.4.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот

При выполнении геологоразведочных работ на твердые полезные ископаемые для бурения как мягких, так и очень крепких горных пород применяются шарошечные долота.

✓ Шарошечное долото создано в конце XIX, начале XX века. 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 (на рис. 5.58) 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.

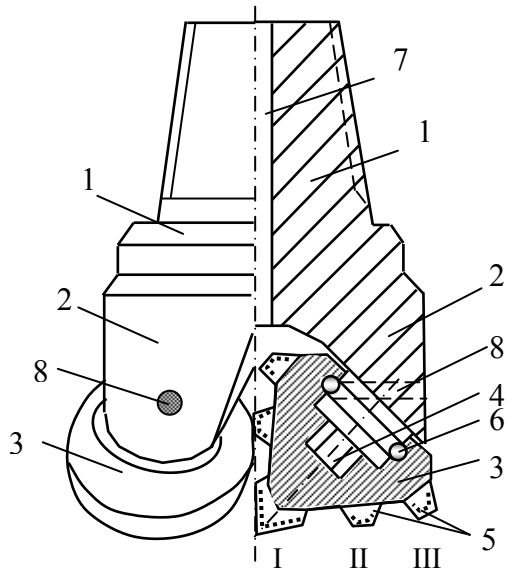


Рис. 5.58. Схема трехшарошечного долота с центральным промывочным каналом, зубчатым вооружением и опорой качения на подшипниках

При вращении долота шарошки перекатываются по забою, опираясь, каждая из них, на породу то одним, то двумя зубьями. Одновременно в контакте с породой находятся несколько зубьев, 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 не увеличилось. 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 [30].

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].

По числу шарошек долота могут иметь 1, 2, 3, 4 и более шарошек. В геологоразведочном бурении используют в основном долота с 2 и 3 шарошками.

По назначению шарошечные долота разделяются на следующие основные виды [15]:

- для бескернового вращательного бурения;
- для бурения с отбором керна (колонковые долота);
- для гидроударного бурения;
- для бурения с продувкой;
- специального назначения.

При геологоразведочном бурении основной объем буровых работ выполняется долотами для бескернового бурения.

Для бурения применяют наряду с долотами, которые оснащены только шарошками, комбинированные шарошечные долота [15].

1. **Шарошечно-лопастные долота** применяют для бурения скважин в мягких породах с наличием валунно-галечных отложений и пропластков твердых пород. Подобные долота эффективны также при бурении мерзлых горных пород и нашли применение при бурении скважин в регионах Сибири и Дальнего Востока [32].

В шарошечно-лопастных долотах сочетается двухлопастное долото режущего типа с шарошечным зубчатым долотом ударно-скалывающего действия. В процессе бурения лопастное долото эффективно проходит разрезы мягких пород, а при встрече твердых пропластков вступает в работу шарошечное долото, эффективно разрушая твердые хрупкие породы ударным воздействием зубчатого вооружения. В мерзлых горных породах, для которых при бурении свойственно таяние и размягчение в поверхностном слое, шарошки дробят мерзлый массив, а лопастное долото подрезает мягкий подтаявший слой, подготавливая забой для работы зубьев шарошек.

2. **Шарошечно-ударные долота** предназначены для бурения с использованием забойных гидро- и пневмоударных машин. В данном случае шарошечное долото сочетается с долотом ударного типа, располагаемого между шарошками в центральной части.

3. **Шарошечно-шнековые долота** используются для бурения сыпучих пород, мерзлых пород и мягких горных пород с пропластками твердых.

4. **Шарошечно-цепные долота** используют для бурения глубоких скважин и представляют собой целые породоразрушающие агрегаты, оснащенные значительным количеством шарошек.

Для производства геологоразведочных 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).

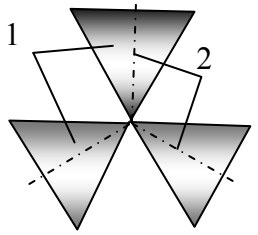


Рис. 5.59. Схема трехшарошечного долота (вид с торца: 1 – шарошки; 2 – оси вращения шарошек), реализующего качение шарошек без проскальзывания

Все перечисленные долота подразделяются на две группы, которые отличаются как по характеру взаимодействия и разрушения горной породы на забое, так и по конструктивному исполнению рабочих породоразрушающих органов – шарошек долота.

Первая группа шарошечных долот – долота с зубчатыми шарошками, производящие раздавливающее-дробящее-скалывающее воздействие (М, МЗ, МС, МЗС, СЗ). 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.

Таким образом, разрушение горных пород 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. 5.59). Любое отклонение от указанной геометрии приводит к проскальзыванию шарошек при вращении долота на забое.

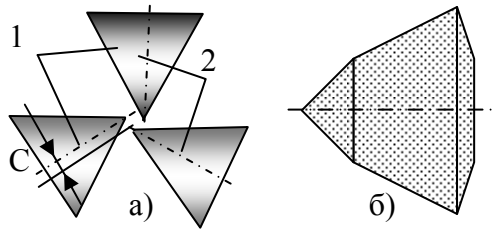


Рис. 5.60. Схемы трехшарошечного долота со смещением осей вращения шарошек (а – вид с торца: 1 – шарошки; 2 – оси вращения шарошек и двухконусной шарошки (б)

Проскальзывание шарошек является важным показателем конструкции долота, который оценивается коэффициентом проскальзывания ($К_{пр}$) – 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 смещения осей вращения шарошек от оси долота С (рис. 5.60, а). Например, для долот с конусными шарошками (рис. 5.59) $К_{пр}$=0, для двух-, трехконусных шарошек (рис. 5.60, б) $К_{пр}$=0,05-0,1, для бочкообразных $К_{пр}$=0,1-0,15, для долот со смещением осей шарошек от оси долота коэффициент проскальзывания может достигать 0,3 (рис. 5.60, а). То есть, в последнем случае, почти треть пути по забою зубцы шарошек осуществляют поступательное перемещение как зубцы твердосплавных коронок и долот, а только две трети пути по забою перекатываются, совершая дробяще-скалывающее и раздавливающее воздействие на горную породу.

Вооружение шарошек долот первой группы выполняется зубчатым (зубцы фрезеруются непосредственно на шарошке и армируются наплавляемым твердым сплавом), а долота, предназначенные для бурения абразивных пород, имеют вооружение в виде запрессованных в шарошки твердосплавных вставок с клиновидной формой рабочей поверхности.

Для второй группы долот характерно увеличенное дробящее воздействие на породу и минимальное 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. 5.59). 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.

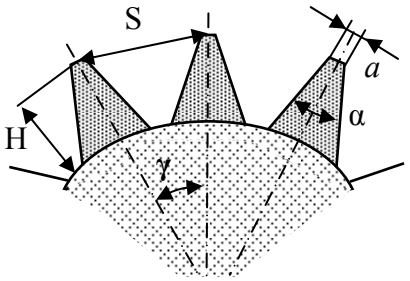


Рис. 5.61. Конструктивные элементы зубьев шарошки

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. 5.58, позиции I, II, III). Венцы и зубья со вставками в них располагаются 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. 5.61). Зубья шарошек характеризуются определенными параметрами:

α – углом приострения зуба; *a* – шириной площадки притупления; *b* – длиной зуба; *H* – высотой зуба; *S* – шагом расстановки зубьев.

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. Это решается за счет того, что более острые зубья 1 проникают в породу на бóльшую глубину, а более широкие зубья 2 скалывают боковые поверхности лунок, образовавшихся от ударов острых зубьев 1 (рис. 5.62).

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 долот и трудностью использования шариковых затворов шарошек, вызванные малыми размерами цапф, лап и низкой прочностью шариков приемлемых размеров.

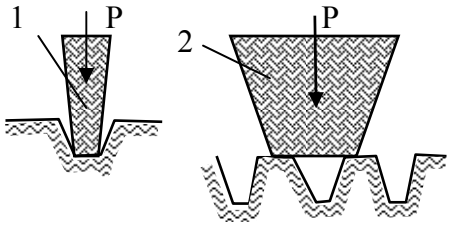


Рис. 5.62. Схема поражения забоя шарошечным долотом с зубьями в венце различной ширины

В связи с этим для бурения скважин диаметром 76-46 мм в Среднеазиатском НИИ геологии и минерального сырья И.Д. Чумаковым 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.

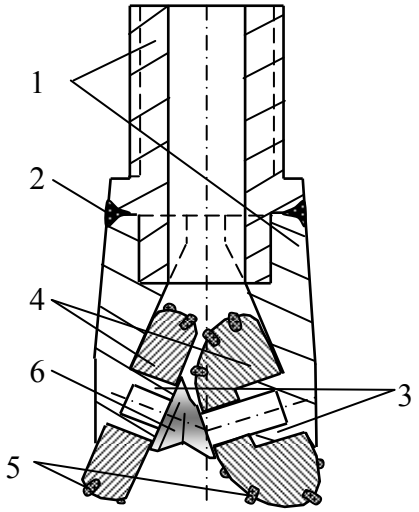


Рис. 5.63. Шарошечное долото ДДА

Долото ДДА (рис. 5.63) 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, т.к. 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. 5.58), 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.

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 долотами других конструкций, например, трех- или двухшарошечных долот типа К, конструкции СКБ Министерства геологии, которые выполнены по классической схеме (рис. 5.58) [15].

По конструктивной схеме шарошечного долота изготавливают долота безударного раздавливающего и режуще-скалывающего действия. В данных долотах шарошки в виде дисков устанавливают, ориентируя оси вращения шарошек параллельно забою и по касательной к траектории вращения долота (см. главу 4, рис.4.5), таким образом, что в процессе бурения шарошка прокатывается по стенке скважины. Поэтому частота вращения шарошек у данных долот прямо пропорциональна скорости бурения, т.к. качение шарошек обеспечивается за счет взаимодействия зубьев шарошек со стенкой скважины при углубке долота.

Подобная конструктивная схема исполнения долота полностью исключает ударный характер передачи нагрузок к породе (преобладает проскальзывание над качением шарошек по забою), но позволяет получить инструмент вращательного типа, у которого при бурении происходит смена контактирующих с забоем резцов за счет проворота шарошек. В результате достигается более значительный ресурс инструмента, т.к. число одномоментно контактирующих с породой резцов значительно меньше их общего числа. При этом достигаются эффективные условия охлаждения резцов, свойственные условиям работы обычных шарошечных долот.

По данным В.Т. Чеснокова (Красноярский гос. ун-т цветных металлов и золота) износостойкость вооружения долот с зубчато-дисковыми шарошками в 2 раза выше, чем долот режущего типа.

5.4.2. 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 забою косой удар с силой P_y. Таким образом, разрушение горной породы происходит раздавливанием породы статическим усилием P_z и скалыванием породы несимметричным ударом с усилием P_y (рис. 5.64, а) . При дальнейшем перекатывании шарошка опирается на забой двумя ближайшими в венце зубьями (рис. 5.64, б).

Энергия удара с силой P_y может определяться из уравнения кинетической энергии, преобразованной для данной задачи:

$$Q_{уд} = \frac{P}{gn} v_ш^2 \sin\theta, \quad (5.73)$$

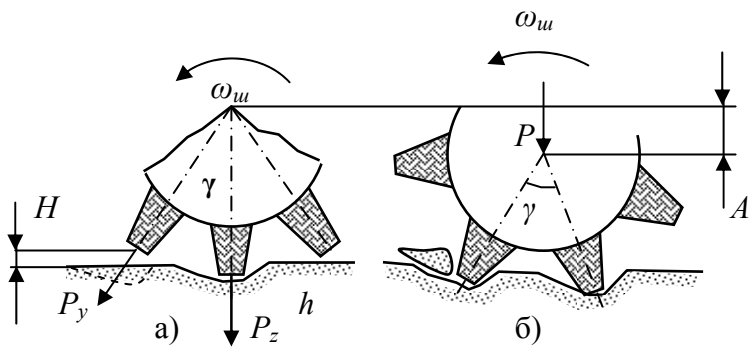


Рис. 5.64. Схема взаимодействия с породой вооружения шарошечного долота

где P – осевое усилие на долото, Н;

g – ускорение силы тяжести, м/с^2;

n – число зубьев долота взаимодействующих с породой в момент удара зуба по породе;

$v_ш$ – линейная скорость перемещения зуба в направлении приложения удара, м/с;

θ – угол между осями соседних по венцу шарошки зубьев, градус.

Линейная скорость $v_ш$ определяется как произведение частоты вращения шарошки долота и расстояния от торца зуба шарошки до мгновенного центра вращения шарошки $\omega_ш \times r_м$. При чистом качении шарошки мгновенным центром её вращения можно считать ось вращения.

При проскальзывании шарошки по забою она 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.

