

А.И.СПИВАК А.Н.ПОПОВ

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН



**ВЫСШЕЕ
ОБРАЗОВАНИЕ**

А.И.СПИВАК, А.Н.ПОПОВ

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

*Допущено
Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебника
для студентов нефтяных вузов,
обучающихся по специальности
«Бурение нефтяных и газовых скважин»*

Издание четвертое,
переработанное и дополненное



МОСКВА «НЕДРА» 1986

Спивак А. И., Попов А. Н. Разрушение горных пород при бурении скважин: Учебник для вузов.— 4-е изд., перераб. и доп.— М.: Недра, 1986.— 208 с.

Четвертое издание (3-е изд.— 1979) написано с учетом последних достижений в области техники и технологии буровых работ. Рассмотрены основы механики сплошных сред, методы определения показателей механических свойств горных пород, расчет стенок скважины на устойчивость, режимы разрушения забоя. Большое внимание уделено механизму разрушения горных пород различными долотами, изнашиванию вооружения долот при бурении, кинематике и динамике взаимодействия долота с горной породой. Приведены вопросы буримости горных пород.

Для студентов нефтяных вузов и нефтепромысловых факультетов, обучающихся по специальности «Бурение нефтяных и газовых скважин».

Табл. 25, ил. 91, список лит.— 39 назв.

Рецензенты: кафедра бурения Ивано-Франковского института нефти и газа; Р. М. Эйгелес, д-р техн. наук (ВНИИБТ).

Предлагаемое четвертое издание учебника существенно переработано и дополнено с учетом развития теории и практики в области механики разрушения горных пород и породоразрушающего инструмента. Учебник написан в соответствии с программой курса «Разрушение горных пород при бурении скважин» и отражает специфику задач, решаемых специалистами по технике и технологии бурения глубоких скважин (специальность 0211).

Период со времени третьего издания учебника (1979 г.) характеризовался интенсивным развитием прикладных вопросов механики горных пород и переоснащением буровых организаций новыми породоразрушающими инструментами. Кроме того, вузы страны перешли на новые учебные планы. Все это повлекло за собой изменение программы курса и соответствующую перестройку структуры учебника.

При написании учебника авторы стремились наиболее детально рассмотреть фундаментальные вопросы механики горных пород и породоразрушающих инструментов, считая это необходимым для формирования специалистов по бурению скважин, а также отразить основные достижения научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ.

Авторы выражают глубокую благодарность доц. Б. Н. Трушкину за конкретные предложения по улучшению учебника, которые были учтены при доработке рукописи.

§ 1. ПРЕДМЕТ И ЗАДАЧИ КУРСА «РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН»

Предмет курса «Разрушение горных пород при бурении скважин» — изучение механических процессов в горных породах при бурении скважин, а также конструкций, работы и изнашивания породоразрушающих инструментов.

Теоретической базой для изучения этих вопросов являются фундаментальные положения физики твердого тела, дающие представления о физической сущности процессов, а также механики сплошных сред, теоретической механики и деталей машин.

Механика сплошных сред описывает не реальные тела, а их модели, которые включают в себя лишь наиболее существенные признаки (свойства) изучаемых объектов. Горные породы — это специфичные твердые тела, математические модели которых весьма сложны. Поэтому применительно к горным породам широко используются частные решения, в основе которых лежат гипотезы о применимости упрощенных моделей, удовлетворительно представляющих в конкретном случае горную породу.

В отличие от других твердых тел (например, металлов) горные породы неоднородны как по составу, так и по строению и нередко обладают анизотропными свойствами.

Сущность процессов в горных породах и породоразрушающих инструментах и параметры соответствующих моделей изучаются и определяются экспериментально при их физическом моделировании. Особенности горных пород как твердых тел и неучтенные факторы при моделировании обуславливают значительные колебания выходных параметров испытаний. Для обобщения результатов таких испытаний необходимо применение математической статистики.

Перед буровиками страны стоит проблема улучшения технико-экономических показателей буровых работ за счет ускоренного технического перевооружения и дальнейшего совершенствования их организации. Для решения этой проблемы необходимо непрерывно улучшать и создавать новые конструкции породоразрушающих буровых инструментов и оптимизировать технологию бурения скважин.

Успешное решение названных задач может быть осуществлено только на базе глубоких профессиональных знаний и умения в области механики горных пород и породоразрушающих инструментов. Формирование таких знаний и умений у студентов, будущих инженеров-технологов по бурению скважин, — основная задача курса. Кроме того, освоение этого курса создает необходимую ба-

зу для последующего изучения профилирующих дисциплин, таких как «Промывка скважин», «Технология бурения нефтяных и газовых скважин» и др.

§ 2. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ — ОБЪЕКТ РАЗРУШЕНИЯ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Нефтяные и газовые месторождения приурочены к осадочным горным породам, которые делятся на две большие группы: кристаллические и обломочные. Подгруппа глинистых пород рассматривается совместно с обломочными, хотя они и занимают особое положение. Среди осадочных пород на долю кристаллических приходится около 25 %, на долю обломочных — около 21 % и на долю глинистых пород — около 54 %.

С точки зрения бурения скважин важнейшими геологическими характеристиками пород являются минералогический состав, строение и неоднородность.

В настоящее время известно около 2000 минералов, но существенное участие в строении горных пород принимают лишь несколько десятков. Эти минералы называются породообразующими. В состав горной породы минералы входят в виде кристаллитов (зерен) неправильной формы в случае хомогенных пород или в виде моно- и полиминеральных обломков в случае обломочных горных пород. В целом горная порода представляет собой агрегат кристаллитов или обломков.

Горная порода, состоящая из одного минерала, называется мономинеральной (например, доломит, известняк, ангидрит), а состоящая из нескольких минералов — полиминеральной (например, гранит, глина).

Строение горных пород характеризуется двумя основными признаками — структурой и текстурой.

Структура породы — особенности строения, обусловленные размером, формой и характером поверхностей слагающих породу кристаллитов или обломков.

Текстура породы — особенности строения, обусловленные взаимным пространственным расположением кристаллитов или обломков. К текстурным признакам относятся слоистость, сланцеватость, пористость и трещиноватость.

Структурные и текстурные особенности существенно влияют на показатели свойств горных пород.

В качестве классификационного признака строения горных пород широкое применение нашла обобщенная текстурная характеристика, названная *сплошностью*. По способности окружающей скважину пород пропускать через себя промывочную жидкость выделяются четыре категории их сплошности:

1) может уходить промывочная жидкость вместе с обломками (шламом) выбуренной горной породы;

2) могут проникать как дисперсионная среда, так и дисперсная фаза (коллоидные глинистые частицы) промывочной жидкости;

3) может проникать только маловязкая дисперсионная среда (типа воды);

4) внутрь горных пород жидкости не проникают.

Осадочные кристаллические породы представляют собой агрегаты минеральных зерен (кристаллитов), образовавшиеся в результате выпадения солей из водных растворов или химических реакций, происходящих в земной коре. К кристаллическим осадочным породам относятся и органогенные, являющиеся продуктами жизнедеятельности организмов. Наиболее распространены породы карбонатной (известняки, доломиты, мергели), сульфатной (гипсы, ангидриты), галоидной (каменная соль) и кремнистой (диатомиты, кремни) подгрупп.

К обломочным осадочным горным породам относят продукты механического и физико-химического разрушений ранее существовавших горных пород с последующим их переносом водой или ветром и осаждением без растворения и перекристаллизации. К этой же группе относят породы, образовавшиеся на месте разрушения. По размерам обломков горные породы подразделяют на четыре основные структурные подгруппы.

Грубообломочные породы (размер обломков более 2 мм) представляют собой обломки в основном магматических и метаморфических пород. Пространство между обломками заполнено песчаными, мелкоземистыми и глинистыми породами. Грубообломочные породы в разрезах нефтяных и газовых месторождений распространены незначительно.

Песчаные породы (размер обломков от 0,1 до 2 мм), к которым относятся пески (рыхлые) и песчаники (цементированные), в зависимости от состава минеральных зерен бывают кварцевыми и полимиктовыми. Первые состоят из зерен кварца, вторые — из зерен различных минералов (слюды, роговой обманки, пироксена, полевых шпатов и т. д.).

Пески и песчаники различаются по размерам зерен: грубозернистые (2—1 мм), крупнозернистые (1—0,5 мм), среднезернистые (0,5—0,25 мм), мелкозернистые (0,25—0,10 мм), однородные (размер зерен постоянен) и разнотернистые (размер зерен разный).

Мелкоземистые породы (размер обломков от 0,01 до 0,1 мм) занимают промежуточное положение между песчаными и глинистыми. К этим породам относятся главным образом осадки континентального происхождения: супеси, суглинки и лёсс. Большое распространение имеют также цементированные породы — алевролиты. Цементы по составу могут быть кремнистые, карбонатные, сульфатные, железистые, глинистые, битуминозные и другие (цементы расположены в порядке уменьшения их прочности).

По строению выделяют следующие четыре типа цементов (рис. 1):

а — контактовый — отлагается в местах контактов обломков;

б — пленочный — каждый обломок окружен пленкой цементирующего вещества;

в — поровый — цементирующее вещество заполняет поры между обломками;

г — базальный — обломки породы как бы погружены в цементирующее вещество и не контактируют друг с другом.

К глинистым породам (размер частиц менее 0,01 мм) относятся глины, аргиллиты и глинистые сланцы. Аргиллиты, обычно сцементированные халцедоном (SiO_2), имеют высокую прочность. Если аргиллит легко раскалывается по плоскости сланцеватости, то его называют глинистым сланцем.

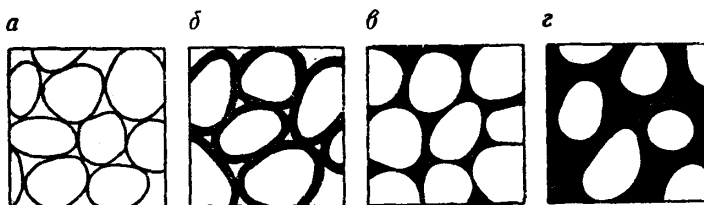


Рис. 1. Типы цементов обломочных пород

Рыхлые горные породы делятся на два вида — несвязные и связные (глинистые). Большое влияние на свойства этих пород оказывает вода, заполняющая поры. Горные породы — тела гидрофильные, т. е. хорошо смачиваются водой. Вода в порах и на поверхностях горных пород может быть в физически связанном и свободном состояниях.

Количество воды, содержащееся в породе, оценивается по влажности W (в %):

$$W = \frac{G_n - G_c}{G_c} 100,$$

где G_n — масса влажной породы; G_c — масса скелета породы.

Силы связи в связных глинистых породах имеют физико-химическую природу и обусловлены особым коллоидным состоянием глинистых минералов. Рассмотрим принцип взаимодействия глинистых частиц (рис. 2).

Глинистые породы формируются в водной среде. В этих условиях частицы глины находятся как бы в диссоциированном состоянии, так как отдают в раствор обменные катионы. При этом они приобретают отрицательный заряд, обуславливающий образование прочной гидратной пленки. Катионы также окружены ассоциациями молекул воды. Из рис. 2 видно, что пленка физически связанной воды имеет внешний отрицательный заряд, а ассоциация воды вокруг катионов — положительный заряд. Взаимодействие этих зарядов обуславливает связность глинистых частиц. Нетрудно видеть, что силы взаимодействия будут существенно зависеть от толщины диффузного слоя воды. Увеличение толщины диффузного слоя за счет свободной воды приводит к потере связности глинистой породы и приобретению свойств текучести. С уменьшением толщины диффузного слоя увеличиваются силы взаимодействия,

а следовательно, и прочностные свойства глинистых пород. Наличие диффузного слоя создает высокую пластичность глин. При высушивании глинистые породы переходят в твердое состояние.

Следовательно, в зависимости от содержания воды глинистые породы могут быть в твердом, пластическом или текучем состоянии.

В глинистых породах в процессе их уплотнения происходит отжатие свободной воды. На контактах частиц откладываются гипс, кальцит, соли железа, которые цементируют глинистую породу. Силы связи постепенно приобретают кристаллизационный

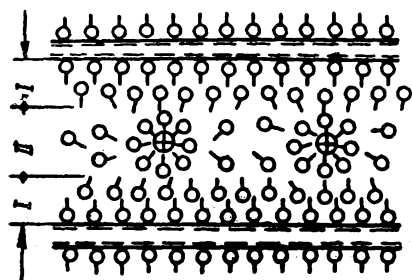


Рис. 2. Схема взаимодействия глинистых частиц:

1 — катион; 2 — молекула воды (диполь); 1 — физически связанная вода; 11 — диффузный слой

характер. При перемятии глины или растворении отложений солей глины вновь приобретают пластичные свойства.

Более глубокие преобразования глинистых пород связаны с их дегидратацией, цементированием кремнистым цементом и частичной перекристаллизацией. В результате образуются твердые, плотные, не размокающие в воде аргиллиты.

Наиболее существенными текстурными признаками обломочных пород являются слоистость и пористость. Пористость обломочных пород гранулярная и имеет значительную величину.

Распределение минеральных зерен, обломков, пор и трещин по размеру и ориентации в горной породе носит случайный характер. Это обуславливает высокую неоднородность горных пород, которая существенно влияет на поведение их в процессе бурения скважин.

Важная характеристика горных пород — их плотность. Различают плотность твердых частиц породы (отношение массы твердых частиц к их объему) и объемную массу влажной породы (массу единицы объема породы при естественной влажности и пористости). В данной книге речь пойдет только об объемной массе породы, причем не отдельных образцов, а об осредненных ее значениях для значительных интервалов и даже для разреза в целом. Этот показатель будем называть плотностью горной породы. Ниже приведены плотности некоторых горных пород (в г/см³):

Песчаники	2,40—3,20	Известняки	2,41—2,98
Алевриты	2,40—3,04	Доломиты	2,55—3,19
Аргиллиты	2,63—2,86	Ангидриты	2,72—2,99
Мергели	2,37—2,92	Каменная соль	2,10—2,20

Из приведенных данных видно, что плотности различных подгрупп осадочных горных пород мало отличаются друг от друга.

Это позволяет в приближенных расчетах использовать один показатель — средневзвешенную плотность по всему разрезу.

В учебнике рассматриваются прямые методы изучения физико-механических свойств пород на образцах (кернах), поднятых из скважин. Эти методы не позволяют дать полную характеристику разреза, так как сплошной отбор керна не проводится. Поэтому исследователи уделяют много внимания оценке показателей свойств горных пород по косвенным характеристикам, получаемым при геофизических исследованиях месторождений и скважин. По геофизическим данным приближенно определяются плотность, пористость, литологический состав, показатели прочностных и упругих свойств пород, выявляются зоны аномального давления жидкости в пластах [2, 14].

§ 3. ПОНЯТИЕ О СКВАЖИНЕ. УСЛОВИЯ И СПОСОБЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Скважина в стадии бурения представляет собой горную выработку цилиндрической формы, сооружаемую с помощью специальных инструментов без доступа в нее человека. Она характеризуется большой глубиной (несколько тысяч метров) и малым диаметром. У скважины (рис. 3, а) различают устье 1, ствол 2 и забой 3. Цилиндрическая поверхность ствола называется стенкой скважины.

Горные породы, окружающие скважину, находятся в сложном напряженном состоянии, обусловленном весом вышележащих пород и тектоническими процессами в данной геологической области. Совокупность этих напряжений называется горным давлением. Поры, каверны и трещины горных пород заполнены жидкостями или газами, которые также находятся под давлением, называемым пластовым. Наличие этих давлений оказывает существенное влияние на сопротивление горных пород разрушению породоразрушающим инструментом и на всю технологию бурения. Поэтому при изучении механических процессов в горных породах необходимо иметь не только их образцы или аналоги, но и моделировать всю совокупность давлений в породах и их изменение при вскрытии скважиной. Сложность такого моделирования объясняется большой глубиной скважины, чередованием горных пород (пластов) и их простираaniem.