Линейную скорость перемещения зуба шарошки можно определить ориентировочно по зависимости

$$v_ш = \omega_д \frac{\pi D_d}{60Z} \cos\beta. \quad (5.74)$$

где $\omega_д$ – частота вращения долота, с$^{-1}$;

D_d – диаметр долота, м;

Z – число зубьев на периферийном венце шарошек ;

β – угол конусности шарошек, градус.

Формула (5.73) с учетом выражения (5.74) будет выглядеть следующим образом:

$$Q_{уд} = \frac{P}{gn}\left(\frac{\omega_д R_c}{(r_ш - h)\sin\beta} r_м\right)^2 \sin\theta. \qquad (5.75)$$

Если использовать для определения энергии удара зубом шарошки о породу на забое потенциал высоты Н (рис. 5.64), на которой находится зуб шарошки долота, то зависимость для определения этого параметра может выглядеть следующим образом:

$$Q_{уд} = \frac{PH}{n}\left(2r_ш \sin^2\frac{\theta}{2} - h\right). \qquad (5.76)$$

Вследствие косого удара в породе образуется несимметричная лунка, вытянутая в направлении удара. В следующий момент, завершая скалывание 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. 5.65).

Рис. 5.65. Следы работы на забое шарошечного долота типа С диаметром 112 мм (керн-порода песчаник)

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 обеспечивает еще и резание-скалывание породы.

При перекатывании шарошек по забою происходит перемещение долота в вертикальном направлении на величину

$$A = \frac{d_в}{2}\left(1 - \cos\frac{180^0}{Z_1}\right) - h, \qquad (5.77)$$

где Z_1 – число зубьев в венце;

$d_в$ – 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. 5.64, б).

При повышении глубины внедрения зуба в породу h энергетика динамической составляющей разрушения, как это следует из формул (5.73) и (5.74), снижается.

То есть, при бурении не достаточно прочных и мягких горных пород, при разрушении которых глубина внедрения h может быть более значительной, в сравнении 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 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 с 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. 5.61). Шаг зубьев определяется из зависимости:

$$S = d_в \sin\frac{\gamma}{2}, \qquad (5.78)$$

где γ – угол поворота шарошки при переходе с зуба на зуб (рис. 5.61), градус.

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 зубьев h 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. 4.9), 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], т.к. 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.

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.

5.4.3. 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 совершенной системой очистки забоя 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, в частности из-за воздействия угнетающего давления столба бурового раствора в скважине.

Другая причина уменьшения скорости бурения может состоять в зашламовании 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 [18]:

- расход жидкости;
- скорость истечения струи из промывочного канала или гидромониторного 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 породы 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 [18]:

- 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.

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 [18]. 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 [18].

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 его периферии, откуда его легче удалять в затрубное пространство [18].

Во Франции разработано и испытано долото с двумя насадками, расположенными между шарошками, и одной, направленной вверх. Последняя создает эжекционный эффект и ускоряет удаление шлама с забоя [18].

- ✓ **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 лапу и еще один промывочный канал, направленный вверх [18].

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 [38].

Динамическое давление по оси струи жидкости определяется по зависимости

$$P_n = \frac{q_p v_h^2}{2g}, \qquad (5.79)$$

где v_h – осевая скорость струи на расстоянии h от среза сопла, м/с;

g – ускорение свободного падения, м/с^2;

q_p – плотность жидкости, кг/м^3.

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

$$v_\tau = v_h \frac{l_\tau / R_c}{0{,}65\left(l_\tau / R_c\right)^2 + 0{,}4\, l_\tau / R_c + 0{,}08}, \qquad (5.80)$$

где l – расстояние между осью струи и любой точкой в плоскости забоя, м;

R – радиус струи в плоскости забоя, м.

Расчеты по формуле (5.79) подтверждают возможность разрушения мягких пород в условиях забоя от динамического напора потока промывочной жидкости [38].

Разрушение породы от напряжений, возникающих при сдвиге, происходит при условии превышения или равенства динамического давления потока напряжению разрушения породы на сдвиг – $P_\tau \geq \tau$. На основании зависимости (5.74) можно записать [38]

$$v_\tau = \sqrt{\frac{2g\tau}{\gamma}}. \qquad (5.81)$$

Из уравнения (5.80) можно получить зависимость для расчета осевой скорости струи, направленной по нормали к забою, необходимую для создания динамического давления поперечного потока, достаточного для разрушения породы:

$$v_h = \frac{0{,}65l^2 + 0{,}4lR + cR^2}{lR}\sqrt{\frac{2g\tau}{\gamma}}. \qquad (5.82)$$

Анализ показывает [38], 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 малогабаритных долот для геологоразведочного бурения позволяет использовать удлиненные насадки и направить 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 наиболее легко разрушена струей жидкости [38].

При бурении более прочных пород 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

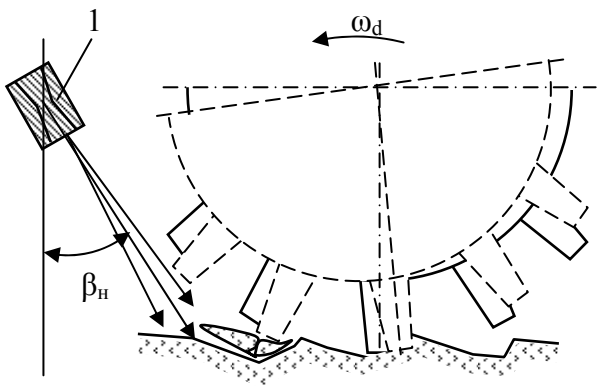


Рис. 5.66 . Схема для определения рационального направления струи промывочного раствора из насадки 1

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. 5.66).

Представленная на рис. 5.66 модель интенсификации процесса разрушения твердой горной породы реализована в конструкции долота, разработанного в Иркутском отделении ВИТР (а.с. СССР № 1416656). В соответствии с разработанным техническим решением, осевая линия промывочных каналов направлена по касательной к образующей поверхности шарошек таким образом, что струя раствора направлена под набегающую на породу шарошку.

Модернизированные, в соответствии с данной формулой, долота ДДА показали более высокие результаты при бурении твердых горных пород VIII-IX категории по буримости: механическая скорость бурения возросла на 30%, ресурс долот увеличился на 20%.

5.4.4. Динамика работы шарошечных долот с учетом влияния бурильной колонны

В процессе работы на забое шарошечное долото совершает продольные колебания с амплитудой А (рис. 5.64, б). Влияние на величину амплитуды некоторых конструктивных параметров долота отражено формулой (5.77). 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. 5.67).

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, занятых бурением скважин на нефть и газ. В этих работах отмечается, что в процессе продольных колебаний долото под влиянием упругодеформированной 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, т.к. 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 образуется равное число выступов и впадин, соответствующих 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.

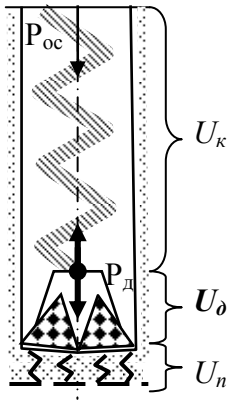


Рис. 5.67. Схема для анализа динамики работы шарошечного долота с учетом деформационных параметров колонны и горной породы

Амплитуда колебаний долота при работе по ухабообразному забою может составлять при работе по волнообразному забою 10-25 мм. Подобные отскоки крайне негативно сказываются на производительности 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 [29], кинетическая энергия работающего долота $U_д$ расходуется на энергию деформирования горной породы $U_п$ и энергию деформирования буровой компоновки $U_к$

$$U_д = U_п + U_к. \qquad (5.83)$$

Деформирование колонны и горной породы происходит под действием динамической осевой силы, которая вызвана процессом колебаний долота $P_д$. Эта сила превышает осевую нагрузку $P_{ос}$, 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:

$$P = k\xi^m, \qquad (5.84)$$

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) [29];

k – показатель жесткости породы.

Показатель жесткости породы может определяться по следующей зависимости на основании опытных данных определения твердости горной породы:

$$k = \frac{p_ш F_ш}{\xi^m}, \tag{5.85}$$

где $p_ш$ – твердость горной породы;

$F_ш$ – площадь торца внедряемого в породу индентора.

Энергия сжатия породы определится из выражений

$$U_n = \int P d\xi = \frac{P^{\frac{m+1}{m}}}{(m+1)k^{\frac{1}{m}}}. \tag{5.86}$$

С учетом этой зависимости и выражений для расчета кинетической энергии работающего долота (2.54) , а также деформации колонны запишем уравнение (5.83) в общем виде:

$$\frac{P_{oc} v_ш^2}{2g} = \frac{P_д^3}{6EF^2 q} + \frac{P_д^{\frac{1+m}{m}}}{(1+m)k^{\frac{1}{m}}}, \tag{5.87}$$

где $v_ш$ – линейная скорость зубьев шарошки [см. формулу (5.74)], м/с;

g – ускорение свободного падения, м/с^2;

E – модуль упругости материала буровой компоновки, Па;

F – площадь поперченного сечения буровой компоновки, м^2;

q – удельный вес материала бурильных труб, даН/м^3.

Линейная скорость $v_ш$ может рассчитываться по формуле (5.74).

Частное решение уравнения (5.87), например, при m=0,5 позволяет рассчитать величину $P_д$ и коэффициент динамичности $k_д$ процесса передачи осевой нагрузки на забой скважины [29]:

$$P_д = \sqrt[3]{\frac{P_{oc} v^2}{g\left(\frac{1}{EF^2 q} + \frac{2}{1{,}5\kappa^2}\right)}}. \tag{5.88}$$

$$k_д = 1 + \sqrt[3]{\frac{v^2}{gP_{oc}\left(\frac{1}{EF^2 q} + \frac{2}{1{,}5\kappa^2}\right)}}. \tag{5.89}$$

Анализ зависимостей (5.88) и (5.89) показывает, что динамические параметры бурения шарошечными долотами в основном определяются частотой вращения долота (в формулах представлена как линейная скорость зубьев шарошки $v_ш$). 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 $^{-1}$.

Крайне важным при бурении шарошечными долотами является применение утяжеленных бурильных труб, специальных стабилизирующих элементов буровых компоновок, 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.

5.4.5. 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 достаточно резко снижается углубка за оборот и темп прироста механической скорости бурения (рис. 5.68).

При определенных высоких частотах вращения механическая скорость бурения не растет, но может снизиться проходка на долото из-за повышенного износа опор шарошечных долот.

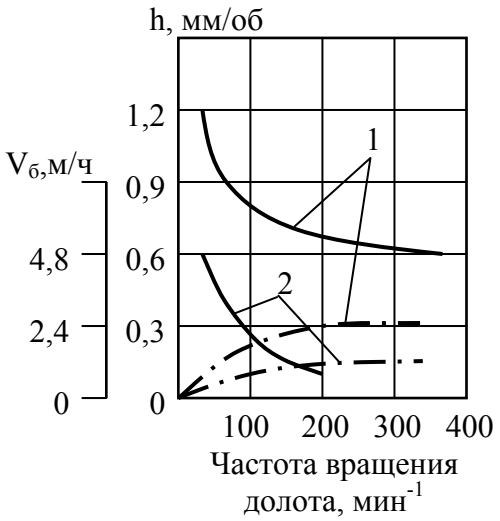


Рис. 5.68. Зависимости углубки за оборот (кривые, выполненные сплошными линиями) и механической скорости бурения (кривые, выполненные линиями штрих с точкой) от частоты вращения долота: 1 – песчаник: 2 – гранит

Физический смысл влияния частоты вращения на буримость можно установить, используя зависимость проф. В.С. Федорова для расчета времени контакта опорного зубца шарошечного долота, работающего на забое без проскальзывания, с породой:

$$\tau_ш = \frac{60 d_ш}{Z D_d \omega_д}, \qquad (5.85)$$

где $d_ш$ – диаметр шарошки, измеренный по периферийному венцу,м;

Z – число зубцов в периферийном венце конической шарошки;

D_d – диаметр долота, м;

ω_d – частота вращения долота, мин$^{-1}$.

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 [см. зависимость (2.44)].

На рис. 5.69 представлена зависимость углубки за оборот от числа зубков на шарошке, которая подтверждает вывод сделанный на основании формулы (5.85).

Для шарошечных долот дробяще-скалывающего действия диаметром 59, 76, 93, 112, 132 и 151 рекомендуются частоты вращения [31] в пределах 100-300 мин$^{-1}$.

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, т.к. механическая скорость бурения при больших частотах вращения увеличивается в меньшей степени, чем износ долота.

Для твердых, абразивных пород (VII-IX категории по буримости) оптимальная частота вращения долота составляет 200-270 мин$^{-1}$, при дальнейшем её повышении механическая скорость бурения почти не увеличивается, но более значительно возрастает износ долота [31].

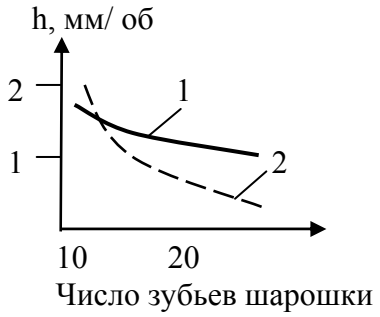


Рис. 5.69. Зависимость углубки за оборот от числа зубьев шарошки долота: 1 – известняк; 2 – мрамор

Для долот, работающих на забое с проскальзыванием шарошек, например, долот ДДА, время контакта зубьев с породой, рассчитанное по зависимости (5.85) будет больше за счет проскальзывания. Именно поэтому при бурении твердых малоабразивных пород (фельзиты, дациты VIII-IX категории по буримости) долотами типа ДДА более высокие результаты получены при частотах вращения 500-600 мин$^{-1}$ в сравнении с долотами типа К, работающих на забое без проскальзывания шарошек и показавших лучшие результаты при частоте вращения около 300 мин$^{-1}$.

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.

В соответствии с работой [31] при бурении шарошечными долотами рекомендуются следующие значения осевого усилия и количества подаваемой промывочной жидкости (табл.5.8). Минимальные осевые нагрузки и максимальные частоты вращения рекомендуется применять при бурении менее крепких горных пород, максимальные осевые нагрузки и минимальные частоты 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.

Таблица 5.8

Параметры режима бурения шарошечными долотами

Диаметр и тип долота, мм	Осевая нагрузка на долото, кН	Частота вращения долота, мин$^{-1}$	Расход промывочной 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

* - 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 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 [31].

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 равняется 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 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 алмазом, овализованным алмазом, полированным алмазом.
11. Механизм углубки 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 горных пород.
14. Влияние выпуска алмазов из матрицы на эффективность бурения. Способы задания заданного 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 6. 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 при 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 (R_{12}^{3} , R_3) преобразуется в более равномерный, максимально соответствующий оптимальным условиям передачи к буровому инструменту осевой нагрузки и крутящего момента (R_{12}^{1}, R_{12}^{2}).

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 А.Т. Киселевым и И.Н. Крусиром в работе [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 резания-скалывания 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 $F_{тр}$ ($F_т = F_p + F_{тр}$).

Рассмотрим полученные ранее зависимости определения тангенциального усилия для твердосплавного и алмазного резцов:

$$F_т = \frac{\sigma_{ск} hl(1+tg\varphi)n_p}{\sin\gamma_{ск}} + P_{ос} f \ ;$$

$$F_т = \frac{\pi\left(h+0{,}25\sqrt{dh}\right)^2 n_p}{2tg\gamma_{ск}}\sigma_{ск} + P_{ос} f \ .$$

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, характерные 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,

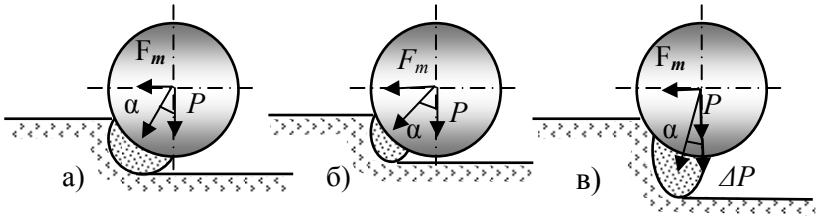


Рис. 6.1. Схемы для анализа процесса разрушения породы алмазным резцом при изменении усилия F_m в процессе вращательного бурения (а, б) и при приложении ударного импульса ΔP (в)

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 передать для разрушения горной породы бóльшую 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. 5.34 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 (5.47) для расчета глубины внедрения резца с учетом влияния на разрушение усилия, реализуемое ударным импульсом $P_{уд}$, то это выражение будет выглядеть следующим образом:

$$h = \frac{12\sqrt{(P + P_{уд})^2 + F_m^2}\left(1 + 2\sqrt{\frac{2l}{a}}\right)}{\pi d E\left(3\varepsilon - \alpha t \ln\frac{\tau}{\tau_0}\right)}. \qquad (6.1)$$

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 более крупных частиц шлама, происходит более 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.

При приложении определенного количества энергии в виде ударного импульса достигается соответствующая глубина разрушения горной породы. Однако, как это уже отмечено (глава 2, рис. 2.36, 2.38, 2.39), при приложении определенного количества энергии происходит скачкообразное увеличение объема и глубины лунки разрушения. Для практической реализации вращательно-ударного бурения, учитывая реальную прочность 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 при разрушении твердых пород наблюдается при энергии удара 0,3-0,5 Дж [12].

На рис. 6.2 представлены результаты исследований 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 смещается 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 $n_{уд}$, 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 $n_ц$ определится из соотношения длины пери-метра забоя радиусом R и интервала скола породы передней гранью резца $l_ц$ [12]

$$n_ц = \frac{2\pi R}{l_ц}.$$

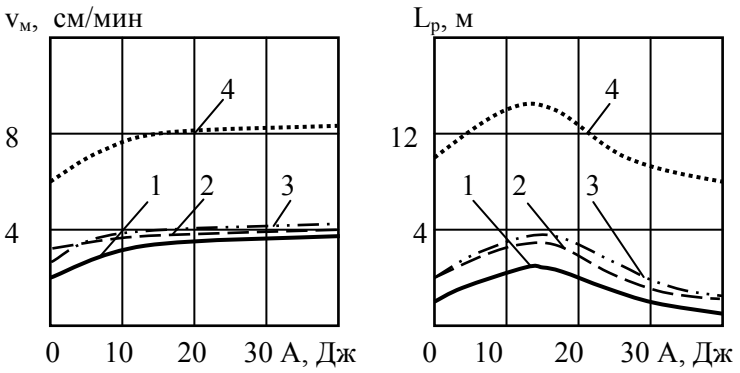


Рис. 6.2. Зависимости показателей бурения алмазной коронкой 01А3 от энергии удара А: а – механической скорости ; б – проходки на коронку по породам: 1 – кварцит; 2 – гранит; 3 – лабрадорит; 4 – песчаник

Оптимальная частота ударных импульсов, при принятом условии равенства частоте циклов разрушения породы резцами, будет определяться из зависимости

$$n_{уд} = \frac{\omega n_ц}{n_p} = \frac{2\pi R tg\gamma_{ск}}{h_л n_p}\omega, \quad (6.2)$$

где $h_л$ – глубина борозды разрушения резцом, м;

n_p – число активно работающих резцов в линии резания на торце коронки;

$\gamma_{ск}$ – угол скалывания породы резцом, градус.

Из формулы (6.2) следует, что оптимальная частота ударов по забою пропорциональна частоте вращения инструмента, а значит, при повышении частоты вращения бурового инструмента частота ударных импульсов должна повышаться в равной степени. Действительно, опыт вращательно-ударного бурения свидетельствует, что с увеличением частоты вращения инструмента при постоянной частоте ударов эффективность наложения ударных импульсов снижается: рост механической скорости бурения при частоте вращения 300 мин$^{-1}$ составил 1,5-2,0 раза, а при частоте вращения 1000 мин$^{-1}$ 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 1000 мин$^{-1}$.

При известной частоте ударов $n_{уд}$, реализуемой гидроударником, которая может варьировать в пределах 2500-3500 ударов в минуту, важно определить рациональную частоту вращения бурового инструмента. С учетом зависимости для расчета числа активно работающих резцов n_p [формула (5.46)] из зависимости (6.2) получим:

$$\omega = \frac{n_{уд} N_0 h}{2\pi R tg\gamma_{ск}}, \qquad (6.3)$$

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 (5.42), м.

❖ **Пример.** При частоте 3000 ударов в минуту при бурении алмазной коронкой диаметром 59 мм, диаметре резцов 1,5 мм, N_0 = 80, R=25,25 мм, угле скалывания породы 15° рациональная частота вращения коронки будет равна:

$$\omega = \frac{3500 \times 80 \times 0{,}015}{2 \times 3{,}14 \times 25{,}25 \times 0{,}27} = 133\,\text{мин}^{-1}.$$

Из приведенного расчета 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, т.к. 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$^{-1}$, 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$^{-1}$ оптимальными для однослойных коронок будут осевые нагрузки 1200-1600 даН, а для импрегнированных 1100-1800 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%, углубка 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 мин$^{-1}$, средний ресурс двухшарошечных долот диаметром 76 мм возрос,

вследствие применении высокочастотных гидроударников, с 11 до 19 м, а скорость бурения увеличилась с 3,4 м/ч 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 вращательно-ударного бурения отмечено, что с повышением частоты вращения бурового инструмента эффективность разрушения породы снижается. То есть остается справедливой закономерность, отмеченная ранее для вращательно-ударного 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.

Данный способ бурения применяется при бурении скважин погружными пневмоударниками и при бурении шпуров в твердых горных породах перфораторaторами.

Ударно-вращательный способ характеризуется высокими значениями энергии удара (не менее 40 Дж), малыми значениями частоты вращения бурового инструмента (10-60 мин$^{-1}$) и осевой нагрузки (300-600 даН на инструмент диаметром 59-105 мм).

Вращение инструмента в сочетании с частотой ударов обеспечивают 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 ударно-вращательного бурения может быть:

- от бурового станка, т.е. за счет вращения всей бурильной колонны;
- от поворотного механизма, обеспечивающего поворот долота во взаимодействии с циклом ударных нагрузок;
- возможно вращение колонны забойным гидродвигателем.

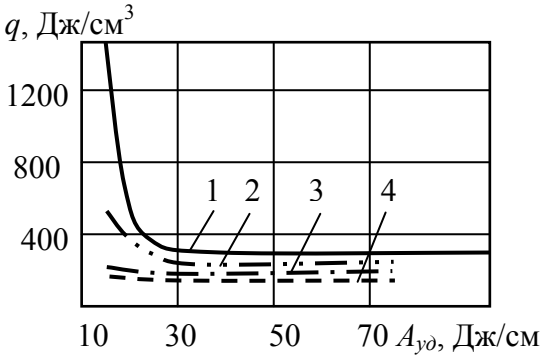


Рис. 6.3. Зависимости энергоемкости разрушения q притупленным клином от энергии удара при различных значениях статической нагрузки: 1 – 0,1 кН/см; 2 – 1 кН/см; 3 – 3,3 кН/см; 4 – 6,7 кН/см

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 работе [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.

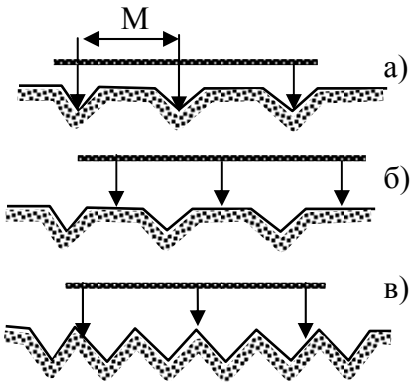


Рис. 6.4. Схемы нанесения ударов в плоскости забоя (М=16 мм): а – лунки не взаимодействуют друг с другом; б – повторные удары наносятся между лунками; в – удары по нарушенному забою

Очевидно, что при ударно-вращательном бурении значительный недостаток осевого усилия приведет к отскакиваниям долота от забоя при котором 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 работе [16] представлены результаты оценки влияния схемы нанесения ударов по забою клиновидными (острым и притупленным – рис. 6.4, а, 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, а, б, в) установлено, что минимальная энергоемкость разрушения достигается при реализации второй схемы поражения забоя острым индентором.

Результаты исследований приведены в табл. 6.1. Анализ этих 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, б) может рассматриваться как основная при обосновании параметров режима бурения.

Таблица 6.1

Энергоемкость разрушения породы при различных схемах поражения забоя

Форма торца индентора	Энергоемкость разрушения, Дж/см^3 (схема поражения забоя на рис.6.4, а)	Энергоемкость разрушения, Дж/см^3 (схема поражения забоя на рис.6.4, б)	Энергоемкость разрушения, Дж/см^3 (схема поражения забоя на рис.6.4, в)
Притупленный клин	2000	260	370
Острый клин	400	160	280

В работе [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 *К* от следа первого удара может составлять 0,6÷0,75 *М* (рис. 6.5).