В законченном виде скважина представляет собой капитальное сооружение в земной коре (рис. 3, б), предназначенное для извлечения из недр земли жидких и газообразных полезных ископаемых или для других целей. Стенки скважины крепят обсадными трубами 5, пространство между трубами и стенками скважины заполняется цементным раствором 6, который, затвердев, изолирует пласты друг от друга. Против продуктивных пластов в трубах и в цементном камне выполняются отверстия 7 (фильтр) для гидравлического сообщения пласта со скважиной. Геологические условия бурения обуславливают необходимость спуска нескольких колонн

обсадных труб (не менее двух). Каждую последующую колонну подвешивают на предыдущей. На фланце 4 последней колонны, называемой эксплуатационной, подвешивают нефтепромысловое оборудование, спускаемое в скважину, и монтируют устьевое оборудование.

В зависимости от вида энергии, реализуемой непосредственно на разрушение горной породы, выделяют ряд способов разрушения пород при бурении скважин. К основным относятся механический, электрофизический и термический. Главным при бурении на нефть и газ пока является механический способ разрушения породы с помощью породоразрушающих инструментов — буровых долот, бурильных головок и коронок.

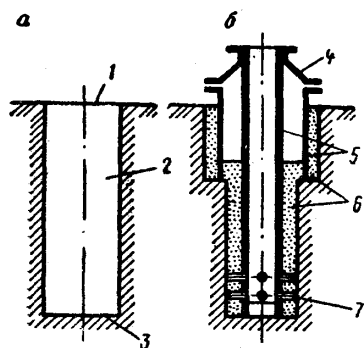


Рис. 3. Схема скважины

Механический способ разрушения пород реализуется при вращательном и ударном бурении. При вращательном бурении порода разрушается вращающимся долотом, находящимся в постоянном контакте с породой. Вращение долота может осуществляться ротором с поверхности земли или забойным двигателем, установленным непосредственно над долотом. В случае ударного бурения долоту сообщается вертикальное возвратно-поступательное движение и скважина как бы выдалбливается ударами долота.

Сочетание ударного и вращательного воздействий на породу дает ударно-вращательное бурение.

При разработке месторождений твердых полезных ископаемых и в гидротехническом строительстве широко применяют разрушение горных пород гидромониторной струей жидкости. Разрушение пород таким методом легко вписывается в существующую технологию бурения, так как струя может быть сформирована из жидкости, подаваемой на забой для промывки скважины. Опыты показали, что при современном парке буровых насосов гидромониторное разрушение с приемлемой скоростью возможно только в рыхлых горных породах. Поэтому основное внимание уделяется созданию комбинированных способов разрушения пород: гидромеханического — струи жидкости расчлениают забой и облегчают его разрушение механическим способом; эрозионного — разрушение пород осуществляется струей жидкости, несущей абразивные частицы (чаще кварцевый песок), и гидромониторными долотами.

Бурение скважин гидромониторными долотами получило широкое промышленное распространение. При этом основная роль принадлежит механическому разрушению породы вооружением долота, а струи жидкости должны создавать оптимальные условия для работы вооружения.

Часть первая

ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Глава I

ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТВЕРДЫХ ТЕЛ И ИХ ПОКАЗАТЕЛИ

Механическими свойствами твердого тела называются его специфические признаки, проявляющиеся при механических процессах и обусловленные природой и внутренним строением тела. К механическим свойствам относятся упругость, пластичность, вязкость, прочность.

Математическое описание механических процессов в твердом теле с учетом его дискретного строения весьма сложно. Поэтому для реальных тел, размеры которых много больше размеров элементов его структуры, при их математическом описании принимается *гипотеза об их сплошности*.

Основными механическими процессами в твердых телах являются их деформирование и разрушение. Далее при изложении материала будут использоваться следующие основные понятия и положения.

Деформирование — процесс изменения размеров или формы твердого тела под действием внешних сил. Согласно гипотезе о сплошности, непрерывное тело до деформирования остается непрерывным и после деформирования, т. е. не имеет разрывов, пустот и т. п.

Деформация — это относительное изменение размера или формы тела. Обратимой (упругой) деформация называется в том случае, если при устранении внешних сил размеры и форма тела полностью восстанавливаются, причем внутренние силы совершают работу, равную работе внешних сил, но обратную по знаку. Необратимой (пластической) деформация называется в том случае, когда с устранением внешних сил форма и размеры тела не восстанавливаются, а работа деформирования больше работы восстановления.

Соппротивление тела деформированию в рассматриваемой точке принято характеризовать отношением равнодействующей внутренних сил $d\vec{R}$, действующих на элементарной площадке сечения,

проведенного через рассматриваемую точку, к площади dF этой площадки: $dR/dF = \vec{p}$. Величина $\vec{p}$ векторная и называется *напряжением* в точке.

Реальные твердые тела имеют дискретное строение. В них атомы, ионы или молекулы располагаются в определенном порядке, который повторяется во всех трех измерениях. Такие тела называются кристаллическими, а определенный порядок размещения в них частиц вещества — *кристаллической структурой*.

При выделении твердого вещества из раствора или расплава образуются правильные многогранники, очертания которых повторяют кристаллическую структуру вещества. Такие образования получили название кристаллов. Однако условия свободного роста отдельных кристаллов в природе создаются сравнительно редко. В основном кристаллизация вещества начинается одновременно в огромном количестве точек (центров кристаллизации). Растущие кристаллы соприкасаются друг с другом, и при дальнейшем их росте кристаллизующееся вещество заполняет пространство между кристаллами, которые превращаются в кристаллические зерна неправильной формы или кристаллиты. Образующееся при этом твердое тело является поликристаллическим. Однако и в этих случаях в пределах отдельных зерен полностью сохраняется кристаллическая структура вещества.

Для горных пород характерны ионные и атомные кристаллические структуры. Силы связи между элементами структуры имеют электростатическую природу и обусловлены взаимодействием в основном валентных электронов.

Способность твердого тела оказывать сопротивление разрушению от внешнего воздействия (механического, теплового и др.) называется его *прочностью*. При разрушении рвутся связи между частицами кристаллической структуры, не меняя агрегатного состояния вещества. Прочность оценивается по предельным напряжениям, которые могут быть созданы в опасном сечении твердого тела.

Прочность твердого тела, имеющего идеальную кристаллическую структуру, называется теоретической и может быть рассчитана. Измеренная на практике реальная (техническая) прочность кристаллов в сотни и тысячи раз меньше теоретической. Физиками было сделано предположение, что кристаллическая структура твердых тел несовершенна. Позднее это предположение подтвердилось электронно-микроскопическими наблюдениями. Несовершенства кристаллической структуры включают тепловые колебания, точечные, линейные и поверхностные дефекты.

Поверхности, разделяющие кристаллиты (зерна) поликристаллических тел, образуют внутренние поверхности и также могут рассматриваться как двумерные дефекты кристаллической структуры. Силы связи между кристаллитами твердого тела имеют также электростатическую природу. Однако для твердых тел, особенно для горных пород [22], характерно весьма значительное

ослабление сил связи на границах зерен. Для мономинеральных пород степень ослабления сил связи зависит от характера поверхностей кристаллитов, степени разориентировки их кристаллических решеток и концентрации примесей между кристаллитами. Еще более существенно ослабление связей в полиминеральных породах, обусловленное, кроме перечисленных выше причин, различными параметрами решеток, а в некоторых случаях и различными видами связи в решетках контактирующих кристаллитов.

Наблюдения показывают, что в процессе циклического нагружения твердые тела разрушаются при значительно меньшей нагрузке, чем при однократном нагружении. Такое явление называется *усталостью материала твердого тела*. Причем с увеличением числа циклов разрушающая нагрузка монотонно уменьшается.

Экспериментально установлено, что образцы материала меньших размеров, при прочих равных условиях, обладают большей удельной прочностью, чем образцы больших размеров. Это явление называется *масштабным фактором*. Заметное увеличение прочности наблюдается, когда размер образцов меньше 0,1—0,5 мм. Кристаллиты и зерна горных пород имеют такой размер, когда влияние масштабного фактора существенно, поэтому обычно мелкозернистые породы более прочны, чем крупнозернистые.

Методы изучения механических процессов. Модели твердых тел. Поведение твердого тела в конкретных условиях деформирования может быть изучено с применением следующих методов: натурных испытаний, испытания моделей и расчетным.

Первый метод наиболее надежен, но очень трудоемок и не всегда доступен. Второй метод менее надежен, но более доступен. Он основан на применении теории подобия и моделирования в механике и широко используется при проведении лабораторных экспериментов. Третий метод наименее трудоемок, но и менее точен. В его основе лежит математическое моделирование твердого тела, которым занимается механика сплошных сред. Для этого все твердые тела по особенностям деформирования и разрушения делят на группы. Для каждой группы создается идеализированная математическая модель, включающая в себя лишь наиболее существенные признаки группы. Основными моделями являются: упругое тело, или тело Гука (деформируется упруго до разрушения); идеальное упругопластическое тело (до предельных напряжений деформируется упруго, а далее деформируется пластически при постоянных напряжениях); идеальное жестко-пластическое тело, или тело Сен-Венана (при напряжениях меньших предельных деформации нет, а при равных предельным — деформируется пластически); вязкое тело, или тело Ньютона (деформируется подобно вязкой жидкости).

Используя комбинации основных моделей, можно получить модели практически всех твердых тел.

Показателями механических свойств твердых тел называются параметры основных моделей. В соответствии с видами моделей

выделяют группы упругих, пластических, реологических (вязко-ных) и прочностных показателей свойств.

Показатели механических свойств горных пород нельзя определить вне условий, накладываемых опытом. Поэтому показатели свойств не эквивалентны свойствам, а лишь отражают их проявление в условиях опыта. Для того чтобы показатели механических свойств были сопоставимы, методы и условия их определения стандартизованы.

Рассмотренные методы не могут подменить необходимость изучения сущности процессов деформирования и разрушения твердых тел, так как только в этом случае возможно правильное применение частных решений, основанных на эксперименте, и прогнозирование поведения тел в условиях, для которых нет экспериментальных данных или невозможно провести эксперимент.

§ 2. УПРУГИЕ НАПРЯЖЕНИЯ И ДЕФОРМАЦИИ В ТВЕРДЫХ ТЕЛАХ

В данном учебнике рассматривается наиболее простая и широко применяемая на практике модель упругого твердого тела, в основе которой лежат представления об идеально упругом теле. Последнее предполагает линейную зависимость между напряжениями и деформациями, которая, в свою очередь, позволяет использовать принцип независимости действия сил при решении задач.

Напряженное состояние в точке. Предположим, что упругое тело находится под действием внешней нагрузки. Для определения напряжений в какой-либо точке тела вырезаем элементарный куб в окрестностях этой точки (рис. 1.1, а). Заменяем действие отброшенных частей тела напряжениями на гранях куба, которые разлагаем по направлениям, параллельным осям координат. Напряжения, перпендикулярные к граням куба, называются нормальными и обозначаются σ , а действующие в плоскости грани — касательными и обозначаются τ с соответствующими индексами (см. рис. 1.1, а).

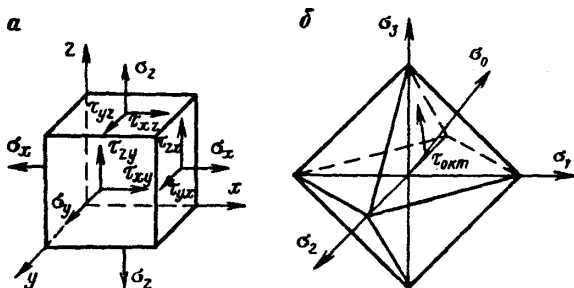


Рис. 1.1. Схема компонент напряжений на гранях куба (а) и октаэдра (б)

Из условия равновесия элементарного куба можно записать

$$\tau_{xz} = \tau_{zx}; \tau_{yz} = \tau_{zy}; \tau_{xy} = \tau_{yx}.$$

Таким образом, напряженное состояние в точке описывается шестью компонентами напряжения: $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z, \tau_{xz}, \tau_{yz}, \tau_{xy}$.

Можно подобрать ориентацию граней куба так, что $\tau_{xz} = 0$, $\tau_{yz} = 0$ и $\tau_{xy} = 0$. Тогда грани куба образуют главные площадки, а соответствующие нормальные напряжения, называемые *главными нормальными напряжениями*, обозначаются $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$, причем $\sigma_1 \geq \sigma_2 \geq \sigma_3$.

Сумма нормальных напряжений, действующих по трем взаимно перпендикулярным направлениям, величина постоянная:

$$\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3 = 3\sigma_0, \quad (I.1)$$

где σ_0 — среднее нормальное напряжение (гидростатическое давление в точке).

По аналогии с главными нормальными напряжениями рассматриваются и главные касательные напряжения, которые действуют на площадках, соответственно делящих пополам угол между двумя главными напряжениями и проходящих через третье главное напряжение.

Касательные напряжения могут быть определены по формулам

$$\tau_1 = \frac{\sigma_2 - \sigma_3}{2}; \quad \tau_2 = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}; \quad \tau_3 = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}. \quad (I.2)$$

Октаэдрические напряжения. На направлениях главных напряжений, как на осях координат, построим элементарный октаэдр (рис. I.1, б).

Нетрудно показать, что нормальные напряжения, действующие на гранях октаэдра,

$$\sigma_{\text{окт}} = \frac{1}{3}(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) = \sigma_0, \quad (I.3)$$

а касательные напряжения на гранях октаэдра

$$\tau_{\text{окт}} = \frac{2}{3} \sqrt{\tau_1^2 + \tau_2^2 + \tau_3^2}$$

или через главные нормальные напряжения

$$\tau_{\text{окт}} = \frac{1}{3} \sqrt{(\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_2)^2}. \quad (I.4)$$

В общем случае

$$\tau_{\text{окт}} = \frac{1}{3} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_x - \sigma_z)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + 6(\tau_{xy}^2 + \tau_{xz}^2 + \tau_{yz}^2)}. \quad (I.5)$$

Однако в дальнейшем будем использовать не $\tau_{\text{окт}}$, а пропорциональную ему величину σ_i : $\sigma_i = \frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}}$, которая называется *интенсивностью касательных напряжений*.

По аналогии с формулой (I.4) можно записать

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_2)^2}. \quad (I.6)$$

В случае одноосного растяжения $\sigma_1 > 0$, $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$, а одноосного сжатия $\sigma_1 = \sigma_2 = 0$, $\sigma_3 < 0$.

Подстановкой в формулу (1.6) нетрудно показать, что при одноосном растяжении $\sigma_i = \sigma_1$, а при одноосном сжатии $\sigma_i = |\sigma_3|$.

Таким образом, использование октаэдрических напряжений позволяет охарактеризовать напряженное состояние в точке двумя компонентами σ_i и σ_0 .

Обобщенный закон Гука. Деформации растяжения или сжатия принято обозначать ϵ . Согласно закону Гука, деформация прямо пропорциональна нормальному напряжению:

$$\epsilon = \sigma/E, \quad (1.7)$$

где E — модуль деформации при растяжении и сжатии (модуль Юнга).

Пусть твердое тело находится под действием внешней нагрузки. Напряжения на гранях куба с ребром, равным l , выделенного в объеме тела, распределены равномерно. Тогда под влиянием вертикальной составляющей нагрузки высота куба изменится на величину Δl . Составляющая деформации $\epsilon_z = \Delta l/l = \sigma_z/E$.