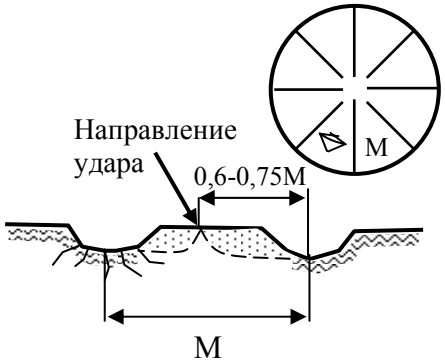


Рис. 6.5. Схема поражения забоя при ударно-вращательном бурении

Исходя из представленной схемы оптимальная частота вращения бурового инструмента при заданной частоте ударов по забою $n_{уд}$ определится из зависимости [16]

$$\omega_{опт} = \frac{n_{уд} M}{\pi D_и - KZ}, \qquad (6.3)$$

где M – расстояние между соседними лунками разрушения породы на забое, м;

$D_и$ – диаметр бурового инструмента, м;

Z – число радиальных лезвий на торце бурового инструмента;

K – расстояние равное (0,6-0,75) M, м.

За один удар забой скважины углубится на расстояние $h_{ср}$, которое можно определить из зависимости

$$h_{ср} = \frac{F_л Z}{F_{заб}} , \qquad (6.4)$$

где $F_л$ – объем лунки разрушения, м^3;

$F_{заб}$ – площадь забоя скважины, м^2.

Учитывая, что механическая скорость бурения определиться из зависимости

$$v_м = h_{ср}\omega_{опт} ,$$

можно записать

$$v_м = \frac{F_л Z}{F_{заб}}\omega_{опт} . \qquad (6.5)$$

Энергию удара можно представить в виде соотношения:

$$A \geq F_л q ,$$

где q – удельная энергоемкость разрушения породы, Дж/м^3.

Определяя 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

$$A = a^2 tg\alpha L q , \qquad (6.6)$$

где a – ширина площадки притупления вставки, м;

α – угол наклона борта лунки разрушения, градус;

L – длина лезвия вставки, м.

Используя полученные зависимости можно записать [16]

$$v_м = \frac{AZMn_{уд}}{qF_{заб}(\pi D_и - KZ)} . \qquad (6.7)$$

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. То есть 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.

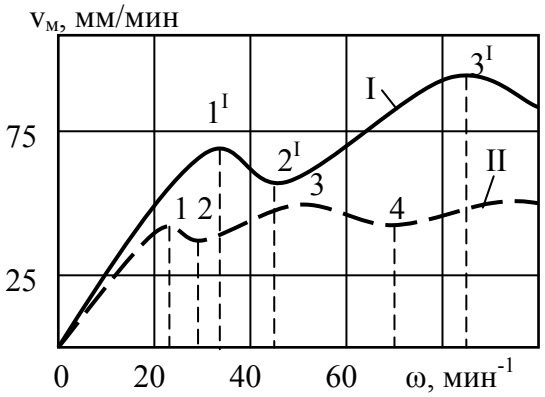


Рис. 6.6. Зависимость механической скорости бурения от частоты вращения: I – известняк VII категории по буримости; II – кварцит X категории по буримости

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 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^{I}) получена при совпадении лунок разрушения с повторным нанесением ударов. Максимальная скорость бурения (точки 1, 1^{I}, 3, 3^{I}) получена при нанесении ударов по выступам, расположенным между лунками разрушения.

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 которой достигнута наиболее высокая механическая скорость

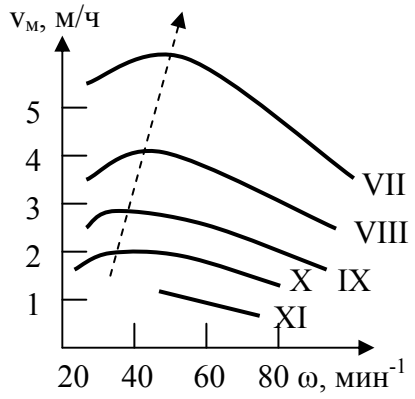


Рис. 6.7. Зависимость скорости бурения от частоты вращения снаряда в породах различной категории по буримости долотами с поперечно-радиальным расположением вставок на торце

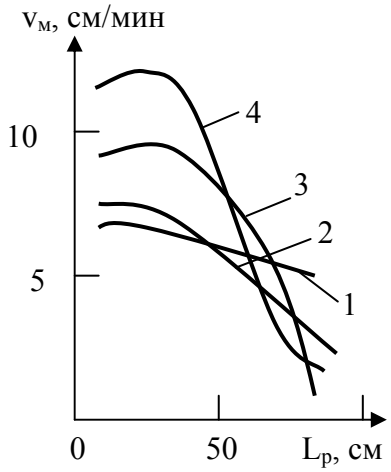


Рис. 6.8. Зависимость скорости бурения от длины рейса при частоте вращения снаряда 40 мин$^{-1}$ и различных осевых нагрузках: 1, 2, 3, 4 – осевая нагрузка 5, 10, 15 и 20 кН соответственно

бурения, смещен в сторону больших значений (~ 50 мин$^{-1}$), а при бурении твердых и крепких пород максимальная скорость бурения получена при малых значениях частоты вращения (~ 30 мин$^{-1}$). 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 увеличением осевой нагрузки в начале рейса механическая скорость бурения возрастает, но в течение рейса снижается и тем интенсивнее, чем выше осевая нагрузка (рис. 6.8). Эти данные показывают, что чрезмерные осевые нагрузки при ударно-вращательном бурении приводят к более интенсивному разрушению породоразрушающих вставок.

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 которых не установлены.

При этом более высокая скорость бурения достигается в более твердых

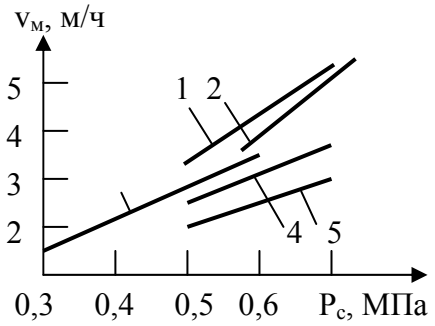


Рис. 6.9. Зависимость механической скорости бурения от давления воздуха в различных породах: 1 – VIII; 2 – IX; 3 – X; 4 – IX; 5 – X категорий по буримости

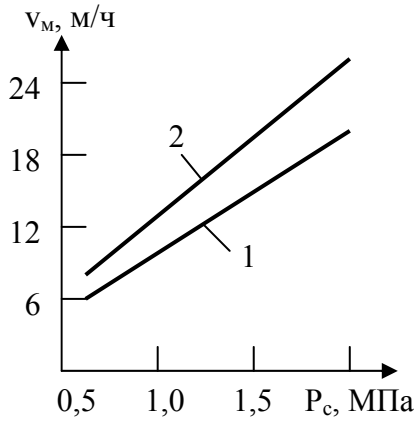


Рис. 6.10. Зависимость механической скорости бурения пневмоударниками высокого давления типа *Cop* в известняке (2) и граните (1)

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* – погружной пневмоударник инициирует удары как по вращаемой обсадной колонне с породоразрушающим башмаком, так и по внутренней бурильной колонне;
- *ODEX* – усовершенствованная система *OD*, в которой происходит бурение расширенного ствола скважины специальным эксцентричным долотом и одновременное его крепление обсадной колонной;
- *DEPS* – удары по обсадной колонне и бурильной колонне наносятся двумя различными пневмоударниками, что удваивает ударную мощь системы и позволяет бурить более глубокие скважины.

Забойные ударные машины *Cop* 32 работают при давлении воздуха 0,6-1,2 МПа с частотой ударов 1300-1650 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, бурение в режиме ударно-вращательного бурения 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 повышения сопротивлений и снижения давления воздуха скорость бурения снижается. Например, при повышении глубины скважины от 100 до 200 метров 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 при применении смеси воздуха и ПАВ наблюдается 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 процентов ведет к снижению механической скорости на 25-35% [16].

Других особенностей бурения с ПАВ, которые бы могли повлиять на выбор параметров режима бурения, практикой бурения не отмечено.

6.3. Разрушение горных пород при ударном способе бурения

Ударный способ разрушения горных пород относится к наиболее древним. В настоящее время этот способ реализуется при проведении геологоразведочных работ как ударно-канатный и ударно-забивной способы бурения. 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.

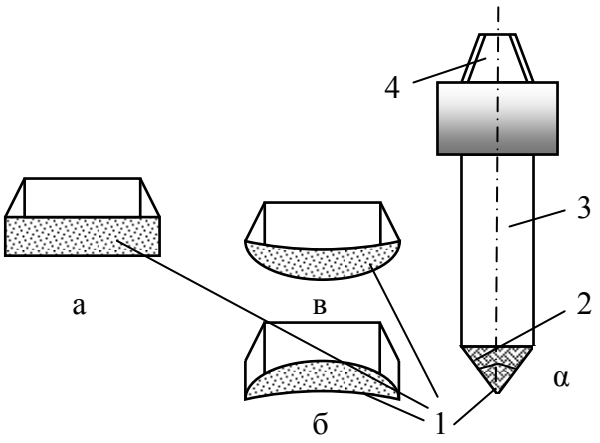


Рис. 6.11 . Общий вид долота для ударного бурения

Различают также ударно-штанговое бурение, которое вместе с ударно-канатным относится к ударно-поворотному способу бурения.

Породоразрушающие инструменты, применяемые при ударно-канатном бурении имеют клиновидную форму рабочей торцевой поверхности (рис. 6.11, а, б, в). 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, а), вогнутой (рис. 6.11, б) или дугообразной (рис. 6.11, в).

У долот может быть различным и количество лезвий: у плоских долот одно лезвие, крестовые – два пересекающихся лезвия, двутавровым – одно основное и два дополнительных по краям и др.

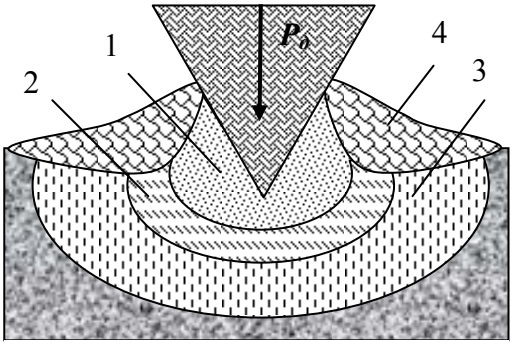


Рис. 6.12. Схема внедрения бурового инструмента в породу: 1 – зона дробления; 2 – зона разрушения; 3 – зона трещинообразования; 4 – зона скола

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 порода дробится, а разрушенная порода вытесняется из под торца долота. Разрушение породы определяется влиянием рада факторов, таких как сила удара $P_д$, количеством ударов m, наносимых по забою, величиной угла поворота долота после каждого удара.

Внедрение бурового инструмента в породу сопровождается образованием четырех зон разрушения породы (рис. 6.12) [26]. Величина и соотношение этих зон зависит от свойств пород, определяющих их 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 проф. Успенским Н.С., рассматривались проф. Воздвиженским Б.И. и проф. Сулакшиным С.С. [33]. Основные положения этой теории сводятся к следующим положениям.

При ударе с силой $P_д$ долото внедряется в породу на глубину h (рис. 6.13, а). При внедрении происходит дробление и смятие породы по площадке контакта долота с забоем $S_к$, величина которой определяется выражением

$$S_к = Da \,, \qquad (6.8)$$

где D – длина лезвия долота, м;

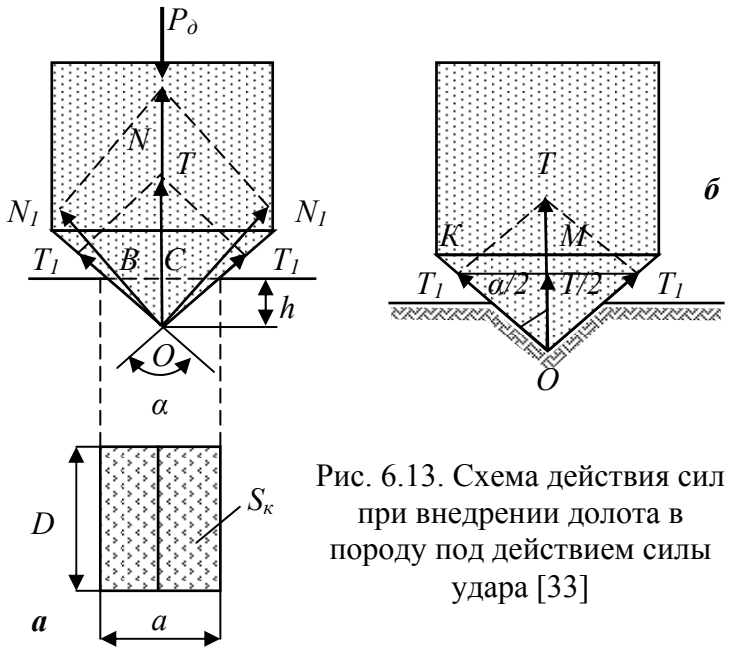


Рис. 6.13. Схема действия сил при внедрении долота в породу под действием силы удара [33]

a – ширина площадки контакта долота с породой, м.

При внедрении в породу долота преодолевает сопротивление породы разрушению – сила N и сопротивление силы трения T, которые являются равнодействующими сил N_1 и T_1 соответственно, направленных против действия силы $P_д$ на каждой стороне лезвия долота (рис. 6.13, а). Внедрение долота в породу может происходить при следующем условии

$$P_д \geq N + T. \qquad (6.9)$$

Величина силы N, определится из формулы

$$N = \sigma_{сж} S_к = \sigma_{сж} Da. \qquad (6.10)$$

Из схемы на рис. 6.13, а следует, что ширина площадки контакта долота с породой может определяться по зависимости

$$a = 2tg\frac{\alpha}{2}, \qquad (6.11)$$

Из выражения (6.10) подстановкой в него зависимости (6.11) определим силу N

$$N = 2hD\sigma_{сж} tg\frac{\alpha}{2}. \qquad (6.12)$$

Величину силы трения T определим из схемы на рис. 6.13, б. Из треугольника ОМК, у которого сторона ОМ= 0,5 T, а ОК = T_1 следует

$$T = 2T_1 \cos\frac{\alpha}{2}. \qquad (6.13)$$

Сила трения T_1 определяется силой прижатия N_1 к породе и величиной коэффициента трения f долота о породу:

$$T_1 = fN_1, \qquad (6.14)$$

где N_1 – сила реакции породы при внедрении лезвия долота.

Сила N_1 определяется из выражения

$$N_1 = \frac{N}{2\sin\frac{\alpha}{2}} = \frac{2hD\sigma_{сж} tg\frac{\alpha}{2}}{2\sin\frac{\alpha}{2}} = \frac{hD\sigma_{сж}}{cos\frac{\alpha}{2}}. \qquad (6.15)$$

Подстановка выражения (6.15) в выражение (6.14) позволяет определить T_1:

$$T_1 = \frac{fhD\sigma_{сж}}{\cos\frac{\alpha}{2}}. \qquad (6.16)$$

Из выражения (6.13) определим силу трения T

$$T = 2fhD\sigma_{сж}. \qquad (6.17)$$

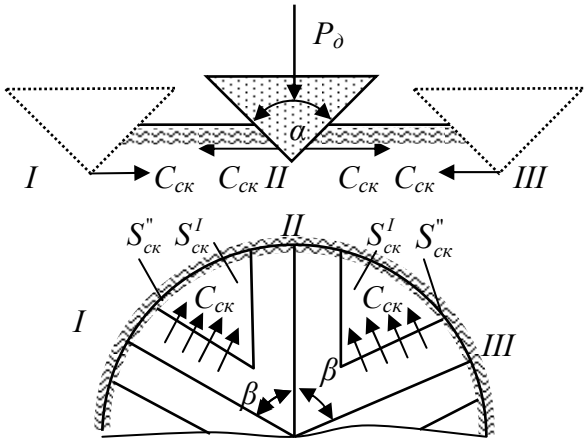


Рис. 6.14. Схема скалывания элементов породы при повторных ударах долота по забою [33]

В соответствии с выражением (6.8), определяем достаточную для разрушения породы силу удара

$$P_д = 2hD\sigma_{сж}(tg\frac{\alpha}{2} + f). \qquad (6.18)$$

Из выражения (6.18) определим глубину внедрения долота в породу под действием силы $P_д$:

$$h = \frac{P_д}{2D\sigma_{сж}(tg\frac{\alpha}{2} + f)}. \qquad (6.19)$$

Из выражения (6.19) следует, что глубина внедрения повышается только за счет повышения силы удара, но снижается при повышении диаметра долота, прочности горной породы, угла приострения лезвия долота и коэффициента трения на контакте лезвие долота-порода.

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 $\sigma_{ск}$, глубины внедрения h, площади скалывания породы $S_{ск}$ и величины скалывающей силы $C_{ск}$.

При одиночном ударе масштабы скалывания будут незначительны, т.к. отсутствуют дополнительные обнаженные поверхности. При повторных ударах после поворота долота на угол β, при наличии дополнительных обнаженных поверхностей, скалывание будет происходить по площади секторов $S_{ск}^{I}$ на забое, как это видно на рис.6.14, и в стенках скважины – по цилиндрической поверхности $S_{ск}^{II}$. Общая площадь скалывания будет равна

$$S_{ск} = S_{ск}^{I} + S_{ск}^{II}.$$

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 будет равна [33]

$$S_{ск} = \frac{\pi D}{m}(\frac{D}{4} + h). \qquad (6.20)$$

Скалывание породы произойдет при условии, что

$$C_{ск} \geq \sigma_{ск} S_{ск}. \qquad (6.21)$$

С учетом выражения (6.20) усилие скалывания породы будет равно

$$C_{ск} \geq \frac{\pi D \sigma_{ск}}{m}(\frac{D}{4} + h). \qquad (6.21)$$

Для плоского долота достаточное для разрушения число ударов инструмента по забою будет равно

$$m = \frac{360^0}{2\beta} = \frac{180^0}{\beta}. \qquad (6.22)$$

При подстановке в формулу (6.21) зависимости (6.22) получим:

$$C_{ск} \geq \frac{\pi D \sigma_{ск} \beta}{180^0}(\frac{D}{4} + h). \qquad (6.23)$$

Из зависимости (6.23) можно определить рациональный угол поворота долота для определенных условий бурения:

$$\beta = \frac{180^0 C_{ск}}{\pi D \sigma_{ск}(\frac{D}{4} + h)}. \qquad (6.24)$$

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 внедрения долота в породу.

➢ ***Контрольные вопросы 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 ударно-вращательного бурения.
7. Механизм разрушения горных пород при ударном способе бурения.

Глава 7. УСЛОВИЯ КЕРНООБРАЗОВАНИЯ И УДАЛЕНИЕ ПРОДУКТОВ РАЗРУШЕНИЯ С 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 уменьшается 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 происходят 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, и 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 ВИТРа Пономарева П.П. 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.

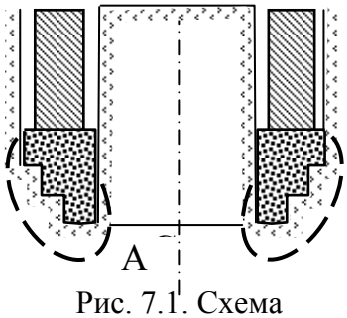


Рис. 7.1. Схема распространения линий напряжений и деформаций под торцом ступенчатой коронки

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, повторяя 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 (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. 5.56, 5.57) 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.

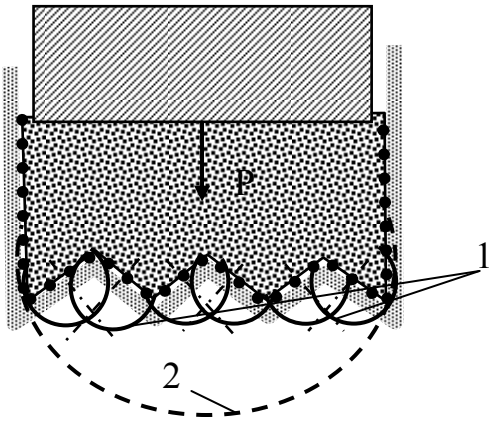


Рис. 7.2. Схема распределения напряжений под торцом коронки с W-профилем: 1 – линии напряжений от резцов каждой грани выступа; 2 – линия суммарных напряжений

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, прежде всего, 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 эта линия является кратчайшим расстоянием, определяющим прочность керна. При уменьшении этого расстояния при условии, что напряжения в породе будут иметь прежнюю величину, возрастает вероятность скалывания породы по линии АВ.

Скалывание породы керна становится возможным, если предел прочности породы на скалывание $[\sigma_{ск}]$ будет превышен действующим напряжением в точке С 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

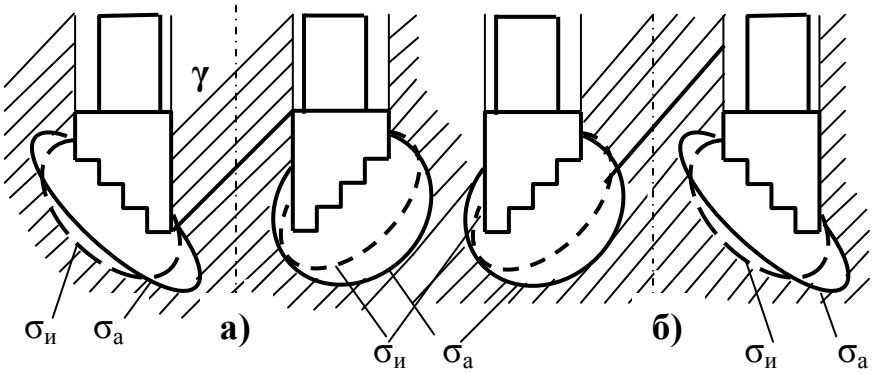


Рис. 7.3. Схемы для анализа влияния профиля торца коронки на конфигурацию контура поля деформаций в анизотропной горной породе:
а – профиль с наружной ступенчатостью;
б – профиль с внутренней ступенчатостью;
$\sigma_и$, $\sigma_а$ - контуры полей деформаций в изотропной и анизотропной породах соответственно

в направлении слоев (см. подраздел 2.7).

На рис. 7.3 приведены схемы, показывающие 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

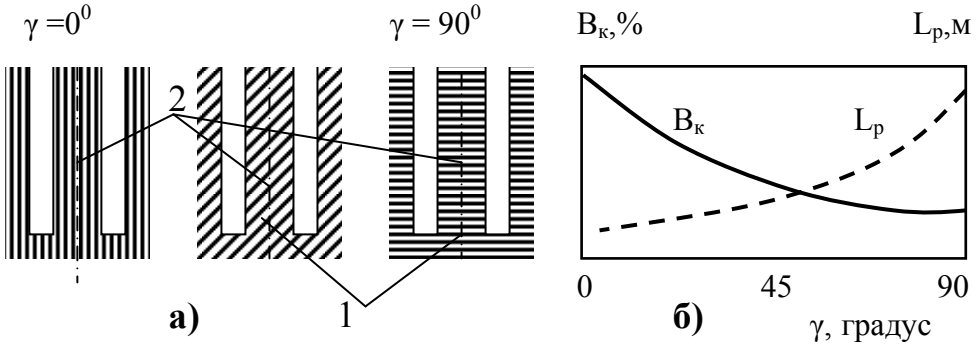


Рис. 7.4. Схемы вариантов пересечения слоистых горных пород буровым инструментом (а) и графики зависимости выхода керна $В_к$ и углубки за рейс $L_р$ от угла встречи γ (б): 1 – плоскости наиболее вероятного скола керна; 2 – керн [34]

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 работе [34] С.С. Сулакшиным приведены данные о влиянии угла встречи γ 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 угле встречи 90°, но при этом увеличивается величина углубки за рейс.

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 работы [34], полученные по результатам бурения нескольких скважин и отражающие влияние угла встречи γ на избирательное истирание жильной рудной массы.

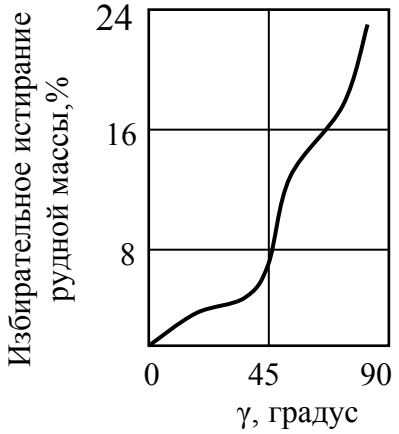


Рис. 7.5. Влияние угла встречи γ прожилков с осью скважины на избирательное истирание рудной массы

При бурении перемежающихся по твердости горных пород процесс кернообразования сопровождается искривлением керна в результате неравномерного 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 работе [34]. Из этих следует, что с повышением механической скорости бурения выход керна увеличивается (рис.7.6). Следует отметить, что представленная на рис.7.6. зависимость не является бесспорной, т.к. при определенных условиях, например, чрезмерно повышенной осевой нагрузке, будет происходить не только рост механической скорости бурения, но и интенсивное разрушение 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 – скорости фрезерования, будет приводить к дополнительному разрушению керна. Учитывая, что соотношение $v_ф / v_б$ является показателем фрезерующей способности бурового инструмента, можно отметить, что выход керна будет обратно пропорционален коэффициенту фрезерующей способности бурового инструмента [см. формулу (4.16)].