Пропорционально ϵ_z изменяются и поперечные размеры куба, т. е. $\epsilon_x = -\mu \epsilon_z$ и $\epsilon_y = -\mu \epsilon_z$. Соответственно под влиянием горизонтальных составляющих нагрузки будут иметь место деформации:

$$\begin{aligned} \epsilon_x'' &= \sigma_x/E; \quad \epsilon_y'' = -\mu \epsilon_x''; \quad \epsilon_z'' = -\mu \epsilon_x''; \\ \epsilon_y''' &= \sigma_y/E; \quad \epsilon_x''' = -\mu \epsilon_y''; \quad \epsilon_z''' = -\mu \epsilon_y'', \end{aligned}$$

где μ — коэффициент Пуассона, связывающий деформации по взаимно перпендикулярным направлениям, вызванные одной силой.

Просуммируем соответствующие деформации и получим полную деформацию по заданному направлению:

$$\epsilon_z = \epsilon_z' + \epsilon_z'' + \epsilon_z''' = \frac{1}{E} [\sigma_z - \mu (\sigma_x + \sigma_y)].$$

Наряду с деформациями растяжения или сжатия действуют и деформации сдвига γ , пропорциональные соответствующим касательным напряжениям:

$$\gamma_{xz} = \tau_{xz}/G; \quad \gamma_{yz} = \tau_{yz}/G; \quad \gamma_{xy} = \tau_{xy}/G, \quad (1.8)$$

где G — модуль деформации при сдвиге, причем

$$G = \frac{E}{2(1+\mu)}. \quad (1.9)$$

Под действием внешних сил изменяются не только линейные размеры и форма тела, но и его объем. При этом объемная деформация пропорциональна среднему напряжению:

$$\epsilon_V = \Delta V/V = \sigma_0/K, \quad (1.10)$$

где ΔV — изменение объема элементарного куба под действием внешней нагрузки; V — начальный объем элементарного куба; K — модуль объемной деформации,

$$K = \frac{E}{3(1-2\mu)}. \quad (I.11)$$

В итоге получаем систему из семи уравнений, связывающих напряжения и деформации элементарного объема упругой модели твердого тела:

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \mu(\sigma_y + \sigma_z)]; & \gamma_{xy} &= \frac{\tau_{xy}}{G}, \\ \varepsilon_y &= \frac{1}{E} [\sigma_y - \mu(\sigma_x + \sigma_z)]; & \gamma_{yz} &= \frac{\tau_{yz}}{G}, \\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \mu(\sigma_x + \sigma_y)]; & \gamma_{xz} &= \frac{\tau_{xz}}{G}, \\ \varepsilon_v &= \frac{1}{3K} (\sigma_x + \sigma_y + \sigma_z). \end{aligned} \quad (I.12)$$

Система уравнений (I.12) называется обобщенным законом Гука. Из уравнений (I.12), (I.9) и (I.11) видно, что упругое тело характеризуется двумя показателями упругих свойств — модулем Юнга E и коэффициентом Пуассона μ . Полученные уравнения справедливы только для упругого изотропного однородного тела. В природе же часто приходится иметь дело с анизотропными неоднородными телами, что существенно усложняет их математическое описание. Для того чтобы избежать этих трудностей, вводят ряд допущений и ограничений (например, для горных пород закономерности, установленные для условий сжатия, нельзя распространять на условия растяжения), получая возможность непосредственного использования уравнений (I.12) при описании механических процессов в горных породах [4].

§ 3. ОСОБЕННОСТИ НАПРЯЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ В ПЛАСТИЧНЫХ ТЕЛАХ. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ РАЗРУШЕНИЯ

Закон Гука соблюдается лишь в области малых деформаций. Дальнейшее деформирование приводит или к хрупкому разрушению тел, или к потере пропорциональности между напряжениями и деформациями, а также к появлению пластических (необратимых) деформаций. В зависимости от вида функции напряжения от деформации различают хрупкие (1), упрочняющиеся (2) и идеально упруго-пластические (3) тела (рис. I.2).

Из рис. I.2 видно, что хрупкие тела деформируются упруго вплоть до разрушения. Идеально пластические тела характеризуются ростом деформации при постоянном напряжении, если напряжение превышает предельное σ_s , называемое пределом текучести. Упрочняющиеся тела характеризуются изменением вида зависимости напряжения от деформации при увеличении напряжения больше, чем предел текучести материала, однако для увеличения деформации напряжения (нагрузку) необходимо увеличивать.

Область деформирования, в которой напряжения превышают предел текучести, называется пластической.

В общем случае уравнения (уравнения Генки), связывающие деформации и напряжения в пластичных телах, имеют вид:

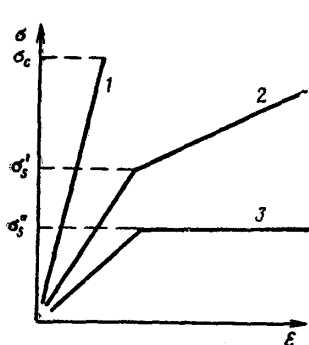


Рис. 1.2. Зависимости напряжений от деформации различных тел:

σ_c — предел прочности хрупкого тела; σ_s' , σ_s'' — пределы текучести

$$\epsilon_x - \frac{\epsilon_V}{3} = \frac{\kappa}{2G} (\sigma_x - \sigma_0); \quad \gamma_{xy} = \frac{\tau_{xy}}{G} \kappa;$$

$$\epsilon_y - \frac{\epsilon_V}{3} = \frac{\kappa}{2G} (\sigma_y - \sigma_0); \quad \gamma_{yz} = \frac{\tau_{yz}}{G} \kappa; \quad (I.13)$$

$$\epsilon_z - \frac{\epsilon_V}{3} = \frac{\kappa}{2G} (\sigma_z - \sigma_0); \quad \gamma_{zx} = \frac{\tau_{zx}}{G} \kappa,$$

где κ — модуль пластичности; G — модуль деформации при сдвиге в упругой области.

Модуль пластичности — величина переменная, зависящая от напряженного состояния в точке, что делает весьма сложными аналитические решения в пластической области деформирования.

Объемная деформация пропорциональна среднему нормальному напряжению и описывается уравнением (I.10) вплоть до момента разрушения как в упругой, так и в пластической областях.

Поэтому в большинстве задач механики горных пород величиной ϵ_V можно пренебречь (условие несжимаемости). Тогда условие $\epsilon_x + \epsilon_y + \epsilon_z = 0$ позволяет решать некоторые задачи, не прибегая к уравнениям Генки.

Различным видам деформирования соответствуют и различные виды разрушения [38]. Основными видами разрушения являются отрыв и срез (сдвиг).

Для хрупких тел при наличии растягивающих напряжений характерно разрушение *отрывом*. При этом пластическая деформация незначительна, а поверхность разрушения перпендикулярна к σ_1 . Для пластичных и упрочняющихся тел характерно разрушение *срезом*, а поверхность разрушения в этом случае совпадает с плоскостью действия максимальных касательных напряжений.

§ 4. УСЛОВИЯ ТЕКУЧЕСТИ И ТЕОРИИ ПРОЧНОСТИ

К моменту перехода от упругого деформирования к пластическому в твердом теле достигается предельное напряженное состояние. Очень важно иметь показатель, однозначно описывающий этот момент при любых условиях нагружения. Попытки отыскать такой универсальный показатель не увенчались успехом.

Рассмотрим условия перехода твердых тел из упругого состояния в пластическое, сформулированные на основе опытных данных.

Условие Треска — Сен-Венана. Французский инженер Треск высказал предположение, что пластическое состояние наступает тогда,

когда во всех точках среды максимальное касательное напряжение достигает определенного значения. Позднее Сен-Венан математически описал это условие:

$$2|\tau_2| = |\sigma_1 - \sigma_3| = \sigma_s, \quad (I.14)$$

где σ_s — предел текучести материала при простом растяжении.

Условие Мизеса. В соответствии с условием Мизеса пластическое состояние наступает тогда, когда удельная упругая энергия изменения формы достигает определенной величины, характерной для материала данного тела.

Удельная упругая энергия деформирования

$$U = \frac{1}{2} (\sigma_1 \varepsilon_1 + \sigma_2 \varepsilon_2 + \sigma_3 \varepsilon_3). \quad (I.15)$$

Представим U как сумму удельных энергий упругого изменения объема U_o и упругого изменения формы U_ϕ .

Удельная упругая энергия изменения объема

$$U_o = \frac{1}{2} \varepsilon_v \sigma_0 = \frac{3}{2E} (1 - 2\mu) \sigma_0^2. \quad (I.16)$$

Тогда удельная упругая энергия изменения формы

$$U_\phi = U - U_o. \quad (I.17)$$

После подстановки в (I.17) выражений (I.15) и (I.16), а также соответствующих преобразований получим

$$U_\phi = \frac{1}{6G} \sigma_i^2. \quad (I.18)$$

Из выражения (I.18) следует, что момент достижения предельного состояния при переходе от упругого состояния твердого тела к пластическому однозначно определяется интенсивностью касательных напряжений.

Условие Мизеса учитывает все три главных напряжения и в случае трехосного напряженного состояния дает несколько лучшие результаты, чем условие Треска — Сен-Венана, которое не учитывает σ_2 .

Испытания прочности твердых тел проводят обычно в стандартных условиях. В конкретных случаях расчета на прочность напряженное состояние твердого тела может быть самым различным. Существующие теории прочности позволяют с некоторыми допущениями вести прочностные расчеты, опираясь на показатели прочности или пластичности, полученные при стандартных испытаниях, не прибегая к специальным испытаниям в сложном напряженном состоянии.

Современные теории прочности создавались главным образом для конструкционных материалов, поэтому в качестве предельного состояния принимается достижение предела текучести твердого тела и лишь для хрупких тел — предела прочности.

Первые исследования в области прочности материалов, связанные с именем Леонардо да Винчи и Галилея, привели к созданию

первой теории прочности, согласно которой предельное состояние наступает в том случае, когда достигнет предельного значения одно из главных напряжений:

$$\begin{aligned} -\sigma_n < \sigma_1 < \sigma_n; \\ -\sigma_n < \sigma_2 < \sigma_n; \\ -\sigma_n < \sigma_3 < \sigma_n, \end{aligned} \quad (I.19)$$

где σ_n — предельное напряжение, полученное при одноосном растяжении (+) или сжатии (—).

Согласно *второй теории прочности*, предельное состояние достигается тогда, когда достигнет предельного значения главная деформация. Используя обобщенный закон Гука, это условие можно записать через нормальные напряжения:

$$\begin{aligned} -\sigma_n < \sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3) < \sigma_n; \\ -\sigma_n < \sigma_2 - \mu(\sigma_1 + \sigma_3) < \sigma_n; \\ -\sigma_n < \sigma_3 - \mu(\sigma_1 + \sigma_2) < \sigma_n. \end{aligned} \quad (I.20)$$

Как первая, так и вторая теории прочности не нашли применения и имеют лишь историческое значение.

Третья теория прочности основана на гипотезе, что в процессе разрушения или достижения пластического состояния решающую роль играют касательные напряжения. Условие прочности имеет вид

$$\begin{aligned} -\tau_n < \tau_1 < \tau_n; \\ -\tau_n < \tau_2 < \tau_n; \\ -\tau_n < \tau_3 < \tau_n. \end{aligned} \quad (I.21)$$

Выразим касательные напряжения через главные по формулам (I.2) и получим

$$\begin{aligned} -\sigma_n < \sigma_2 - \sigma_3 < \sigma_n; \\ -\sigma_n < \sigma_1 - \sigma_3 < \sigma_n; \\ -\sigma_n < \sigma_1 - \sigma_2 < \sigma_n. \end{aligned} \quad (I.22)$$

Из выражений (I.22) и (I.14) видно, что третья теория прочности совпадает с условиями Треска — Сен-Венана. Эта теория хорошо согласуется с экспериментом при двухосном напряженном состоянии и нашла широкое применение в технике.

Четвертая, или энергетическая, теория прочности основана на предположении, что разрушение или достижение пластического состояния наступает в том случае, когда удельная энергия формоизменения достигает предельного значения. Через главные нормальные напряжения это условие записывается в следующем виде:

$$2\sigma_n^2 \geq (\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2. \quad (I.23)$$

Аналогично было сформулировано условие Мизеса. Запишем выражение (I.18) через главные напряжения:

$$U_{\phi} = \frac{1}{12G} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2], \quad (I.24)$$

Для случая одноосного растяжения будем иметь $\sigma_1 = \sigma_t = \sigma_n$, $\sigma_2 = 0$, $\sigma_3 = 0$. Тогда предельную энергию изменения формы определим по формуле (I.18) с учетом, что $\sigma_t = \sigma_n$.

Согласно формулировке теории прочности, $U_{\phi n} \geq U_{\phi}$. Подставляем значения U_{ϕ} и $U_{\phi n}$ из выражений (I.24) и (I.18) в это неравенство и получаем выражение (I.23). Следовательно, энергетическая теория прочности совпадает с условием Мизеса. В литературе она известна как теория Губера — Мизеса — Генки.

Изложенные выше теории прочности применимы только для изотропных материалов с одинаковыми пределом текучести или прочности при испытаниях на растяжение и сжатие. Горные породы таковыми не являются. Поэтому третья и четвертая теории прочности применяются в механике горных пород только для качественного анализа.

Теория прочности Мора учитывает зависимость предельного касательного напряжения от среднего напряжения и широко используется для материалов, у которых пределы прочности при растяжении и сжатии не совпадают. Прочностной характеристикой является зависимость

$$\tau_n = f(\sigma_{cp}), \quad (I.25)$$

где τ_n — предельное значение касательных напряжений,

$$\tau_n = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}; \quad (I.26)$$

σ_{cp} — среднее напряжение,

$$\sigma_{cp} = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}. \quad (I.27)$$

Для определения вида зависимости (I.25) необходимо провести ряд независимых испытаний, например:

растяжение $\sigma_1 > 0$, $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$;

сдвиг $\sigma_1 = -\sigma_3$, $\sigma_2 = 0$;

сжатие $\sigma_1 = \sigma_2 = 0$, $\sigma_3 < 0$.

Огибающая кругов Мора, построенных по результатам испытаний (рис. I.3), является графическим выражением зависимости (I.25).

Если τ_n не зависит от σ_{cp} , то теория прочности Мора совпадает с третьей теорией прочности. Отсюда следует, что третья теория прочности — частный случай теории прочности Мора.

Из выражений (I.26) и (I.27) видно, что теория прочности Мора не учитывает главное напряжение σ_2 , что является ее недостатком.

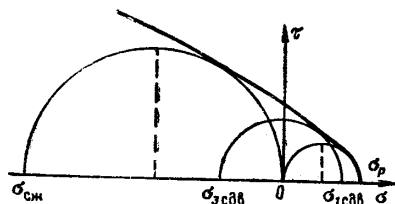
Обобщенное условие прочности Мора в отличие от теории Мора учитывает все три главных напряжения и имеет вид

$$\sigma_{in} = f(\sigma_0), \quad (I.28)$$

где σ_{in} — предельная интенсивность касательных напряжений, определяемая по формуле

$$\sigma_{in} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_1 + \sigma_2)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2}; \quad (1.29)$$

σ_0 — среднее напряжение, рассчитываемое по формуле (1.3). Зависимость (1.28) определяется экспериментально путем проведения



ряда независимых испытаний. Если σ_{in} не зависит от σ_0 , то обобщенное условие прочности Мора совпадает с четвертой (энергетической) теорией прочности. Следовательно, четвертая теория прочности — частный случай обобщенного условия прочности Мора.