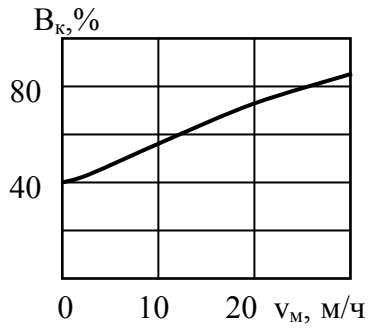


Рис. 7.6. Зависимость влияния механической скорости бурения на выход керна

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 R^1_{12}, а наиболее неблагоприятным будет работа инструмента в режиме качения бурового инструмента R_3 (гипоциклического движения – см. табл.4.2), при котором возможно образование винтового керна (рис. 4.22). В работе [7] отмечено, что при режиме работе алмазной коронки, которая определена 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, прежде всего, обеспечить его центрирование использованием центраторов. В данном случае мера, принимаемая традиционно как средство снижения искривления скважины, приведет к сохранению керна от разрушения. Центрирование колонкового набора 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. главу 4).

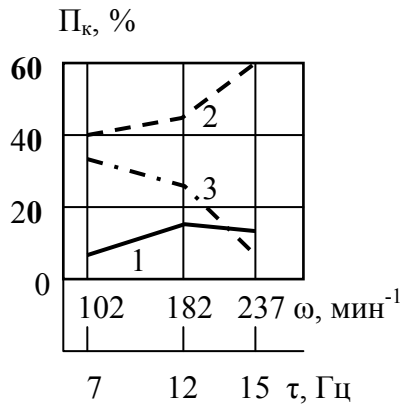


Рис. 7.7. Графики зависимости потери керна $П_к$ от частоты продольных и поперечных колебаний и частоты вращения снаряда ω при бурении мрамора VI категории по буримости: 1 – бурение без колебаний снаряда; 2 – бурение с поперечными колебаниями; 3 – бурение с продольными колебаниями

Исследования 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.7.8).

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, понижая действие сил трения при прохождении керна в колонковую трубу.

Степень действия продольных и поперечных колебаний, как следует из графиков на рис.7.7, различна. С увеличением частоты поперечных колебаний потери керна увеличиваются, а при увеличении частоты продольных колебаний потери кернового материала снижаются.

Таким образом, с целью лучшего сохранения керна следует устранять действие, прежде всего, поперечных колебаний, что возможно за счет использования высокосбалансированных 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 способствуют снижению сил трения не только в колонковой трубе, но и между колонной и стенками скважины, приводя, таким образом, к понижению интенсивность поперечных колебаний снаряда.

При ударно-вращательном бурении, когда энергия ударных импульсов очень высока, в керне и стенках скважины развиваются поперечные трещины (см. главу 2, рис. 2.40), что приводит к разрушению керна, особенно, если бурится трещиноватая, слоистая или малопрочная горная порода. Поэтому режим ударно-вращательного бурения может использоваться для бурения с отбором керна только в ограниченных случаях, поскольку этот способ бурения 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 при алмазном колонковом бурении. При этом играет определенную роль размер резцов. Наиболее благоприятны для образования керна 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. При этом, учитывая возникающие в керне напряжения, 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 с 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) – пены и воздух. Перечисленные очистные агенты применяются в различных горно-геологических условиях и подходят для использования с определенными типами буровых инструментов, при различных способах бурения.

Полное и своевременное удаление с забоя продуктов разрушения является задачей, к которой следует стремиться. С этой целью следует

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 процессом, поскольку, как отмечено в работе [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 породе. В данном случае будет верен закон, из которого следует, что чем больше объем образца (обломка), тем выше вероятность появления в нем значительного 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 неудовлетворительная 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 направление его течения 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 возрастанием расхода Q очистного агента должна, на первый взгляд, улучшаться очистка забоя. Однако с повышением расхода увеличиваются потери давления в кольцевом пространстве, а это, следовательно, 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 работе [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. Результаты скоростной киносъемки позволили установить, что причина этого заключается в снижении фактической нагрузки на забой скважины вследствие гидроподпора. В результате гидроподпора 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.

Таким образом, 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.

В результате этих причин снижается контактное давление на породу со стороны инструмента, ухудшаются условия отрыва шлама от забоя и в, конечном итоге, снижается механическая скорость бурения (рис. 4.17). 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. главу 5, рис. 5.66), приближенных к забою и направляемых в радиальном направлении, 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 $P_у$.

Угнетающее давление равно разности давлений на забое скважины $P_з$ и в полости, образованной при разрушении горной породы, трещины $P_т$:

$$P_у = P_з - P_т. \qquad (7.6)$$

Давление на забое скважины образуется из давления столба очистного агента, например, гидростатического $\sigma_г$, если в качестве очистного агента используется водный раствор или атмосферного p_0, 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, а):

$$P_з=\sigma_г+p_c. \qquad (7.7)$$

Гидростатическое давление $\sigma_г$ рассчитывается по формуле (1.9) и, следуя этой зависимости, можно отметить, что это давление пропорционально увеличивается с глубиной скважины и при повышении плотности бурового раствора.

Давление p_c, возникающее как сумма гидравлических сопротивлений, определяется по формуле [19]

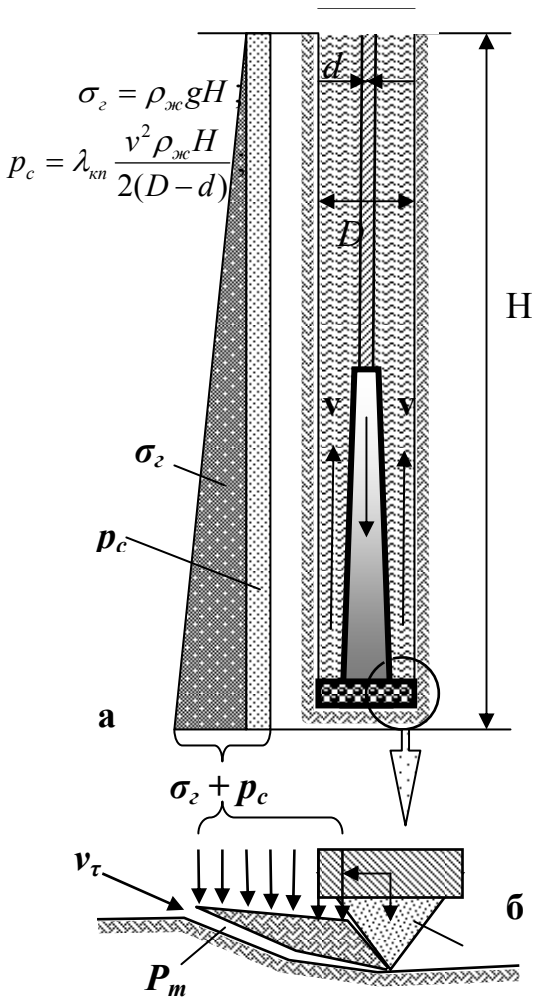


Рис. 7.8. Схема к анализу влияния угнетающего давления на процесс разрушения горной породы при бурении

$$p_c = \lambda_{кп} \frac{v^2 \rho_ж}{2(D-d)} H \times 10^{-6} \ , \qquad (7.8)$$

где v – скорость восходящего потока промывочной жидкости, м/с;

$\rho_ж$ - плотность жидкости, обогащенной шламом, кг/м^3;

D,d – диаметры ствола скважины и бурильных труб соответственно, м;

H – длина скважины,м;

$\lambda_{кп}$ – коэффициент гидравлических сопротивлений в кольцевом пространстве.

При промывке скважины водой и другими маловязкими жидкостями коэффициент $\lambda_{кп}$ рассчитывается по формуле [19]:

$$\lambda_{кп} = \frac{0{,}3164}{\sqrt[4]{\mathrm{Re}}}, \qquad (7.9)$$

где Re – параметр Рейнольдса;

При промывке скважины глинистым раствором или другими вязкими жидкостями коэффициент $\lambda_{кп}$ рассчитывается по формуле [19]

$$\lambda_{кп} = \frac{0{,}075}{\sqrt[8]{\mathrm{Re}}}. \qquad (7.10)$$

При малых значениях параметра Рейнольдса (<1200 – ламинарный режим течения жидкости) коэффициент $\lambda_{кп}$ может быть меньшим, в сравнении с расчетом по вышеприведенным формулам и определяется по зависимости [19]

$$\lambda_{кп} = \frac{14{,}6}{(\mathrm{Re})^{0{,}9}}. \qquad (7.11)$$

Таким образом, анализируя 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

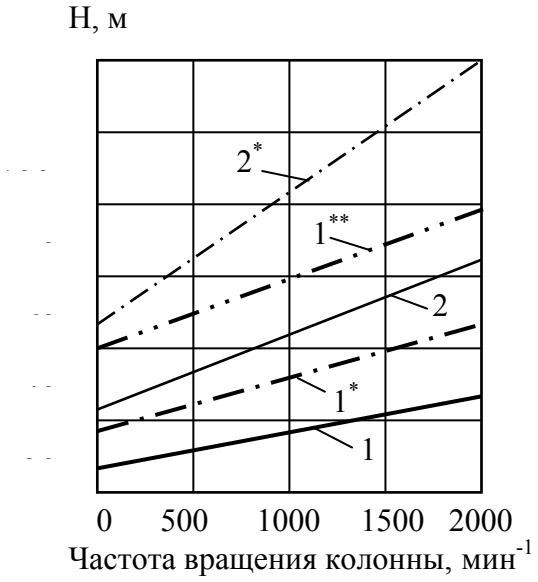


Рис. 7.9. Зависимость гидравлических потерь в вертикальной скважине глубиной 100 м, обсаженной трубами диаметром 73 мм от частоты вращения: 1, 1*,1** - 50-мм бурильные трубы; 2, 2* - 54-мм бурильные трубы; 1, 2- расход промывочной жидкости 25 л/мин; 1*, 2*- 50 л/мин; 1**- 75 л/мин

характер потока и гидравлические сопротивления при его движении в кольцевом пространстве существенно зависят от частоты вращения колонны.

Для алмазного высокочастотного бурения коэффициент $\lambda_{кп}$ рассчитывается по зависимости [19]

$$\lambda_{кп} = \lambda\sqrt{1+0{,}45\left(\frac{\pi d\omega}{60\nu}\right)^2}\,, \qquad (7.12)$$

где ω –частота вращения колонны бурильных труб, мин$^{-1}$;

λ – коэффициент гидравлических сопротивлений, определяемый при отсутствии вращения колонны.

Коэффициент λ определяется по формуле [19]

$$\lambda = 0{,}09\sqrt[4]{\frac{K_ш}{D-d}+\frac{68}{\mathrm{Re}}}\,, \qquad (7.13)$$

где $K_ш$ – коэффициент, который для условий алмазного бурения принимается равным 0,03 $\times 10^{-3}$ 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, не зависимо от вязкости, соответствует турбулентному. Повышению давления и турбулентности потока способствуют также минимальные кольцевые зазоры между скважиной и бурильной колонной.

Например, по данным из работы [10] перепад давления в кольцевом пространстве увеличивается в 2,5-4 раза при частоте вращения бурового снаряда ССК-59 1000-1500 мин$^{-1}$.

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 усложненные условия для разрушения породы и удаления продуктов разрушения с забоя, вследствие роста угнетающего давления.

Исследования во ВНИИБТ (Байдюк В.Б.) показали, что с увеличением угнетающего давления происходит уменьшение угла естественного скалывания горной породы при вдавливании в породу 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, б), давление, равное сумме гидростатического $\sigma_г$ 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.

1. Максимальным угнетающее давление, равное сумме ($\sigma_г + p_c$), будет в том случае, если давление в полости трещины $P_m = 0$, что возможно при условии отсутствия 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 1 (рис.7.8, б) или зуба с породой будет настолько мало, что буровой раствор не успевает 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 полости трещины будет равно гидростатическому давлению $\sigma_г$ (при условии, что пластовое поровое давление p_f ниже гидростатического), а угнетающее давление будет равно давлению гидравлических сопротивлений p_c.

3. При бурении пористых горных пород, например, насыщенных флюидом или пластовой жидкостью, при пластовом поровом давлении $p_f > \sigma_г$, будут наиболее благоприятные условия для разрушения, особенно если поровое давление p_f превысит сумму давлений ($\sigma_г + p_c$). Но этот вариант возможен только при бурении насыщенных напорных коллекторов и не является типичным.

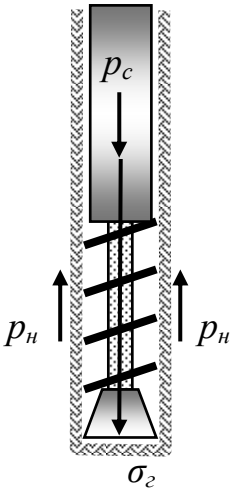
Для условий разведочного бурения на твердые полезные ископаемые типичными будут два первых варианта.

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 в направлении устья и вдоль линии трещины (направление потока v_τ на рис. 7.8, б). Направить поток по касательной в направлении трещины можно за счет использования гидронасадок в долотах (см. главу 5, рис. 5.66).

Для снижения угнетающего давления, а именно снижения влияния гидростатического давления $\sigma_г$ и давления, вызванного гидравлическими

сопротивлениями p_c, в практике бурения рекомендуется использование струйных насосов, снижающих давление в призабойной зоне (приведены в главе 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 ($\sigma_г + p_c$) будет снижено за счет давления $p_н$, которое создается вращающейся коронкой. В данном случае можно отметить рост давления $p_н$ и, соответственно, эффективности данного технического решения при повышении частоты вращения бурового снаряда.

Рис.7.10. Схема работы роторного насоса, понижающего влияние угнетающего давления на процесс разрушения горной породы

Для повышения давления $p_н$ 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).

Все выше сказанное 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].

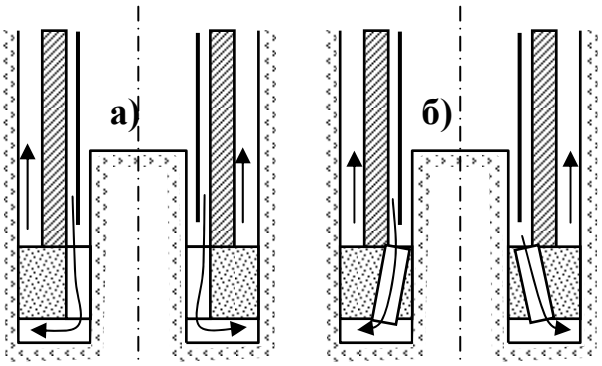


Рис. 7.11. Схемы движения потока очистного агента по зазорам между керном и коронкой (а) и по каналу, направленному под торец коронки (б)

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 схеме обратной, 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. Наиболее отрицательным фактором условий 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, а).

Рис. 7.12. Торец коронки с каналами в торце матрицы

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].

Комбинированная схема циркуляции очистного агента может применяться в определенных случаях именно для повышения выхода керна при бурении в осложненных горно-геологических условиях.

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 свои специфические качества, которые делают их привлекательными для использования. Это очень низкая плотность,

повышенная, по сравнению с водой, выносная способность и высокие смазывающие качества.

Низкая плотность пен обеспечивает низкое гидростатическое давление столба очистного агента на забой, поэтому при бурении с использованием пены в качестве очистного агента снижается до минимальных значений и угнетающее давление, т.к. 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 работы [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, колебания бурового снаряда, способность, 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 и, 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 5.61), которые по абсолютному уровню должны быть ниже, чем при бурении с промывкой водой.

Например, в работе [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

Рекомендации по частотам вращения снаряда при бурении алмазными коронками с пенами

Твердость породы, МПа	Категория пород по буримости	Зернистость объемных алмазов, шт./карат	Марка коронки	Расход раствора пенообразователя, л/мин			
				10		20	
				$N_{пр}$, кВт	ω, мин$^{-1}$	$N_{пр}$, кВт	ω, мин$^{-1}$
2250	VI-VII	10÷20	04А3-59 04А3-76	18,6 18,4	400-1000 350-900	22,0 21,7	400-1200 350-1000
4000	VIII-IX	20÷30	05А3-59 05А3-76	12,2 16,0	300-850 250-850	14,0 17,2	300-950 250-950
		40÷50	05А3-59 05А3-76	9,0 11,1	200-1100 150-1050	10,3 12,2	200-1250 150-1150
5500	IX-XI	120÷150	02И3-59 02И3-76	5,5 7,3	450-500 400-450	6,0 7,9	450-500 400-500
		150÷400	02И3-59 02И3-76	8,5 11,8	500-550 450-500	9,7 12,7	500-550 450-500
7000	XI-XII	150÷400	02И3-59 02И3-76	8,5 11,8	500-550 450-500	9,7 12,7	500-550 450-500
		400÷800	ИМВ4-59 ИМВ4-76	21,2 33,6	750-1000 700-1000	24,0 35,5	750-1150 700-1100

При бурении шарошечными долотами и твердосплавными коронками, а также при применении пен для бурения 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 горно-геологических 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$^{-1}$; для коронок диаметром 76 мм – 100-200 мин$^{-1}$ [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 образующихся осколков породы на забое в мерзлом состоянии, легко поддающемся скалыванию и дроблению, 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 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 горно-разведочных работ.

При 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 газ и нефти за счет повышения трещиноватости пластов. Взрывные работы используют при тушении пожаров.

При проведении горно-разведочных 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.

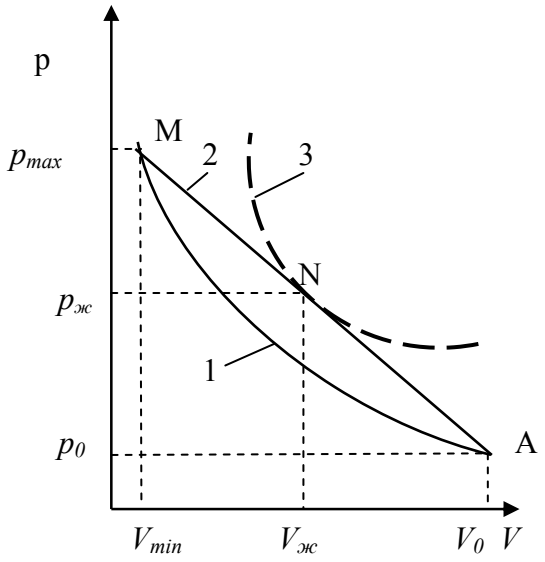


Рис. 8.1. Изменение состояния взрывчатого вещества в детонационной волне

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.

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 ρ, 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_{max} при объеме V_{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 $p_ж$ и $V_ж$. При этом прямая 2 соединяет параметры состояния исходного вещества с параметрами всплеска в состоянии максимального сжатия и завершения реакции.

Вещество в денотационной 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 1, а конечные продукты – адиабатой 3 [5].

Продолжительность химической реакции в детонационной волне составляет 10^{-6}-10^{-7} с.

Скорость детонации $\Omega_д$, скорость движения продуктов взрыва $\Omega_п$ и скорость звука в продуктах взрыва С связаны соотношением $\Omega_д = \Omega_п + C$.

Давление в точке N – точка Чепмена-Жуге [5] (рис. 8.1) рассчитывается по зависимости

$$p_{ж} = \frac{\rho_0 \Omega_д^2}{(n+1)} \approx 0{,}25 \rho_0 \Omega_д^2, \qquad (8.1)$$

где ρ_0 – начальная плотность взрывчатого вещества, кг/м^3.

Скорость движения продуктов взрыва рассчитывается из выражения:

$$\Omega_п = \frac{\Omega_д}{(n+1)} \approx \frac{\Omega_д}{4}. \qquad (8.2)$$

Давление, скорость детонации и скорость движения продуктов взрыва связаны зависимостью

$$p_{ж} = \rho_0 \Omega_д \Omega_п. \qquad (8.3)$$

Скорость детонации находится по теплоте взрыва и показателю политропы продуктов взрыва

$$\Omega_д = 31{,}6\sqrt{2(n^2-1)Q}, \qquad (8.4)$$

где n – показатель политропы, (n = 3 для взрывчатых веществ с плотностью 1-1,2 г/см^3);

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, т.к. 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

$$\frac{R_0}{R} = \sqrt{\frac{\sigma}{2\sigma_o}},$$

где σ – прочность на сжатие;

σ_0 – прочность на отрыв.

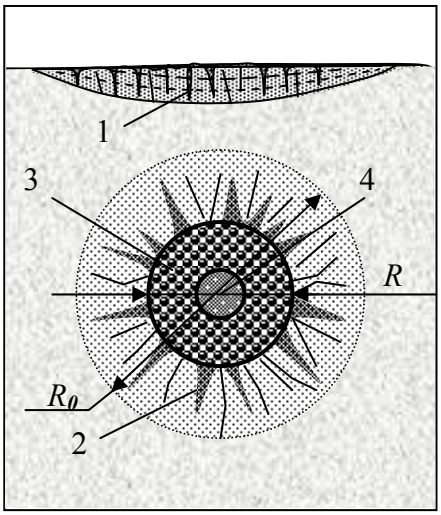


Рис. 8.2. Схема зон взрывного разрушения: 1 – откольного; 2 – радиальных трещин; 3 – дробления; 4 – полость взрыва

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 трещиноватости) 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 слоистость. Например, при слабом взрыве в породе с чётко выраженной блочной структурой гранулометрический состав

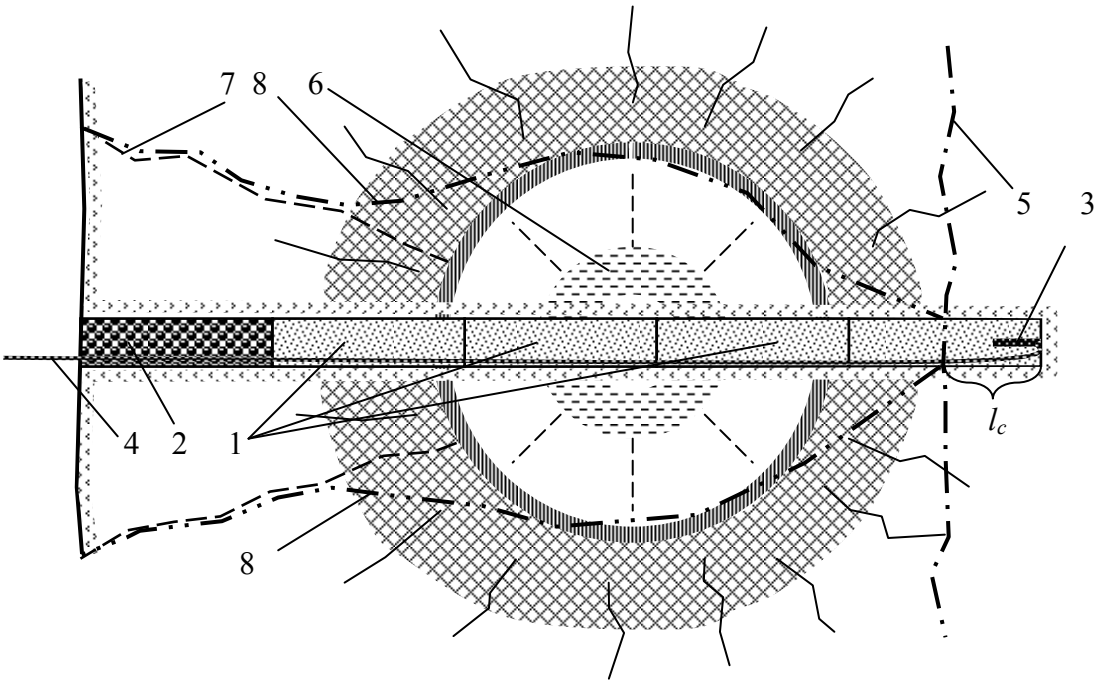


Рис. 8.3. Схема шпурового заряда и его действия при отбойке породы в забое горной выработки: 1 – патроны взрывчатого вещества; 2 – забойка шпура; 3 – электородетонатор ; 4 – провод для соединения электродетонаторов; 5 – линия отрыва породы при взрыве группы шпуров в забое выработки; 6 – центр взрыва с расходящимися от центра зонами раздробленной и разбитой трещинами породы; 7 – линия отрыва породы в результате отрыва; 8 – линия разрушенной породы в случае взрывания одного заряда; l_c – длина «стакана»

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 перпендикулярно 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 заряды, камерные и накладные заряды.

Шпуровые заряды выполняют размещением взрывчатого вещества в шпуре (рис. 8.3). Длина заряда может составлять до 2-3 метров при диаметре 32 или 40 мм. Шпур заполняется на ⅔-¾ 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 для взрывания огнепроводные шнуры, капсюля-детонаторы и детонирующие шнуры.

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 – см. 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, в направлении 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.

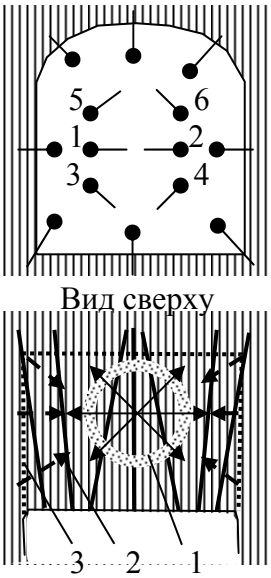


Рис. 8.4. Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (шпуры 1-6): 1 – очаг взрыва врубовых шпуров; 2 – направление отбойки породы при взрыве оконтуривающих шпуров; 3 – контур отбитой, в результате взрывания шпуров, породы

Шпуровые заряды позволяют производить сравнительно равномерное дробление породы и применяются в самых разнообразных горно-геологических 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, крупных камней путем наложения взрывчатого вещества непосредственно на объект.