Нетрудно видеть, что теория и обобщенное условие прочности Мора описывают разрушение твердых тел вследствие среза (сдвига). Однако при изменении напряженного состояния могут возникнуть условия и для разрушения отрывом. В [25] это условие представлено в виде

$$\sigma_1 = \sigma_p; \sigma_1 > 0, \quad (1.30)$$

где σ_p — предел прочности при растяжении. Условие (1.30) ограничивает применимость теории и условия прочности Мора и сыграло определенную роль при объяснении механизма разрушения. Однако экспериментальная проверка допущения, что сопротивление отрыву не зависит от напряженного состояния, не дала надежных результатов.

§ 5. ДЕФОРМИРОВАНИЕ РЕАЛЬНЫХ ТВЕРДЫХ ТЕЛ. РЕОЛОГИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ

Идеально упругих материалов практически не существует. Если рассматривать воздействие внешних сил во времени, то в твердых телах проявляются свойства вязкости. Поведение деформируемых тел во времени изучает *реология*, при этом с единых позиций изучаются как твердые, так и жидкие тела. Рассмотрим проявление вязкости и соответствующие реологические модели (уравнения) тел на примере характерных явлений.

Упругий гистерезис и упругое последействие. Для реальных твердых тел закон Гука выполняется лишь приближенно. В частности, модуль деформации при нагружении несколько меньше, чем при разгрузке, что в случае быстрой разгрузки обуславливает появление остаточной деформации $\epsilon_{ост}$ (рис. 1.4, а). Это явление называется упругим гистерезисом. Однако с течением времени остаточная деформация исчезает и твердое тело восстанавливает свои размеры (рис. 1.4, б). Это явление называется упругим последействием.

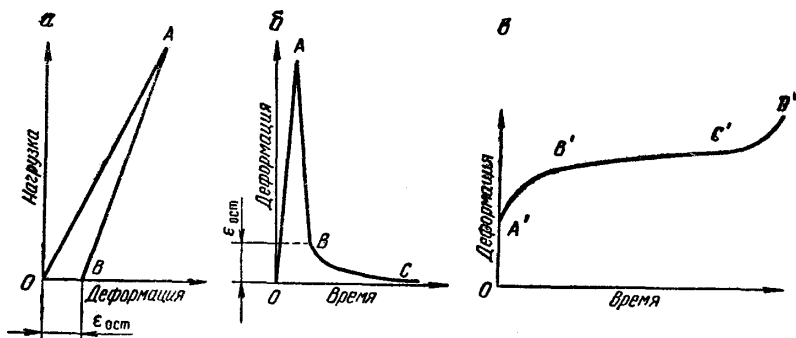


Рис. 1.4. Упругий гистерезис (а), упругое последствие (б) и ползучесть (в) в твердых телах:

ОА — нагружение; АВ — разгрузка; ВС — уменьшение остаточной деформации во времени; А'В' — неустановившаяся ползучесть; В'С' — установившаяся ползучесть; С'Д' — разрушение

Явления упругого гистерезиса и упругого последствия указывают на наличие зависимости деформации от времени, т. е. на проявление вязкостных свойств твердых тел. В этом случае реологическую модель твердого тела можно представить как комбинацию идеально упругого и вязкого тел. Допустим, что вязкое тело идеально и подчиняется закону внутреннего трения Ньютона:

$$\tau = \eta \frac{d\gamma}{dt},$$

где η — коэффициент вязкости; t — время.

При параллельном деформировании двух тел получим выражение

$$\tau = G\gamma + \eta \frac{d\gamma}{dt}, \quad (I.31)$$

которое представляет собой реологическое уравнение твердовязкого тела (тела Кельвина — Фохта).

Если к рассматриваемому телу к моменту времени $t = 0$ приложено напряжение τ_0 , то решение уравнения (I.31) имеет вид

$$\gamma = \frac{\tau_0}{G} \left[1 - \exp \left(-\frac{Gt}{\eta} \right) \right] = \gamma_0 \left[1 - \exp \left(-\frac{Gt}{\eta} \right) \right]. \quad (I.32)$$

Из уравнения (I.32) видно, что при постоянном напряжении деформация приближается к предельному значению γ_0 по экспоненциальному закону.

Если к моменту времени $t = 0$ тело деформировано на величину γ_0 и $\tau = 0$ (нагрузка снята), то решение уравнения (I.31) примет вид

$$\gamma = \gamma_0 \exp \left(-\frac{Gt}{\eta} \right),$$

т. е. деформация стремится к нулю по экспоненциальному закону.

Релаксация и ползучесть. Если твердое тело деформировать на некоторую величину и оставить его в напряженном состоянии в течение длительного времени так, чтобы величина деформации не изменялась, то напряжения внутри тела самопроизвольно уменьшатся (рассосутся). Это явление называется релаксацией напряжений.

В тех случаях, когда на твердое тело нагрузка действует длительное время, наблюдается постепенное увеличение деформации. Это явление называется ползучестью. На рис. 1.4, в приведена типичная зависимость деформации ползучести от времени при постоянных нагрузке и температуре. По изменению скорости ползучести различают три периода. В течение первого периода скорость ползучести снижается до определенной величины — неустановившаяся ползучесть. В течение второго периода скорость ползучести постоянная — установившаяся ползучесть, а в третьем периоде скорость ползучести возрастает и деформирование заканчивается разрушением твердого тела.

В реальных условиях деформирования релаксация напряжений и ползучесть чаще всего проявляются одновременно.

Представим деформацию тела как сумму упругой γ_u и вязкой γ_v деформаций, которые удовлетворяют условиям

$$\gamma_u = \frac{\tau}{G}; \quad \frac{d\gamma_v}{dt} = \frac{\tau}{\eta}.$$

Скорость деформирования при этом

$$\frac{d\gamma}{dt} = \frac{1}{G} \frac{d\tau}{dt} + \frac{\tau}{\eta}. \quad (I.33)$$

Уравнение (I.33) реологическое и описывает упруговязкое тело Максвелла.

Если к моменту времени $t = 0$ тело деформировано на величину γ_0 и далее деформация во времени не изменяется, т. е. $d\gamma/dt = 0$, то решение уравнения (I.33) с учетом $G\gamma_0 = \tau_0$ имеет вид

$$\tau = \tau_0 \exp\left(-\frac{Gt}{\eta}\right), \quad (I.34)$$

и представляет собой уравнение релаксации напряжений. Время T , в течение которого напряжение уменьшается в e раз, называется *периодом релаксации*. Из формулы (I.34) следует, что $T = \eta/G$.

Для воды $T = 10^{-11}$ с. Если $t < 10^{-11}$ с, то вода ведет себя как твердое тело. Для плотных глин $T = (8 \div 17) 10^5$ с [35]. Если $t > 17 \cdot 10^5$ с, то глины можно рассматривать как вязкие жидкости. Из этого примера видно, что понятия «вязкий» и «твердый» весьма относительны и зависят от времени воздействия нагрузки.

Если к моменту времени $t = 0$ тело не деформировано, а затем приложено постоянное напряжение τ_0 , то общая деформация

$$\gamma = \frac{\tau_0}{G} + \frac{\tau_0}{\eta} t. \quad (I.35)$$

Выражение (1.35) представляет собой простейшее уравнение установившейся ползучести. Из выражений (1.33) и (1.35) видно, что важнейшей временной характеристикой твердых тел является их вязкость. В общем случае вязкость твердых тел зависит от большого числа факторов (температуры тела, вида напряженного состояния, характера приложения нагрузки и т. д.). Для решения практических задач часто приходится использовать более сложные реологические модели твердых тел [25, 34].

§ 6. ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ЗАКОНЫ РАЗРУШЕНИЯ (ДИСПЕРГИРОВАНИЯ) ТВЕРДЫХ ТЕЛ

В основу определения расхода энергии на дробление (диспергирование) твердых тел положены энергетические законы разрушения Риттингера и Кирпичева.

По закону Риттингера (1867 г.) работа, затраченная при дроблении, пропорциональна вновь полученной (обнаженной) поверхности измельченного материала или степени измельчения.

По закону Кирпичева (1874 г.) энергия, требуемая для одинакового изменения формы геометрически подобных и однородных тел, изменяется как объемы или веса этих тел. Этот закон иногда называют законом подобия и формулируют другими словами: энергия, затрачиваемая на дробление геометрически подобных тел при одинаковом напряженном состоянии, пропорциональна объемам разрушаемых тел.

По этим законам предполагается, что при механическом разрушении физической природа тела остается неизменной и разрушаемые тела структурно-однородные.

П. А. Ребиндер предложил объединить законы дробления, исходя из того, что вся работа дробления A складывается из работы A_v , затрачиваемой на деформирование дробимого тела, которая определяется по закону Кирпичева, и работы A_s , расходуемой на образование новой поверхности и определяемой по закону Риттингера, т. е. $A = A_v + A_s$.

Решающее влияние на затраты энергии в процессе разрушения оказывает дисперсность (величина, обратная линейным размерам тела) продуктов разрушения. Это связано с тем, что площадь вновь образуемых поверхностей при каждой последующей стадии дробления увеличивается по сравнению с предыдущей, а суммарная работа по закону Риттингера с увеличением дисперсности растет по степенному закону (рис. 1.5). Если же исходить из закона подобия, то зависимость работы разрушения от дисперсности продуктов разрушения линейная, так как объем тела при каждой стадии дробления и работа разрушения постоянны, а суммарная работа дробления до заданной дисперсности равна произведению постоянной работы на число стадий дробления.

В случае дробления тела больших размеров, т. е. при малой дисперсности, затраты работы по закону подобия будут большими,

чем по закону Риттингера. Точка *A* пересечения кривых (рис. 1.5) соответствует размеру частиц 0,5—1,0 мм.

Л. А. Шрейнер показал, что в случае использования закона подобия необходимо учитывать масштабный фактор, т. е. увеличение прочности тела при уменьшении его линейных размеров.

По размерам частиц, образующихся в процессе бурения скважин, можно судить об эффективности разрушения горных пород. Так, если при бурении в продуктах разрушения горных пород преобладает мелкая фракция, то, очевидно, с энергетической точки зрения процесс разрушения малоэффективен, поскольку большое количество энергии затрачивается на образование огромной новой поверхности.

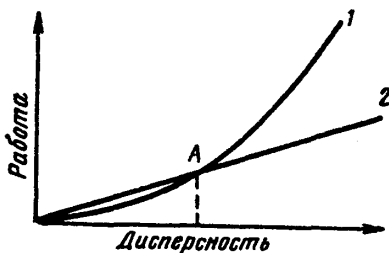


Рис. 1.5. Зависимость работы разрушения от дисперсности продуктов разрушения:

1 — по закону Риттингера; 2 — по закону Кирпичева

Полностью избежать получения мелких и весьма мелких фракций при бурении невозможно, так как их образование является закономерным следствием самого процесса разрушения горных пород. Однако с энергетической точки зрения следует стремиться к тому, чтобы количество мелких фракций в продуктах разрушения горных пород

при бурении скважин было минимальным.

Глава II

ПОКАЗАТЕЛИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОСТЫХ ВИДАХ ИСПЫТАНИЙ И В УСЛОВИЯХ ВСЕСТОРОННЕГО СЖАТИЯ

§ 1. ПРОСТЫЕ ВИДЫ ИСПЫТАНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД

Механические испытания минералов и горных пород на одноосные сжатие и растяжение, а также на изгиб и сдвиг принято называть простыми. Показатели механических свойств горных пород, определяемые при этих испытаниях, позволяют построить начальный участок предельной зависимости σ_{ip} от σ_0 до среднего напряжения, равного $\sigma_0 = \sigma_{сж}/3$, и проводить расчеты, если σ_0 в горных породах не превышает этой величины. Кроме того, определяемые при простых видах испытаний показатели свойств пород могут иметь и самостоятельное значение для решения других задач, связанных с деформированием и разрушением горных пород.

В случае простых механических испытаний образцов напряженное состояние в них по ряду причин всегда является сложным, но наиболее существенны те напряжения, которые обусловлены основным видом деформирования. Условия испытания подбирают так, чтобы влияние осложняющих факторов было по возможности малым.

Одноосное сжатие. Испытанию подвергают образцы минералов или горных пород цилиндрической формы и прямоугольного сечения. Размеры образцов зависят от принятой методики испытаний. В соответствии с Международным стандартом, принятым Международным бюро по механике горных пород, требования к образцам и методике испытаний следующие.

1. Форма образцов цилиндрическая, диаметр 40—45 мм. Отношение длины образца l к диаметру d составляет $1 \pm 0,05$.

Торцовые поверхности шлифуются. Отклонение от параллельности торцов не более 0,05 мм по диаметру оснований образца, отклонения от перпендикулярности торцов к образующей цилиндра не более 0,05 мм; выпуклость торцов не более 0,003 мм.

2. Испытательный пресс должен иметь полированные плиты, причем одну из плит на шаровой опоре.

3. Скорость нагружения 0,5—1,0 МПа/с. Образец деформируется до разрушения.

По максимальной нагрузке определяют предел прочности образца на сжатие (прочность на сжатие):

$$\sigma_{сж} = P_{\max}/F, \quad (II.1)$$

где F — начальная площадь поперечного сечения образца.

Если отношение l/d существенно отличается от единицы, то необходимо сделать перерасчет по формуле

$$\sigma_{сж} = \frac{9\sigma'_{сж}}{7 + 2 \frac{d}{l}}, \quad (II.2)$$

где $\sigma'_{сж}$ — прочность на сжатие нестандартного образца.

Проведение в процессе испытания дискретной или непрерывной записи нагрузки и изменения длины образца позволяет определить модуль деформации при сжатии:

$$E_{сж} = \frac{\Delta P l}{F \Delta l}, \quad (II.3)$$

где Δl — изменение длины образца, соответствующее изменению нагрузки на величину ΔP .

Измерения изменений диаметра образца в процессе нагружения позволяют вычислить коэффициент Пуассона:

$$\mu_{сж} = \frac{\Delta d}{d} \frac{l}{\Delta l}, \quad (II.4)$$

где Δd — увеличение диаметра образца, соответствующее изменению длины на величину Δl .

Растяжение. Испытания горных пород и минералов на растяжение проводятся редко и по техническому выполнению весьма трудоемки вследствие трудности изготовления необходимых для испытаний образцов. Наиболее представителен и точен метод прямого растяжения цилиндрических образцов, концы которых заливаются сплавом Вуда. Как и при испытании на сжатие, могут быть получены следующие показатели: предел прочности на растяжение σ_p (прочность на растяжение), модуль деформации при растяжении E_p , коэффициент Пуассона μ_p .

Значительное распространение получили косвенные методы определения предела прочности на растяжение горных пород. Среди них следует отметить «бразильский» метод раздавливания цилиндрических образцов равномерно распределенной нагрузкой, прикладываемой к диаметрально противоположным образующим. Предел прочности на растяжение рассчитывают по формуле

$$\sigma_p = \frac{2P_i}{\pi d} (1 + \mu) (1 + 2\mu), \quad (\text{II.5})$$

где P_i — нагрузка на единицу длины образца.

Однако коэффициент Пуассона определяется для горных пород с низкой точностью. Для всего диапазона изменения коэффициента Пуассона величина $\frac{2}{\pi} (1 + \mu) (1 + 2\mu)$ изменяется от 0,64 до 1,91. Для хрупких пород коэффициент Пуассона изменяется в пределах 0,10—0,25; тогда с ошибкой, не превышающей 20 %, σ_p можно определить по формуле

$$\sigma_p = P_i/d. \quad (\text{II.6})$$

При проведении испытаний должно соблюдаться условие $(d/l) \geq 1$. Этот метод испытания рекомендован Международным бюро по механике горных пород.

Изгиб. На изгиб испытываются образцы пород цилиндрические или прямоугольного сечения при отношении $(l/h) > 8$, чтобы исключить влияние поперечных сил (h — высота сечения, l — длина образца). Прочность на изгиб вычисляют по формуле

$$\sigma_n = M/W, \quad (\text{II.7})$$

где M — максимальный изгибающий момент при испытании до разрушения; W — момент сопротивления сечения изгибу.

Для прямоугольного сечения шириной b

$$W = bh^2/6. \quad (\text{II.8})$$

Для круглого сечения диаметром d

$$W = \pi d^3/32. \quad (\text{II.9})$$

При регистрации нагрузки и перемещения точек приложения силы можно определить модуль деформации при изгибе.

Сдвиг. Показатели механических свойств горных пород при сдвиге определяют в процессе испытаний на срез и кручение. Рас-

смотрим методику определения прочности горных пород на срез со сжатием.

Схема испытания приведена на рис. II.1, а. При испытаниях рекомендуются цилиндрические образцы диаметром $42 \pm 0,1$ мм и высотой $42 \pm 2,5$ мм. Допуски на параллельность, выпуклость торцов, а также перпендикулярность их к образующей цилиндра 0,05 мм. Углы наклона матриц 30, 45 и 60°, клиньев 5°, что позволяет менять угол наклона среза в пределах от 25 до 65° через каждые 5°.

После испытания по наибольшей нагрузке $P_{\max}$ рассчитывают нормальные напряжения в плоскости среза:

$$\sigma = (P_{\max}/F) \sin \alpha, \quad (\text{II.10})$$

где F — площадь среза; α — угол наклона плоскости среза к линии действия силы P .

Сопротивление срезу при данном нормальном напряжении составит

$$\tau = (P_{\max}/F) \cos \alpha. \quad (\text{II.11})$$

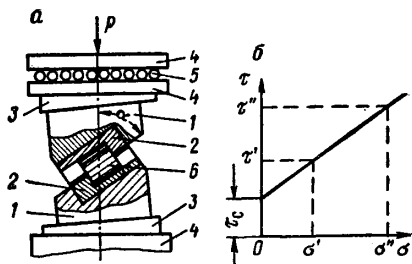


Рис. II.1. Схема испытания (а) и обработка результатов (б) при срезе со сжатием:

1 — матрицы; 2 — вкладыши; 3 — клинья; 4 — плиты; 5 — ролики; 6 — образец породы

Испытания ведут как минимум при двух значениях угла: 30 и 50°. Затем экстраполяцией получают значение τ_c при $\sigma=0$ (рис. II.1, б), которое и принимается в качестве показателя прочности на сдвиг.

Более полные сведения о схемах, оборудовании и методиках испытаний горных пород при простых видах нагружения содержатся в работе [34].

При испытаниях могут быть случайные ошибки, связанные с измерениями, а также разброс данных вследствие неоднородности характеризуемых горных пород. Поэтому необходимо провести ряд независимых испытаний (как правило, не менее трех) и найти среднее арифметическое значение измеряемой характеристики. Более строго число испытаний определяется в зависимости от требуемой точности оценки показателей механических свойств изучаемого объекта.

§ 2. ОСОБЕННОСТИ ДЕФОРМИРОВАНИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛОВ

Характер разрушения минералов может быть пластичным и хрупким. В случае хрупкого разрушения прочность образцов на сжатие всегда значительно выше, чем на растяжение.

Большое влияние на характер деформирования и показатели механических свойств оказывает наличие примесей, входящих в кристаллическую решетку. Например, по данным Д. П. Григорьева,

незначительная примесь Са в решетке галита (NaCl) повышает предел текучести последнего в несколько раз.

У всех минералов, даже кристаллизующихся в кубической сингонии, резко выражена анизотропия показателей механических свойств, т. е. упругие, пластические и прочностные показатели зависят от ориентации вырезанного для испытания образца в кристалле. Анизотропия может проявляться не только в виде различия механических характеристик, но и в виде различного характера разрушения (в одном направлении кристалл разрушается хрупко, а в другом разрушению предшествует большая пластическая деформация).

Приближенная оценка показателей упругих свойств минералов ведется усреднением значений по различным кристаллографическим направлениям.

Усредненные показатели упругих свойств некоторых породообразующих минералов приведены в табл. II.1.

Анизотропия прочностных свойств кристаллов часто проявляется в виде спайности. *Спайностью* называется способность кристаллов некоторых минералов раскалываться по определенным плоскостям, параллельным действительным или возможным граням кристаллических решеток.

Механизм пластического деформирования минерала зависит как от структуры и типа связи в кристаллической решетке, так и от вида напряженного состояния и направления деформирования. Различают два основных механизма пластического деформирования: смещение по плоскостям скольжения и двойникование. Нередко оба эти механизма проявляются одновременно.

Если пластическое деформирование обусловлено скольжением, то при испытании кристалла появляются видимые линии сдвигов или следы скольжения. Плоскости и направления скольжения в кристалле не зависят от направления действующих сил, а располагаются в направлениях наименьшего сопротивления сдвигу кристалла. Причем плоскости скольжения распределены не равномерно по кристаллу, а приурочены к отдельным сечениям, где сопротивление сдвигу в наибольшей степени ослаблено наличием дефектов кристаллической структуры. Деформирование путем скольжения хорошо иллюстрируется схемой Йоффе (рис. II.2, а).

Таблица II.1. Усредненные упругие свойства минералов

Минерал	Модуль, МПа			Коэффициент Пуассона μ
	Юнга $E \cdot 10^{-4}$	сдвига $G \cdot 10^{-4}$	объемного сжатия $K \cdot 10^{-4}$	
Ортоклаз	6,2	2,4	5,1	0,29
Нефелин	7,6	3,0	5,0	0,24
Кальцит	8,2	3,2	7,1	0,28
Кварц	9,4	4,3	3,6	0,08
Авгит	14,1	5,7	9,2	0,24
Оливин	21,3	8,5	12,9	0,24

Если плоскость скольжения расположена неблагоприятно по отношению к действующей на кристалл силе, то увеличение внешней нагрузки приводит к накоплению в кристалле значительной упругой энергии и в ряде кристаллов происходит переброс решетки в новое положение. Образуется механический двойник (рис. II.2, б). Двойниковая часть кристалла является зеркальным отражением решетки исходного кристалла в некоторой плоскости, называемой плоскостью двойникования.

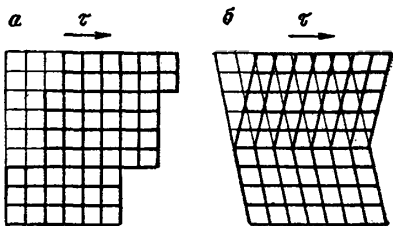


Рис. II.2. Схема механизма пластического деформирования кристалла

§ 3. ПОКАЗАТЕЛИ УПРУГИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

В общем случае горные породы не соответствуют модели упругого тела. Например, на вид зависимости напряжений от деформации влияет скорость нагружения. Поэтому следует помнить, что определение показателей упругих свойств горных пород не означает, что горные породы — идеально упругие тела, а преследует цель оценить проявление упругих свойств в более сложной модели тела при стандартных методах испытания.

Для минералов и некоторых горных пород зависимость нагрузки от перемещения при деформировании линейная, т. е. как бы выполняется закон Гука. Модуль упругости в этом случае можно определить по формуле (II.3). В случае нелинейной зависимости при небольшой кривизне модуль упругости можно с достаточной точностью также определить по формуле (II.3). Если же кривизна значительна, то график нагрузка — перемещение разбивают на ряд участков с одинаковым шагом по нагрузке. По участкам значение модуля также определяется из выражения (II.3), а среднее значение по формуле

$$\bar{E} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n E_i. \quad (\text{II.12})$$

Ниже приведены значения модуля Юнга ($E \cdot 10^{-4}$, МПа) при одноосном сжатии различных пород.

Глинистые сланцы	1,5—2,5	Долиты	2,1—16,5
Песчаники	3,3—7,8	Граниты	< 6,0
Известняки	1,3—3,5	Базальты	< 9,7
Мрамор	3,9—9,2	Кварциты	7,5—10,0

Экспериментально установлено, что проявление упругих свойств горных пород зависит от ряда факторов. Например, между значениями модулей Юнга при растяжении E_p , изгибе E_n и сжатии $E_{сж}$ существует неравенство $E_p < E_n < E_{сж}$. Модуль Юнга при изгибе в 1,1—1,3 раза больше, чем при растяжении, и составляет 0,25—0,35 от модуля Юнга при сжатии.

Если основной породообразующий минерал, входящий в состав породы, имеет высокий модуль Юнга, то и порода имеет высокий модуль, но модуль Юнга породы всегда будет меньше модуля Юнга минерала. Это объясняется тем, что модуль Юнга главным образом зависит от сил взаимодействия в кристаллических решетках, которые в горных породах по местам контактов зерен значительно слабее, чем внутри зерен минералов. Поэтому модуль Юнга породы в целом не может превышать максимальный модуль минералов, слагающих данную породу.

Установлено, что при прочих одинаковых условиях повышение песчаности породы ведет к увеличению ее модуля Юнга. Модуль Юнга у глинистых сланцев возрастает по мере увеличения их карбонатности. Значительно влияют на величину E состав и строение цементирующего вещества у обломочных горных пород. Так, песчаники с карбонатным цементом обладают большим модулем Юнга, чем те, которые имеют глинистый цемент.

На модуль Юнга влияют также пористость, слоистость и сланцеватость пород: с увеличением пористости он уменьшается; для глинистых сланцев в направлении, перпендикулярном к сланцеватости, модуль Юнга меньше, чем в направлении, параллельном ей.

При прочих одинаковых условиях с увеличением влажности пород E уменьшается. Например, при увеличении влажности глинистой породы от 3 до 14 % модуль Юнга уменьшается от 716 до 314 МПа, а при увеличении влажности от 14 до 23 % он уменьшается от 314 до 29 МПа.

В горных породах необратимые деформации появляются даже при незначительных нагрузках по сравнению с разрушающими, хотя при этом и не нарушается (в пределах точности опытов) прямая пропорциональность между напряжениями и деформациями. Необратимые деформации в случае многократного деформирования становятся равными нулю, а модуль упругости пород возрастает.

Ниже приведены значения коэффициента Пуассона различных пород.

Глины пластичные	0,38—0,45	Каменная соль	0,44
Глины плотные	0,25—0,35	Песчаники	0,30—0,35
Глинистые сланцы	0,10—0,20	Гранит	0,26—0,29
Известняки	0,28—0,33		

На коэффициент Пуассона влияют те же факторы, что и на модуль Юнга: метод определения ($\mu_p < \mu_{сж}$), структура, текстура и глубина залегания породы. Чем глубже залегает порода, чем плотнее она и старше по возрасту, тем меньше для нее μ .

В практике исследований горных пород модуль деформации при сдвиге G определяют лишь в тех случаях, когда испытывают образцы горных пород на кручение. Модуль G нетрудно вычислить, если известны модуль Юнга и коэффициент Пуассона из выражения (1.9). Однако из-за нелинейности зависимостей между напряжениями и деформациями для горных пород и большого различия между E_p и $E_{сж}$ такая оценка модуля G будет весьма приближенной.

Существует ряд методов определения динамических упругих характеристик пород. Наибольшее распространение получил метод, основанный на измерении скорости распространения продольных и поперечных волн в горных породах [34].

На достаточно больших образцах пород, имитирующих полупространство, определяются скорости распространения продольных c и поперечных c_n упругих волн. Это позволяет вычислить динамический коэффициент Пуассона μ_d и модуль упругости E_d :

$$\mu_d = \frac{0,5c^2 - c_n^2}{c^2 - c_n^2}; \quad (II.13)$$

$$E_d = c^2 \rho \frac{(1 + \mu_d)(1 - 2\mu_d)}{1 - \mu_d}. \quad (II.14)$$

По скорости распространения поперечной волны c_n непосредственно можно определить динамический модуль деформации при сдвиге G_d :

$$G_d = c_{np}^2. \quad (II.15)$$

В табл. II.2 приведены модули Юнга E , определенные в статических условиях, и рассчитанные по скорости прохождения продольных и поперечных волн.

Таблица II.2 Статические и динамические упругие характеристики горных пород (по данным Н. М. Филимонова)

Горная порода	$E \cdot 10^{-2}$, МПа	μ_d	$E_d \cdot 10^{-2}$, МПа	E_d/E
Ангидрит	162	0,27	594	3,66
Известняк	133	0,34	472	3,52
	238	0,36	689	2,88
Доломит	677	0,26	336	4,95
	263	0,31	800	3,04

Из табл. II.2 видно, что динамический модуль Юнга больше статического в несколько раз. Это еще раз подтверждает, что математическая модель горной породы значительно сложнее упругой модели. В случае использования упругой модели для решения практических задач необходимо, чтобы упругие характеристики пород определялись в тех условиях, для которых решается та или иная задача.

§ 4. ПОКАЗАТЕЛИ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД. ОТНОСИТЕЛЬНАЯ ПРОЧНОСТЬ ПОРОД ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ВИДАХ ИСПЫТАНИЙ

О порядке величин прочности горных пород при одноосном сжатии $\sigma_{сж}$ (в МПа) можно судить по приведенным ниже данным УфНИИ.

Известняки пелитоморфные	80—130
Известняки мелкокристаллические	100—170
Известняки органогенно-обломочные	130—200
Известняки окремелые	200—260
Доломиты мелкокристаллические	245
Аленролиты.	40—120
Песчаники	28—80
Мергели алевролитистые	130—170
Ангидриты	150—190*

* Ангидриты, по-видимому, частично доломитизированы.

Из приведенных данных видно, что $\sigma_{сж}$ для одноименных пород колеблется в широких пределах. Вместе с тем прочность пород разного минералогического состава иногда одна и та же. Эти данные показывают, что на прочность горных пород влияют не только их минералогический состав, но и ряд других факторов, в частности, структура и текстура породы, глубина залегания и т. п.

Сравнение прочности горных пород при простых видах испытаний удобно провести в относительных величинах. Результаты расчетов для некоторых горных пород приведены в табл. II.3.

Таблица II.3 Относительная прочность горных пород (в %)

Горная порода	Сжатие	Сдвиг	Изгиб	Растяжение
Глинистые сланцы	100	—	28	12
Песчаники	100	10—12	6—20	2—5
Гипсы	100	—	35	11
Известняки	100	15	8—10	4—10

Рассматривая прочность горных пород в зависимости от вида испытания, нетрудно заметить, что наибольшее сопротивление горные породы оказывают в случае сжатия, а при других видах испытаний их прочность ниже, т. е. имеет место неравенство $\sigma_{сж} \gg \tau_c \geq \sigma_n \geq \sigma_p$.

С точки зрения разрушения горных пород наивыгоднейшим видом деформирования является растяжение, поэтому во время конструирования породоразрушающих инструментов следует учитывать этот фактор.

Условие $\sigma_{сж} \gg \sigma_p$, а также зависимость прочностных и упругих характеристик от большого числа технических и природных факторов не позволяют использовать классические теории прочности для количественных решений задач механики горных пород.

Натурные испытания горных пород в скважинах осуществить очень сложно. Поэтому большое значение имеет изучение деформирования и разрушения горных пород в условиях, моделирующих их естественное залегание, вскрытие их скважиной и воздействие на них породоразрушающих инструментов.

§ 5. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ ИСПЫТАНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ВСЕСТОРОННЕГО СЖАТИЯ

Основные схемы лабораторного изучения деформирования и разрушения горных пород в условиях всестороннего сжатия приведены на рис. 11.3. По схеме Кармана (рис. 11.3, а) испытываются цилиндрические образцы, предварительно нагруженные всесторонним равномерным давлением p и нагретые до требуемой температуры T . В процессе испытания увеличивается нагрузка на торцовые поверхности образца при $T = \text{const}$. Нагружение и всестороннее давление обуславливают следующие компоненты нормальных напряжений в образце:

$$\sigma_z = \sigma_3 = -(p + \sigma_i);$$

$$\sigma_r = \sigma_1 = \sigma_2 = -p.$$

Если $p = 0$ (атмосферное давление), то схема Кармана переходит в схему испытания при одноосном сжатии. Таким образом, испытание на одноосное сжатие можно рассматривать как частный случай испытания в условиях всестороннего сжатия.