Кроме перечисленных методов взрывания различают еще взрывание на выброс, сброс и др.

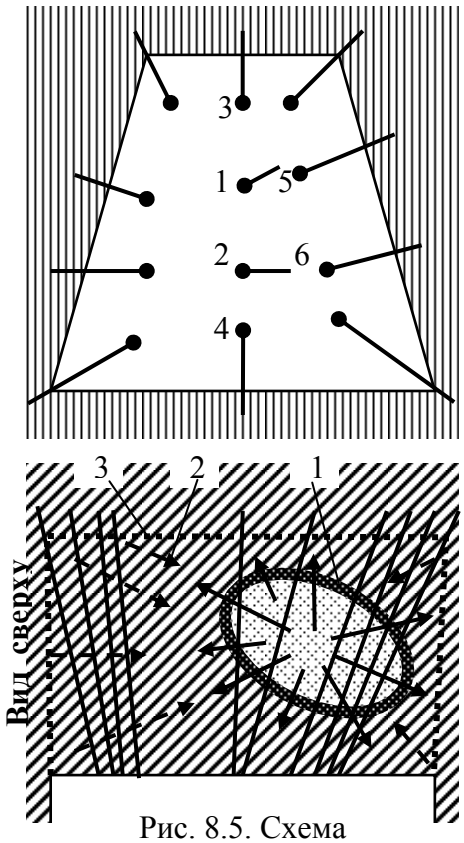


Рис. 8.5. Схема расположения шпуров при выраженной слоистости горной породы, направленной под углом к оси выработки

Наиболее часто при проведении горно-разведочных 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, 8.7 даны схемы расположения шпуров с клиновым врубом, форма которого и расположение заданы с учетом условий залегания горных пород.

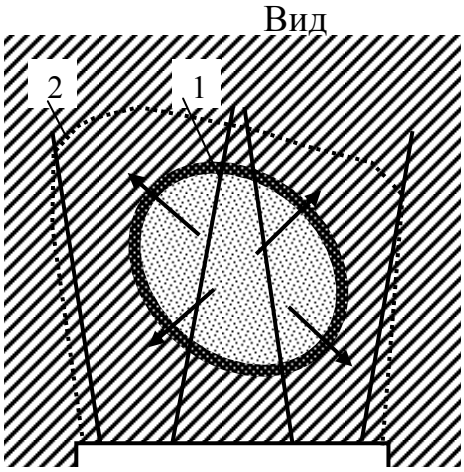


Рис.8.6. Схема действия взрыва в слоистом массиве при использовании центрального клинового вруба: 1 – центр взрыва врубовых шпуров; 2 – контур поверхности выработки после взрыва комплекта шпуров

Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (рис. 8.4) применяется при вертикальной слоистости горных пород, когда слои породы совпадают с направлением продвижения горной выработки или в случае разрушения равномернозернистой горной породы. Для образования клинового вруба бурят четное количество врубовых шпуров, которые располагают в двух вертикальных плоскостях, направленных под углом к центру выработки.

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 секунды 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 микрозамедления – 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 направлении, в котором массив породы располагает наибольшей прочностью, поскольку порода в этом случае более деформируема и 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 главах 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 создание 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 к главе 8***

1. Основное назначение взрывного разрушения.
2. Дайте определения взрыва и взрывчатых веществ.
3. Физическая сущность детонации взрывчатых веществ.
4. 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 поверхностного слоя горной породы, разрушаемой 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 главе 1.

Наиболее информативным образцом горной породы, получаемого в процессе бурения, является керн. Для получения керна 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 основывается 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, использовать 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-галечникам, 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^3, тогда как термическое – до 500 МДж/м^3 [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 с надежным каналом доставки к забою на значительную глубину достаточной для нагрева инструмента энергии. Видимо, этот способ бурения, а также бурение плавлением породы, 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 [и др.] – Екатеринбург: изд-во УГГГА, 2003. – 138 с.
3. Блинов Г.А. Алмазосберегающая технология бурения/ Г.А.Блинов, В.И. Васильев, М.Г. Глазов [и др.] – Л.: Недра, 1989. – 184 с.
4. Блинов Г.А. Техника и технология высокоскоростного бурения/ Г.А.Блинов, О.А. Буркин, О.А. Володин [и др.] – 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°», 2005. – 288 с.
7. Воздвиженский Б.И. Повышение эффективности колонкового алмазного бурения/ Б.И.Воздвиженский, Г.А. Воробьев, Л.К. Горшков [и др.] – М.: Недра, 1990. – 208 с.
8. Евсеев В.Д. Физика разрушения горных пород при бурении нефтяных и газовых скважин: учебное 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 [и др.] – 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: Справочник/ Н.И. Корнилов, Н.Н. Бухарев, А.Т. Киселев [и др.]/ 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 допол./ 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 [и др.]; 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: учебное 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 …….. 3
Глава 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕТОДАХ РАЗРУШЕНИЯ И СВОЙСТВАХ ГОРНЫХ ПОРОД……. 5
1.1. Способы разрушения горных пород……. 5
1.2. Общие сведения о горных породах…….. 6
1.3. Механические свойства горных пород при простых видах деформации…….. 13
1.4. Условия, определяющие состояние горных пород в процессе их разрушения при бурении…….. 21
Контрольные вопросы к главе1…… 25
Глава 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МЕХАНИКИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД…….. 26
2.1. Основы механики разрушения твердых тел……. 26
2.1.1. Теоретическая прочность твердых тел……. 26
2.1.2. Теория разрушения твердых тел А.Гриффитса…… 28
2.1.3. Понижение прочности твердых тел физико-химическими методами……. 31
2.1.4 Теория эффективных растягивающих напряжений…… 34
2.2. Напряжения в горных породах под действием сосредоточенной силы……. 35
2.3. Основные параметры разрушения горных пород…… 38
2.4. Влияние формы внедряемого индентора на процесс деформирования и разрушения горной породы…….. 40
2.4.1. Разрушение горной породы при вдавливании плоского цилиндрического индентора…….. 41
2.4.2. Разрушение горной породы при вдавливании индентора сферической формы…… 45
2.4.3. Разрушение горной породы при вдавливании пирамидального и клиновидного инденторов……. 48
2.5. Влияние касательной нагрузки на напряженное состояние горной породы при осевом внедрении инденторов……... 51
2.6. Влияние скорости и интенсивности приложения нагрузки на процесс разрушения горных пород…….. 53
2.7. Особенности разрушения инденторами анизотропных горных пород……... 61
2.8. Динамическое разрушение горных пород…… 64
2.8.1. Основные принципы и закономерности динамического разрушения горных пород……. 64
2.8.2. Механизм и энергоемкость разрушения горных пород при динамическом нагружении……. 65
2.8.3. Разрушение горной породы ударом при несимметричном нагружении индентора……... 71
Контрольные вопросы к главе 2 ……..... 75

Глава 3. ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ИХ БУРИМОСТЬ……. 75
3.1. Твердость минералов и горных пород…….. 76
3.1.1. Влияние внешней среды на твердость горных пород……. 82
3.1.2. Влияние диаметра индентора на твердость горных пород…….. 83
3.1.3. Разрушение породы внедрением нескольких инденторов.. 84
3.1.4. Твердость анизотропной горной породы……. 85
3.2. Изнашивание буровых инструментов и абразивность горных пород……... 88
3.2.1. Теоретические основы процесса изнашивания бурового инструмента……. 88
3.2.2. Влияние внешней среды на абразивное изнашивание инструмента……. 91
3.2.3. Направления и методы повышения износостойкости и создания высокоресурсного бурового инструмента …….. 97
3.2.4. Методы изучения изнашивания инструмента при взаимодействии с горной породой ……... 104
3.2.5. Методика определения динамической прочности, абразивности и категорий горных пород по буримости … 106
3.2.6. Классификация горных пород по трещиноватости……. 110
3.3. Оценка буримости горных пород методом вызванной акустической эмиссии ……... 111
Контрольные вопросы к главе 3……... 112
Глава 4. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ …… 113
4.1. Характеристика основных способов механического разрушения горных пород при бурении……... 113
4.2. Основные принципы механического разрушения горных пород при бурении…….. 118
4.3. Формирование зоны предразрушения при механическом разрушении горных пород …… 127
4.4. Особенности формирования стволов скважин при бурении…… 131
4.5. Основы динамики работы бурового инструмента…….. 136
4.6. Экономическая оценка эффективности разрушения горных пород при бурении …… 141
Контрольные вопросы к главе 4……. 145
Глава 5. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВРАЩАТЕЛЬ-НОМ СПОСОБЕ БУРЕНИЯ СКВАЖИН……... 146
5.1. Разрушение горных пород буровым инструментом резцами из твердого сплава…… 146
5.1.1. Твердые сплавы и их свойства…….. 146
5.1.2. Основные типы бурового инструмента вооруженного твердосплавными резцами……. 148

5.1.3. Основы механизма разрушения горной породы инструментами режуще-скалывающего действия, вооруженных твердосплавными резцами……. 149
5.1.4. Основы выбора параметров режима бурения твердосплавными коронками…… 158
5.2. Разрушение горных пород буровым инструментом с резцами из композиционных алмазосодержащих и поликристаллических алмазов…….. 160
5.2.1. Буровые инструменты с резцами из композиционного сверхтвердого материала…… 160
5.2.2. Буровые инструменты с резцами из твердых материалов с поликристаллическими алмазами…….. 163
5.3. Разрушение горных пород алмазным буровым инструментом…….. 170
5.3.1. Общие сведения об алмазном буровом инструменте…….. 170
5.3.2. Характер разрушения горных пород алмазными резцами.. 174
5.3.3. Механизм разрушения горной породы алмазными резцами бурового инструмента……. 178
5.3.4. Динамические нагрузки на алмазы в процессе разрушения горных пород…….. 194
5.3.5. Влияние величины выпуска алмазов из матрицы на эффективность разрушения горных пород……... 201
5.3.6. Влияние сил трения и температурный режим работы алмазного бурового инструмента…….. 205
5.3.7. Заполирование алмазов в буровых коронках …….. 211
5.3.8. Параметры режима алмазного бурения…….. 216
5.3.9. Разработки в области разрушения горных пород алмаз-ным инструментом компаний *Atlas Copco* и *Boart Longyear* …….. 222
5.4. Разрушение горных пород шарошечными долотами…….. 225
5.4.1. Конструкции и вооружение шарошечных долот…… 225
5.4.2. Основы механики разрушения горных пород шарошеч-ными долотами…… 231
5.4.3. Системы очистки забоя и интенсификация процесса разрушения при бурении шарошечными долотами…… 234
5.4.4. Динамика работы шарошечных долот с учетом влияния бурильной колонны…… 238
5.4.5. Параметры режима бурения шарошечными долотами….. 241
Контрольные вопросы к главе 5……. 244
Глава 6. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНО-УДАРНОМ, УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОМ И УДАРНОМ СПОСОБАХ БУРЕНИЯ…….. 245
6.1. Разрушение горных пород при вращательно-ударном способе бурения…….. 245
6.1.1. Разрушение горных пород алмазным инструментом в

режиме вращательно-ударного бурения……... 246
6.1.2. Разрушение горных пород шарошечными долотами в режиме вращательно-ударного бурения…….. 250
6.2. Разрушение горных пород при ударно-вращательном способе бурения…….. 251
6.3. Разрушение горных пород при ударном способе бурения……. 258
Контрольные вопросы к главе 6…… 262
Глава 7. УСЛОВИЯ КЕРНООБРАЗОВАНИЯ И УДАЛЕНИЕ ПРОДУКТОВ РАЗРУШЕНИЯ С ЗАБОЯ БУРИМОЙ СКВАЖИНЫ…….. 262
7.1. Условия кернообразования при различных способах разрушения горных пород…….. 262
7.2. Удаление продуктов разрушения с забоя буримой скважины…….. 268
7.3. Особенности бурения скважин при использовании в качестве очистных агентов пен и воздуха…… 275
Контрольные вопросы к главе 7……. 278
Глава 8. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВАНИЕМ…… 279
8.1. Понятие о взрыве…… 279
8.2. Механизм разрушения пород взрывом……. 282
Контрольные вопросы к главе 8……. 288
ЗАКЛЮЧЕНИЕ……... 288
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК……... 292

Учебное издание

Нескоромных В.В.

Разрушение горных пород

при проведении геологоразведочных работ

Подписано в печать 29.05.2012. Формат 60x84/16.

Бумага тип. Печать офсетная.

Усл. печ. листов 18,6. Тираж 70 экз. (дополнительный). Заказ 8495.

Редакционно-издательский отдел
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 79
Тел/факс (391) 206-21-49, e-mail: rio@lan.krasu.ru
Отпечатано:
Полиграфический центр
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 82а