По схеме Бокера (рис. 11.3, б) испытываются на растяжение (выдавливание) под действием бокового давления со стороны цилиндрической поверхности предварительно нагруженные, как и по схеме Кармана, цилиндрические образцы. В процессе испытания снижается нагрузка на торцовые поверхности при $T = \text{const}$. При этом в образце действуют следующие нормальные напряжения:

$$\sigma_z = \sigma_1 = -(p - \sigma_i);$$

$$\sigma_r = \sigma_2 = \sigma_3 = -p.$$

В процессе испытаний записывают графики зависимости интенсивности касательных напряжений σ_i от деформации ε образца. Обработка результатов испытаний аналогична обработке при одноосном сжатии и позволяет получить упругие, пластические и прочностные показатели свойств горных пород.

Использование переменной составляющей напряжений σ_i в качестве основного показателя испытаний в условиях всестороннего сжатия обусловлено тем, что она совпадает с интенсивностью касательных напряжений, определяемой по формуле (1.6). Это можно показать подстановкой компонент напряжений в формулу (1.6). Подставив значения этих же компонент напряжений в формулу (1.3), получим среднее напряжение при испытании по первой схеме:

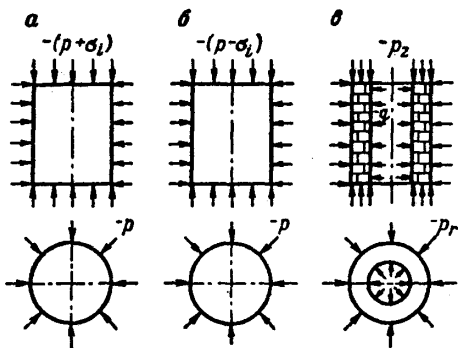


Рис. 11.3. Основные схемы испытания образцов пород при всестороннем сжатии

$$\sigma_0 = - \left(p + \frac{\sigma_t}{3} \right). \quad (\text{II.16})$$

Аналогично получим σ_0 для второй схемы испытаний:

$$\sigma_0 = - \left\{ p - \frac{\sigma_t}{3} \right\}. \quad (\text{II.17})$$

По третьей схеме (см. рис. II.3, в) испытываются полые цилиндры. Эта схема позволяет получить $\sigma_1 \neq \sigma_2 \neq \sigma_3$ и резко неоднородное напряженное состояние по толщине стенки полого образца.

Лабораторные установки, реализующие указанные схемы, и методики работы на них описаны в [22].

§ 6. ПОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАВНОМЕРНОМ ВСЕСТОРОННЕМ СЖАТИИ. КОЭФФИЦИЕНТ СЖИМАЕМОСТИ ПОРОД

Условие, когда все три главные сжимающие напряжения равны, т. е. $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$, называется равномерным всесторонним сжатием. Из выражений (1.2) и (1.5) видно, что в этом случае касательные напряжения равны нулю. Из третьей и четвертой теорий прочности следует, что как бы велико ни было среднее давление ($\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = \sigma_0$), в горных породах не должно возникать ни остаточных деформаций, ни разрушений. Горная порода должна деформироваться только упруго в соответствии с законом Гука.

Эти выводы хорошо подтверждаются при испытаниях плотных однородных горных пород. В процессе деформирования пористых горных пород наблюдаются не только остаточные деформации, но и их разрушение, так как напряженное состояние скелета породы существенно отличается от равномерного всестороннего сжатия.

Испытания при равномерном всестороннем сжатии проводятся для изучения сжимаемости горных пород и минералов. Она характеризуется коэффициентом сжимаемости и модулем объемной деформации при сжатии.

Под коэффициентом сжимаемости β понимают относительное уменьшение объема V с увеличением давления на 1 МПа, т. е.

$$\beta = \frac{1}{V_0} \frac{dV}{dp}, \quad (\text{II.18})$$

где V_0 — первоначальный объем при нормальных давлении и температуре.

Если в процессе деформирования соблюдается закон Гука, то

$$\frac{dV}{dp} = \frac{V_0 - V}{p}. \quad (\text{II.19})$$

Подставив (II.19) в выражение (II.18), получим

$$\beta = \frac{V_0 - V}{V_0 p} = \frac{\epsilon_v}{p}, \quad (\text{II.20})$$

а так как $p = \sigma_0$, то $\beta = 1/K$, где K — модуль объемной деформации, определяемый по формуле (I.11).

Таблица II.4 Коэффициенты сжимаемости β некоторых минералов и горных пород по данным Адамса

Минерал, порода	$\beta \cdot 10^5, 1/\text{МПа}$	
	$p = 196 \text{ МПа}$	$p = 981 \text{ МПа}$
Алмаз	0,18	0,18
Кальцит	1,42	1,42
Полевые шпаты	1,54—1,86	1,36—1,71
Кварц	2,86	2,35
Каменная соль	4,09	3,60
Гранит	2,16	1,92

Из табл. II.4 видно, что по мере увеличения давления коэффициент сжимаемости для таких минералов, как алмаз и кальцит (при давлениях 196 и 981 МПа), не изменяется, а для таких минералов, как полевые шпаты, кварц и каменная соль, он уменьшается. Коэффициент сжимаемости горных пород с увеличением давления, как правило, уменьшается в большей степени, чем коэффициент сжимаемости слагающих их минералов. Это в значительной степени обусловлено уплотнением пород, так как их пористость не равна нулю. Для минералов уменьшение коэффициента сжимаемости с ростом давления не может быть объяснено уплотнением (хотя структура может уплотняться вследствие заживления дефектов). В этом случае главную роль играет закономерность роста сил отталкивания при сближении частиц.

Коэффициент сжимаемости у горных пород всегда больше и лишь в отдельных случаях равен среднему коэффициенту объемного сжатия минералов, входящих в состав данной породы. Это объясняется менее плотным сложением горной породы, наличием большого количества дефектов на внутренних поверхностях (поверхностях зерен).

§ 7. ОСОБЕННОСТИ ПОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ НЕРАВНОМЕРНОГО ВСЕСТОРОННЕГО СЖАТИЯ. ПОСТРОЕНИЕ ПАСПОРТОВ ПРОЧНОСТИ ПОРОД

Неравномерное всестороннее сжатие может быть в том случае, если хотя бы одно главное напряжение не равно двум другим. В общем случае имеет место условие $\sigma_1 \neq \sigma_2 \neq \sigma_3$.

Результаты испытаний по приведенным выше схемам (см. рис. II.3) имеют вид зависимостей σ_i от ϵ при определенных значениях начального давления p . Обобщенный вид зависимостей σ_i от ϵ приведен на рис. II.4. Индексы соответствуют разным значениям p , причем $|p_1| < |p_2| < |p_3| < |p_4|$. На отрезках Oa_1 , Oa_2 , Oa_3 и Oa_4 соблюдается закон Гука. На отрезках кривой a_2b_2 , a_3b_3 , a_4b_4 имеет место переходный процесс, заканчивающийся или установив-

шимся пластическим деформированием (отрезки b_2c_2 , b_3c_3 , b_4c_4), или хрупким разрушением (отрезок a_1c_1). Если пластические сдвиги локализуются в определенных зонах образца, то развитие деформирования сопровождается уменьшением σ_t и заканчивается разрушением образца. В этом случае модуль пластичности или отрицателен, или равен нулю.

Если пластические сдвиги равномерно распределены по образцу, то наблюдается упрочнение, т. е. развитие деформирования идет лишь при увеличивающемся напряжении (отрезок b_4c_4). Однако и этот процесс заканчивается второй переходной зоной c_4d_4 и далее локализацией деформации и разрушением.

Напряжение, соответствующее точкам a_1 , a_2 , a_3 и a_4 обозначается σ_{is} и соответствует пределу текучести породы. Напряжение, отвечающее условию $d\sigma_t/d\varepsilon=0$, соответствует прочности породы и обозначается σ_{ic} .

Из рис. II.4 видно, что с увеличением всестороннего сжатия увеличиваются как предел текучести, так и прочность породы. Кроме того, наблюдается и изменение процесса пластического деформирования (от хрупкого разрушения до деформирования с упрочнением). В табл. II.5 приведены пределы текучести σ_{is} и прочности σ_{ic} образцов горных пород, полученные при испытании по схеме Кармана.

Т а б л и ц а II.5 Прочностные характеристики горных пород

Параметры	Каменная соль		Мрамор			Доломит		Песчаник	
p , МПа	0*	86	0	88	216	0	95	0	93
σ_{is} , МПа	—	34	—	225	330	—	—	—	—
σ_{ic} , МПа	26	110	62	350	420	98	345	51	224

* Одноосное сжатие, принимаем $\sigma_{is} = \sigma_{ic}$.

Из табл. II.5 видно, что предел текучести каменной соли с увеличением среднего давления изменяется мало, тогда как предел прочности увеличивается более чем в 4 раза. Более существенно увеличение σ_{is} и σ_{ic} у мрамора. Доломит и песчаник при заданных начальных давлениях пластичных свойств не проявляют, однако предел прочности увеличивается в 3—4 раза. Пластическая деформация зависит от всестороннего сжатия, вида породы и ее строения. По данным Б. В. Байдюка, у некоторых разновидностей известняков пластическая деформация достигает 0,07 при давлении 49 МПа и 0,3 при давлении 98 МПа, у ангидритов — от 0,05 до 0,3 при давлениях 98—147 МПа, а у алевролитов — от 0,05 до 0,25 при давлениях 49—196 МПа.

Важнейшим результатом испытаний горных пород при неравномерном всестороннем сжатии является построение зависимости σ_{is} от σ_0 , называемой *паспортом прочности* горных пород или предельной кривой. Для этого при заданных p по формулам (II.16) или

(II.17) рассчитывают среднее напряжение, соответствующее полученному значению σ_{is} . Общий вид паспорта прочности горной породы приведен на рис. II.5.

Существующие методики испытания при всестороннем сжатии не обеспечивают условия $\sigma_0 = \text{const}$. Из формул (II.16) и (II.17) следует, что при испытании по первой схеме всестороннее сжатие увеличивается, а при испытании по второй схеме — уменьшается. В первом случае нагружение идет по линии BA , а σ_0 меняется от

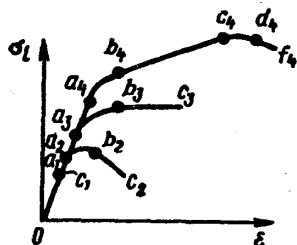


Рис. II.4. Обобщенная зависимость σ_l от ϵ при различных значениях начального всестороннего сжатия

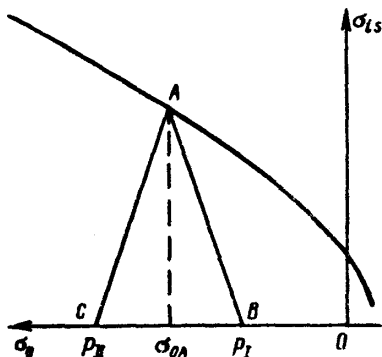


Рис. II.5. Зависимость σ_{ls} от σ_0 и характер изменения напряжений при испытаниях по схеме Кармана (BA) и Бокера (CA)

p_I до σ_{0A} (рис. II.5). Во втором случае нагружение идет по линии CA , а всестороннее сжатие уменьшается от p_{II} до σ_{0A} . Следовательно, при использовании разных схем нагружения можно получить различный характер нагружения и наиболее полно воспроизвести реальный процесс деформирования горных пород.

Влияние температуры, по данным Н. Н. Павловой, сводится главным образом к уменьшению предела текучести. Для большинства осадочных пород нагрев до 200°C приводит к уменьшению σ_{is} на 15—20 %. Для каменной соли предел текучести уменьшается в несколько раз.

Глава III

ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. ТЕПЛОПРОВОДНОСТЬ, ТЕПЛОЕМКОСТЬ И ТЕМПЕРАТУРОПРОВОДНОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

Способность твердых тел проводить тепло называется теплопроводностью. Количество тепла в единицу времени dQ/dt , проходящее через площадь F , равно

$$\frac{dQ}{dt} = -\lambda \frac{dT}{dx} F, \quad (\text{III.1})$$

где λ — теплопроводность; dT/dx — температурный градиент в направлении, перпендикулярном к поверхности F .

Уравнение (III.1) описывает стационарный процесс, т. е. $dT/dt=0$.

В табл. III.1 приведены средние теплопроводности некоторых породобразующих минералов (монокристаллов) и горных пород [26].

Таблица III.1 Теплопроводность минералов λ_m и горных пород λ

Минерал	λ_m , Вт/(м · °С)	Горная порода	λ , Вт/(м · °С)	λ_m/λ
Галит	25,5	Каменная соль	7,2	3,73
Кварц	8,1	Кварцит	3,6	2,25
Кальцит	3,7	Мрамор	2,0	1,85
Вода	0,6	—	—	—
Лед	2,3	—	—	—

Из табл. III.1 видно, что теплопроводности минералов и горных пород резко отличаются, что обусловлено как наличием пор в горных породах, так и повышенным тепловым сопротивлением на границах зерен.

На теплопроводность горных пород оказывает влияние и такой текстурный признак, как слоистость. Теплопроводность вдоль слоистости $\lambda_{\parallel}$ всегда выше, чем поперек $\lambda_{\perp}$. Для практических расчетов принимают среднее значение теплопроводности $\lambda = \frac{1}{2} (\lambda_{\parallel} + \lambda_{\perp})$.

Теплопроводность пористых пород зависит от свойств заполняющих их флюидов. Теплопроводность газов очень низка, а поэтому λ сухих пористых пород всегда ниже λ плотных пород. При заполнении пор жидкостями передача тепла может осуществляться как посредством теплопроводности, так и путем конвекции.

Увлажнение пористых пород приводит к повышению их теплопроводности, но их теплопроводность не может достичь теплопро-

водности плотной породы, так как теплопроводность воды сравнительно низка. Замерзание воды в порах сопровождается резким ростом теплопроводности горных пород (так как $\lambda_{\text{льда}} > \lambda_{\text{воды}}$, см. табл. III.1).

В случае нагрева тела на величину dT количество расходуемого тепла $dQ = dQ_1 + dQ_2$, где dQ_1 — тепло, расходуемое на повышение внутренней энергии тела; dQ_2 — тепло, затраченное на совершение внешней работы и полиморфные превращения.

В свою очередь,

$$dQ_1 = cm dT, \quad (\text{III.2})$$

где c — удельная теплоемкость тела; m — масса тела.

Удельная теплоемкость горных пород изменяется от 380 до 2100 Дж/(кг·°C) и обычно выше удельной теплоемкости металлов [26]. Например, для стали $c \approx 500$ Дж/(кг·°C). Наиболее низкую теплоемкость имеют рудные минералы, т. е. минералы, входящие в не характерные для бурения на нефть и газ горные породы.

Удельная теплоемкость воды $c \approx 4200$ Дж/(кг·°C), что значительно превышает удельную теплоемкость как минералов, так и горных пород. Поэтому теплоемкость пористых насыщенных водой пород всегда больше удельной теплоемкости плотных пород.

Удельная теплоемкость льда $c \approx 2200$ Дж/(кг·°C), т. е. соответствует наиболее теплоемким горным породам, а поэтому удельная теплоемкость пород с замерзшей в порах водой обычно несколько выше, чем плотных пород, но ниже, чем пористых насыщенных водой пород.

Показатели теплофизических свойств любых веществ связаны между собой соотношением

$$\lambda = ac\rho, \quad (\text{III.3})$$

где a — температуропроводность; ρ — плотность вещества.

Температуропроводность характеризует скорость изменения температуры при нестационарной теплопроводности. Например, для стержня, в котором тепло распространяется вдоль оси x , а боковая поверхность термически изолирована, уравнение нестационарной теплопроводности имеет вид (уравнение Фурье)

$$\frac{\partial T}{\partial t} = -a \frac{d^2 T}{dx^2}. \quad (\text{III.4})$$

В заключение следует отметить, что все показатели теплофизических свойств горных пород существенно зависят от температуры.

§ 2. ТЕПЛОВОЕ РАСШИРЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКИЕ НАПРЯЖЕНИЯ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Из курса физики известно, что при изменении температуры тел их размеры изменяются. Это явление называется тепловым расширением. Для его характеристики используются два показателя

$$\alpha = \frac{1}{L} \frac{dL}{dT}; \quad (\text{III.5})$$

$$\omega = \frac{1}{V} \frac{dV}{dT}, \quad (\text{III.6})$$

где α — коэффициент линейного теплового расширения; L — линейный размер тела; ω — коэффициент объемного теплового расширения; V — объем тела.

Коэффициенты α и ω зависят от упругих свойств твердых тел. По Грюнайзену

$$\omega K/c = \text{const}, \quad (\text{III.7})$$

где K — модуль объемной деформации; c — теплоемкость тела. Для изотропных пород $\omega \approx 3\alpha$. Тогда, заменив ω и K в соответствии с (I.11), получим

$$\frac{\alpha E}{c(1-2\mu)} = \text{const}, \quad (\text{III.8})$$

где E — модуль Юнга; μ — коэффициент Пуассона.

Из выражений (III.7) и (III.8) следует, что коэффициенты теплового расширения обратно пропорциональны соответствующим модулям деформации твердых тел.

Кристаллы и слоистые горные породы имеют различные α в разных направлениях. Например, монокристалл кальцита при нагревании удлиняется лишь в одном направлении, а в остальных укорачивается; удлинение монокристалла кварца в одном из направлений вдвое превышает его удлинение в другом направлении. Для слоистых пород $\alpha_{\parallel} < \alpha_{\perp}$, где $\alpha_{\parallel}$ и $\alpha_{\perp}$ — коэффициенты линейного расширения соответственно вдоль слоистости и перпендикулярно к ней.

Жидкости имеют большие значения α и ω , чем твердые тела, поэтому пористые водонасыщенные породы имеют большие коэффициенты теплового расширения, чем плотные породы. При этом на коэффициенты оказывает влияние только та вода, которая не может быть отжата под действием давления.

При нагревании или охлаждении в твердых телах могут возникать термические напряжения. Эта возможность реализуется, когда имеется хотя бы одно из следующих дополнительных условий: неравномерный нагрев; наложение связей на твердое тело, ограничивающих его тепловое расширение; неоднородность твердого тела по теплофизическим свойствам.

Компоненты термических напряжений прямо пропорциональны произведению αE . Например, для случая нагревания однородного стержня, жестко закрепленного с обоих концов, напряжения сжатия $\sigma_{сж} = \alpha E \Delta T$, где ΔT — приращение температуры стержня.

§ 3. ГЕОСТАТИЧЕСКАЯ ТЕМПЕРАТУРА ГОРНЫХ ПОРОД. МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫЕ ПОРОДЫ

Температура горных пород определяется двумя источниками: теплом, получаемым от Солнца, и тепловым потоком из недр Земли.

Солнечное тепло проникает на глубину 8—30 м. Ниже этой границы температура горных пород зависит только от теплового потока из недр Земли. Это обуславливает постоянство температуры горных пород на данной глубине, что позволяет говорить о геостатической температуре.

С увеличением глубины температура горных пород возрастает со средним градиентом $0,03^{\circ}\text{C}/\text{м}$. Геотермический градиент для разных районов Земли изменяется в широких пределах. Например, в районе Пятигорска — $0,67^{\circ}\text{C}/\text{м}$, а на юге Африки — $0,009^{\circ}\text{C}/\text{м}$. Геотермический градиент зависит от геологического строения района и теплового сопротивления горных пород. Последнее обуславливает непостоянство градиента по глубине в одном и том же районе. В порядке убывания теплового сопротивления горные породы можно расположить в следующий ряд (по Д. И. Дьякову): глинистые, песчаные, карбонатные, галогенные и т. д.

На больших глубинах температура горных пород может достигать значительных величин. Например, температуры в Прикаспийской впадине на глубине залегания 12—14 км могут составлять до 300°C ; на западном склоне среднего Урала на глубине залегания 15 км до 200°C ; в Азербайджане на глубине 8—10 км до 400°C ; на Курильских островах на глубине 15 км до 600°C .

На территории СССР широко распространены мерзлые горные породы. В зависимости от того, как долго они находятся в мерзлом состоянии, различают сезонно-мерзлые горные породы (месяцы) и многолетнемерзлые горные породы (годы, сотни и тысячи лет) [31].

В северных и северо-восточных районах СССР многолетнемерзлые породы имеют сплошное распространение [16]. Мощность их измеряется сотнями метров, а температура достигает -7°C + -12°C .

Многолетнемерзлые отложения могут быть представлены как кристаллическими, так и обломочными горными породами. Кристаллические горные породы при отрицательной температуре мало изменяют свои свойства. Наоборот, обломочные водонасыщенные рыхлые и слабосцементированные горные породы при замерзании и оттаивании резко изменяют свои свойства. При замерзании такие породы цементируются льдом и отличаются высокой прочностью ($\sigma_{сж}$ до $2,5$ МПа) и непроницаемостью, при оттаивании они переходят в переувлажненное разжиженное состояние.

Мерзлые обломочные горные породы имеют особую текстуру: массивную, когда вся вода в породе находится в виде льда-цемента; слоистую, при которой ледяные включения входят в состав породы в виде параллельных льдообразных слоев; сетчатую, когда ледяные включения образуют пространственную сетку.

В мерзлых горных породах лед выполняет функции цемента. Однако даже при значительных отрицательных температурах не вся вода замерзает. Соотношение льда и воды в мерзлых горных породах существенно влияет на их физико-механические свойства. Если свободная вода в порах кристаллизуется при температуре

около 0°C , то капиллярная вода при температуре $-6 \div -18^{\circ}\text{C}$, а физически связанная — при температуре $-75 \div -80^{\circ}\text{C}$. Поэтому прочность мерзлых песчаных пород значительно выше, чем прочность мерзлых глинистых пород.

Любые горные породы с отрицательной температурой усложняют процесс бурения, являясь причинами двух типов осложнений [16, 32]: связанных с оттаиванием и потерей связности рыхлых горных пород; связанных с замерзанием промывочной жидкости. Поэтому наилучшие условия для бурения создаются при использовании незамерзающих промывочных или продувочных агентов и когда ни в одной точке скважины температура не имеет положительных значений.

С основными особенностями бурения скважин в мерзлых горных породах более подробно можно ознакомиться в работе [16].

Глава IV

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И УСТОЙЧИВОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД, ОКРУЖАЮЩИХ СКВАЖИНУ

§ 1. ГОРНОЕ И ПЛАСТОВОЕ ДАВЛЕНИЯ, АНОМАЛЬНОСТЬ ПЛАСТОВОГО ДАВЛЕНИЯ

Напряженное состояние горных пород в земной коре обусловлено давлением вышележащих пород и тектоническими процессами. При отсутствии тектонических движений на участке земной коры напряженное состояние горных пород осесимметрично относительно вертикали, что позволяет охарактеризовать его двумя компонентами в цилиндрической системе координат: $\sigma_z = \sigma_3$ и $\sigma_r = \sigma_1 = \sigma_2$.

Вертикальные напряжения σ_z обусловлены весом вышележащих горных пород

$$\sigma_z = -\rho g z, \quad (\text{IV.1})$$

где ρ — средняя плотность горных пород; g — ускорение свободного падения; z — глубина залегания горных пород.

Горные породы, нагруженные вертикальным давлением, не могут свободно деформироваться в радиальном направлении. Из условия $\epsilon_r = 0$ в соответствии с (I.12) получим, что

$$\sigma_r = \frac{\mu}{1-\mu} \sigma_z. \quad (\text{IV.2})$$

Обозначим

$$\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}, \quad (\text{IV.3})$$

где λ — коэффициент бокового распора.

Подставив в формулу (IV.2) значение σ_z из уравнения (IV.1),

получим формулу Н. А. Динника для расчета радиального упругого напряжения в горных породах:

$$\sigma_r = -\lambda \rho g z. \quad (IV.4)$$

В результате релаксации в земной коре напряжения выравниваются: $\sigma_r \rightarrow \sigma_z$, а $\lambda \rightarrow 1$.

В [22] отмечается, что во многих случаях можно принять $\lambda = 1$, $\sigma_r = \sigma_z$. Это значит, что горные породы находятся в условиях равномерного всестороннего сжатия. В этом случае напряженное состояние будет характеризоваться средним нормальным напряжением $\sigma_0 = \sigma_z = \sigma_r$. Если принять, что $\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$, то при $z = 1000 \text{ м}$ $\sigma_0 = 24 \text{ МПа}$, при $z = 10000 \text{ м}$ $\sigma_0 = 245 \text{ МПа}$ и т. д.

Естественные напряжения в земной коре принято называть *горным давлением*.

Вертикальную составляющую горного давления $p_r = \rho g z$ называют *геостатическим* или *полным горным давлением*, а горизонтальную составляющую λp_r — *боковым давлением*.

Пористые горные породы всегда насыщены жидкостью или газом (флюидом). В пластах-коллекторах давление флюида принято называть *пластовым* p_n , а в глинистых толщах — *поровым* [9].

В нормальных условиях на глубине z давление флюидов приблизительно равно гидростатическому давлению воды, т. е. $p_n \approx \rho_v g z$. Поэтому для характеристики гидрогеологических условий бурения удобно пользоваться относительным пластовым или поровым давлением p_n^* :

$$p_n^* = \frac{p_n}{\rho_v g z}. \quad (IV.5)$$

В нормальных условиях $p_n^* \approx 1$. Если $p_n^* > 1,2$, то имеется аномально высокое пластовое (АВПД) или поровое (АВПоД) давление. Вероятность встречи с АВПД при увеличении глубины бурения возрастает. АВПД наиболее широко распространено в районах активной тектонической деятельности и в районах с соляно-купольной тектоникой. Если $p_n^* < 0,8$, то пластовое давление (АНПД) аномально низкое.

Глинистые породы являются покрывками пластов-коллекторов как с нормальным, так и с аномально высоким пластовым давлением. Исследования показали, что наличие АВПД в глинистых покрывках свидетельствует о возможности АВПД в нижележащих пластах-коллекторах. Это явление используется для прогнозирования АВПД.

В практике бурения широко используется понятие *градиентов давления*, равных отношению давления к глубине залегания пород. Например, градиенты горного и пластового или порового давлений $\text{grad } p_r = p_r/z = \rho g$; $\text{grad } p_n = p_n'/\rho_v g$. При $\rho = 2,5 \text{ г/см}^3$, $p_n^* = 1$ и $\rho_v = 1,05 \text{ г/см}^3$ (минерализованная вода) градиенты соответственно равны. $\text{grad } p_r = 0,024 \text{ МПа/м}$; $\text{grad } p_n = 0,01 \text{ МПа/м}$.

Естественное напряженное состояние горных пород при вскрытии их скважиной существенно изменяется. Горная порода в объеме скважины замещается промывочной жидкостью, находящейся под давлением:

$$p_c = \rho_1 g z + p_y \pm \Delta p, \quad (\text{IV.6})$$

где ρ_1 — плотность промывочной жидкости; p_y — давление жидкости на устье скважины (при бурении под давлением); Δp — технологические колебания давления в скважине (работа бурового насоса, спуск или подъем бурильного инструмента).

В общем случае давление в скважине не равно боковому давлению пород и является одной из основных причин изменения их напряженного состояния.

Температура циркулирующей промывочной жидкости в общем случае не равна температуре горных пород. Охлаждение или нагрев горных пород со стороны скважины приводит к возникновению в них термических напряжений.

Давление в скважине в общем случае не равно пластовому. В пористых проницаемых породах вокруг скважины образуется переходная зона, в которой давление насыщающей жидкости изменяется от давления в скважине (у стенки) до естественного пластового давления (на некотором удалении от стенки). Причиной изменения давления жидкости в окружающих скважину породах может быть не только наличие перепада давления между скважиной и пластом, но и явление осмоса.

В свою очередь, изменение давления жидкости в горных породах приводит к изменению их напряженного состояния.

Таким образом, горные породы, окружающие скважину, находятся в сложном напряженном состоянии, причем преобладают напряжения сжатия. С увеличением глубины среднее напряжение в горных породах увеличивается, что обуславливает необходимость использования обобщенного условия прочности Мора при расчете устойчивости стенок скважины.

§ 2. ОСОБЕННОСТИ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ СКЕЛЕТА ПОРИСТЫХ ПОРОД.

НОРМАЛЬНОЕ И АНОМАЛЬНОЕ УПЛОТНЕНИЯ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД С ГЛУБИНОЙ

Рассмотрим влияние давления жидкости в порах на напряженное состояние скелета пористой горной породы. Возьмем идеальную модель пористого твердого тела и вырежем из нее единичный элемент (рис. IV. 1).

Сверху на единичную площадку действует геостатическое давление p_r . Если бы все вертикальное давление воспринималось скелетом породы, то напряжение в скелете в сечении $I—I$ было бы максимальным:

$$\sigma_{\max} = -p_r/\nu, \quad (\text{IV.7})$$

где ν — доля единичной площади, занимаемая скелетом в рассматриваемом сечении.

Однако жидкость, находящаяся в порах, воспринимает нагрузку, равную $p_n(1 - \nu)$. Следовательно, напряжение в скелете

$$\sigma_c = - \frac{p_r - p_n(1 - \nu)}{\nu} = - \left[\sigma_{\max} - p_n \left(\frac{1 - \nu}{\nu} \right) \right]. \quad (\text{IV.8})$$

Обозначим $\eta = (1 - \nu)/\nu$, тогда

$$\sigma_c = - (\sigma_{\max} - \eta p_n). \quad (\text{IV.9})$$

Величина η зависит от пористости и структуры порового пространства. Из формулы (IV.9) видно, что по мере увеличения пластового давления наблюдается уменьшение вертикальной нагрузки на скелет. Если $p_n = p_r$, то $\sigma_c = -p_r$. Следовательно, по мере приближения пластового давления к геостатическому напряженное состояние скелета будет стремиться к равномерному всестороннему сжатию.

Большое влияние на механические свойства глинистых горных пород оказывает их *уплотнение*. Известно, что пористость глинистых пород изменяется от максимальной в поверхностных условиях до очень малой на больших глубинах. Ниже это явление иллюстрируется на примере Притеречного прогиба по данным Ю. А. Мельникова.

Глубина, м	0	1000	2000	3000
Пористость, %	46	34	22	10
Плотность пород, г/см ³	1,9	2,12	2,35	2,53

Монотонное увеличение плотности в случае изменения порового давления с глубиной по гидростатическому закону ($p_n = \rho_v g z$) называется нормальным уплотнением глинистых пород. В зонах АВПоД закономерности уплотнения глинистых пород нарушаются. Выше было показано, что с ростом порового давления уменьшается нагрузка на скелет породы и, следовательно, уменьшается уплотнение породы, т. е. происходит аномальное уплотнение породы. Это явление приводит к нарушению закономерности изменения с глубиной ряда показателей физико-механических свойств глинистых пород (электрического сопротивления, прочности, упругости и др.) и используется на практике для обнаружения зон АВПоД.

§ 3. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ БУРЯЩЕЙСЯ СКВАЖИНЫ

Упругое распределение напряжений в горных породах, вскрытых скважиной, впервые теоретически было изучено С. Г. Лехницким. Для вертикальной скважины задача осесимметрична относительно

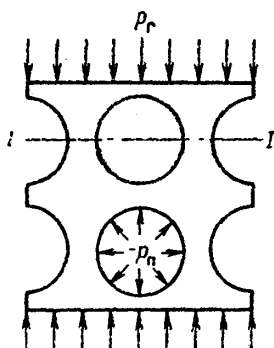


Рис. IV.1. Модель пористой породы

оси скважины. Расчетная схема и условные обозначения приведены на рис. IV.2. Распределение напряжений в горных породах описывается следующей системой уравнений:

$$\begin{aligned}\sigma_{zp} &= -p_r; \\ \sigma_{rp} &= (\lambda p_r - p_c) \frac{r_c^2}{r^2} - \lambda p_r; \\ \sigma_{\theta p} &= -(\lambda p_r - p_c) \frac{r_c^2}{r^2} - \lambda p_r.\end{aligned}\quad (IV.10)$$

На рис. IV.3 упругое распределение напряжений по горизонтальному направлению от оси скважины представлено в виде зависимостей σ/σ_z от r/r_c .

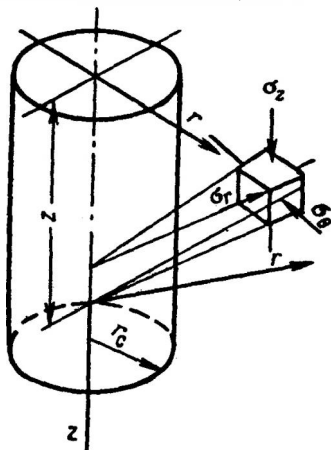


Рис. IV.2. Расчетная схема для определения напряжений вокруг вертикальной скважины

Из рис. IV.3 видно, что наибольшее изменение напряженного состояния горных пород наблюдается на стенке скважины и обусловлено разностью между боковым давлением в горных породах λp_r и гидростатическим давлением в скважине p_c .

С уменьшением гидростатического давления в скважине уменьшаются радиальные напряжения σ_{rp} на стенке и возрастают тангенциальные напряжения $\sigma_{\theta p}$. Причем напряжения $\sigma_{\theta p}$ в пределе могут превысить геостатическое давление вдвое (при $p_c = 0, \lambda = 1$).

Термические напряжения в горных породах. Охлаждение или нагревание стенок при промывке скважины вызывает возникновение термических напряжений в горных породах. Причем при перепаде температур более 10°C термические напряжения имеют тот же порядок, что и напряжения, обусловленные разностью между боковым давлением породы и гидростатическим давлением в скважине. На рис. IV.3, в показано изменение распределения напряжений при охлаждении пород на 70°C . Из этого рисунка видно, что при охлаждении все компоненты снижаются. Одновременно изменяется и соотношение между компонентами напряжений.

Применительно к расчетной схеме на рис. IV.2 уравнения для оценки термоупругих напряжений для случая $r = r_c$ имеют вид:

$$\sigma_{zT} = \frac{\alpha E (T_c - T_0)}{2(1 - \mu) \ln \frac{r_T}{r_c}} \left(1 - \frac{2r_T}{r_T^2 - r_c^2} \ln \frac{r_T}{r_c} \right);$$

$$\sigma_{\theta T} = \frac{\alpha E (T_c - T_0)}{2(1 - \mu) \ln \frac{r_T}{r_c}}; \quad (IV.11)$$

$$\sigma_{rT} = 0,$$

где α — коэффициент линейного теплового расширения; T_c — температура на стенке скважины; T_0 — температура горных пород до вскрытия скважиной; r_T — радиус теплового влияния скважины.

Анализ уравнения (IV.11) показывает, что при внезапном нагреве или охлаждении скважины, когда r_T близко к нулю, компоненты напряжений σ_{zT} и $\sigma_{\theta T}$ стремятся к бесконечности, т. е. в скважине произойдет «тепловой удар», который может вызвать разрушение ее стенок. С течением времени r_T увеличивается, и если $T_c - T_0 = \text{const}$, то компоненты термических напряжений уменьшаются.

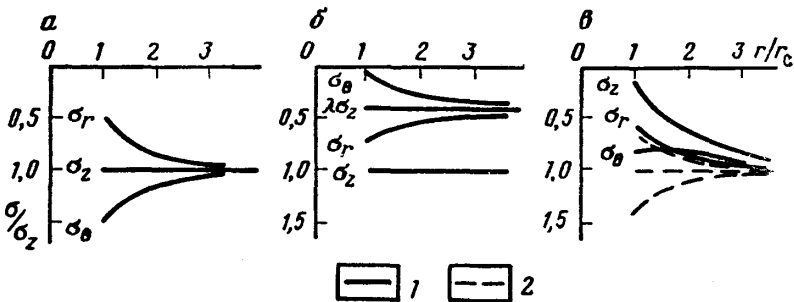


Рис. IV.3. Графики упругого распределения напряжений в горных породах:

$a - \lambda = 1, \rho_1 = 0,5\rho$; $б - \lambda = 0,4, \rho_1 = 0,7\rho$; $в - \lambda = 1, \rho_1 = 0,6\rho$; 1 — $\Delta T = 70^\circ\text{C}$ (охлаждение); 2 — $\Delta T = 0^\circ\text{C}$

Трудности определения радиуса теплового влияния не позволяют рассчитывать термоупругие напряжения с приемлемой точностью.

Гидродинамические колебания давления в скважине также вызывают изменения напряженного состояния горных пород. Давление в скважине возрастает выше гидростатического при работе насосов во время бурения вследствие гидравлических сопротивлений движению жидкости и во время спуска инструмента под действием поршневого эффекта. Во время подъема инструмента давление снижается также вследствие поршневого эффекта и при понижении уровня жидкости в скважине. Изменение напряженного состояния нетрудно оценить, используя формулы (IV.10), так как

$$p_c = \rho_1 g z \pm \Delta p. \quad (IV.12)$$

Соответствующие Δp напряжения обозначим $\Delta\sigma_r$ и $\Delta\sigma_\theta$.

Используя принцип независимости действия сил, складываем напряжения, обусловленные различными факторами, и получаем $\sigma_z = \sigma_{zp} + \sigma_{zT}$; $\sigma_r = \sigma_{rp} + \sigma_{rT} + \Delta\sigma_r$; $\sigma_\theta = \sigma_{\theta p} + \sigma_{\theta T} + \Delta\sigma_\theta$. (IV.13)

Система уравнений (IV.13) характеризует упругое распределение напряжений вокруг бурящейся скважины.

§ 4. УСЛОВИЕ УСТОЙЧИВОСТИ СТЕНОК СКВАЖИНЫ

Потеря устойчивости и разрушение стенок скважины могут произойти при снижении давления в скважине в результате достижения в горных породах предельного состояния. При этом пластическая деформация пород вызовет уменьшение диаметра скважины, а хрупкое разрушение — осыпи и обвалы стенок скважины, что нарушит нормальный процесс бурения.

В соответствии с обобщенным условием прочности Мора устойчивость стенок будет обеспечена, если

$$\sigma_{i\max} \leq \sigma'_{is}, \quad (IV.14)$$

где $\sigma_{i\max}$ — максимальная интенсивность касательных напряжений,

$$\sigma_{i\max} = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_z - \sigma_r)^2 + (\sigma_z - \sigma_\theta)^2 + (\sigma_r - \sigma_\theta)^2}, \quad (IV.15)$$

а σ'_{is} — длительная прочность пород.

При напряженном состоянии горных пород, близком к предельному, наблюдается существенное снижение σ_{is} во времени по закону изменения длительной прочности твердых тел. Этот процесс интенсифицируется колебаниями давления и температуры в скважине. По данным [35], длительная прочность горных пород в условиях скважины составляет 0,85—0,95 от первоначальной. Принимаем

$$\sigma'_{is} = (0,85 \div 0,95) \sigma_{is}, \quad (IV.16)$$

где σ_{is} — функция среднего напряжения σ_0 , равного

$$\sigma_0 = \frac{1}{3} (\sigma_z + \sigma_r + \sigma_\theta). \quad (IV.17)$$

Подставив значения компонент напряжений (IV.10) в формулу (IV.17), получим

$$\sigma_0 = \frac{1 + 2\lambda}{3} p_r, \quad (IV.18)$$

т. е. среднее напряжение в горных породах не зависит от давления в скважине, что позволяет по предельной зависимости σ_{is} от σ_0 однозначно оценить величину σ_{is} .

Из рис. IV.3 и формулы (IV.15) следует, что $\sigma_i = \sigma_{i\max}$ при $r = r_c$, т. е. интенсивность касательных напряжений максимальна на стенке скважины, а $\sigma_{i\max}$ можно регулировать, изменяя давление в скважине. Тогда, подставив значения компонент напряжений (IV.10) в уравнение (IV.15) и далее в (IV.14) и решив его относительно p_c , получим формулу для расчета минимально допустимого давления в скважине:

$$p_{c\min} \geq \lambda p_r - \sqrt{\frac{(\sigma'_{is})^2 - p_r^2 (1 - \lambda)^2}{3}}. \quad (IV.19)$$

Кроме того, минимальное давление в скважине

$$p_{\text{сmin}} = \rho_{\text{1min}}gz - \Delta p, \quad (\text{IV.20})$$

где ρ_{1min} — минимальная плотность промывочной жидкости; Δp — ожидаемое снижение давления в скважине; z — глубина скважины. Отсюда условие устойчивости стенки скважины примет вид

$$\rho_{\text{1min}} \geq \frac{p_{\text{сmin}} + \Delta p}{gz}. \quad (\text{IV.21})$$

§ 5. ГИДРОРАЗРЫВ ГОРНЫХ ПОРОД, ОКРУЖАЮЩИХ СКВАЖИНУ. ГРАДИЕНТ ГИДРОРАЗРЫВА

Увеличивать бесконечно давление в скважине нельзя, так как может произойти гидравлический разрыв горных пород или раскрытие существующих трещин. Внешне в процессе бурения гидро-разрыв пласта проявляется как резкое увеличение поглощения жидкости скважиной при превышении определенного давления. На рис. IV.4 приведен характерный график изменения давления в скважине p_c при проведении экспериментального разрыва пласта нагнетанием в скважину жидкости с постоянным расходом. Вначале давление монотонно растет до определенного критического $p_{\text{гр}}$, а затем снижается и далее остается постоянным, называемым давлением нагнетания p_n . Скачок давления $p_{\text{гр}} - p_n$ обусловлен образованием начальной трещины. Промысловые наблюдения показывают, что скачок давления в большинстве случаев отсутствует. На основании этого делается вывод, что при гидроразрыве в основном раскрываются естественные нарушения сплошности горных пород.

В случае гидроразрыва на стенке скважины должны быть растягивающие напряжения и выполняться условие (1.30). Из формул (IV.10) следует, что растягивающими могут быть только тангенциальные напряжения σ_θ . Итак, условие гидроразрыва

$$\sigma_\theta \geq \sigma_p > 0, \quad (\text{IV.22})$$

где σ_p — прочность породы на растяжение.

Поглощение промывочной жидкостью горными породами возможно лишь в случае, когда давление в скважине p_c больше, чем пластовое p_n , т. е. $p_c > p_n$ — условие внешнего проявления гидроразрыва.

В соответствии с (IV.10) и (IV.22) для предупреждения гидроразрыва необходимо, чтобы выполнялось неравенство

$$\sigma_p \geq \sigma_\theta = -2\lambda p_r + p_{\text{сmax}}.$$

Отсюда

$$p_{\text{сmax}} \leq \sigma_p + 2\lambda p_r = p_{\text{гр}}, \quad (\text{IV.23})$$

где $p_{\text{сmax}}$ — наибольшее допустимое давление в скважине; $p_{\text{гр}}$ — давление гидроразрыва. Сопоставление $p_{\text{гр}}$, рассчитанного по формуле (IV.23), с результатами промысловых измерений [27] показало, что хорошая сходимость наблюдается в случаях, когда пластовое дав-

ление не меняется. С уменьшением пластового давления наблюдается снижение $p_{гр}$. Поэтому условие предупреждения гидроразрыва принимает вид

$$p_{смах} \leq 2\lambda p_r + \sigma_p - k\Delta p_n = p_{гр}, \quad (IV.24)$$

где $\Delta p_n = p_{пн} - p_n$ (здесь $p_{пн}$ и p_n — начальное и текущее пластовые давления).

Прочность породы на растяжение — величина неустойчивая: в случае $p_{смах} = p_n$ (см. рис. IV.4) $\sigma_p = 0$, а в глубоких скважинах $\sigma_p \ll p_{гр}$. Поэтому в оценочных расчетах принимается $\sigma_p = 0$, что обеспечивает некоторый запас давления при решении задачи о предупреждении гидроразрыва. Анализ промысловых данных [27] показал, что $k \approx 1$.

В соответствии с изложенным условие предупреждения гидроразрыва горных пород примет вид:

$$p_{смах} \leq 2\lambda p_r - \Delta p_n. \quad (IV.25)$$

Давление гидроразрыва удобно охарактеризовать его градиентом

$$\text{grad } p_{гр} = p_{гр}/z. \quad (IV.26)$$

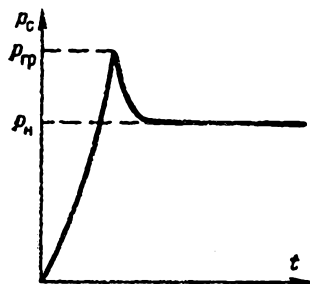


Рис. IV.4. График изменения давления в скважине при гидроразрыве (по Ю. П. Желтову)

Наблюдаемые на практике градиенты давления гидроразрыва изменяются от 0,012 до 0,026 МПа/м.

Поскольку в соответствии с (IV.9)

$$p_{смах} = \rho_{1\max}gz + \Delta p \leq p_{гр}, \quad (IV.27)$$

то при регулировании давления в скважине изменением плотности промывочной жидкости условие предупреждения гидроразрыва принимает вид

$$\rho_{1\max} \leq \frac{p_{гр} - \Delta p}{gz}. \quad (IV.28)$$

При прогнозировании давление гидроразрыва $p_{гр}$ может быть рассчитано по формуле (IV.24) или (IV.25), а в процессе бурения уточнено по результатам опрессовки скважин.

§ 6. ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА ПЛОТНОСТИ ЖИДКОСТИ ДЛЯ ПРОМЫВКИ СКВАЖИНЫ

Изменение плотности промывочной жидкости — основное средство регулирования давления в скважине. Опасность потери устойчивости горных пород и их гидроразрыва — не единственные факторы, обуславливающие выбор необходимого давления в скважине. Очень важно создание нормального противодавления на пласты, насыщенные пластовыми флюидами. Условие создания нормального противодавления имеет вид

$$\rho'_1 = \rho_v [\rho'_n + (0,05 \div 0,15)], \quad (IV.29)$$

где ρ_v — плотность воды; p_n — относительное пластовое давление.

Результатом расчетов по формулам (IV.21), (IV.28) и (IV.29) являются три значения плотности промывочной жидкости: $\rho_{1\min}$, $\rho_{1\max}$ и ρ_1 . Возможны три случая.

Первый случай: $\rho_{1\min} < \rho_1 < \rho_{1\max}$, условия бурения нормальные — рекомендуется применение промывочной жидкости с плотностью ρ_1 .

Второй случай: $\rho_1 < \rho_{1\min} < \rho_{1\max}$, условия бурения осложненные — рекомендуемая плотность промывочной жидкости $\rho_1 = \rho_{1\min}$, но при этом возможно поглощение жидкости. Если принять $\rho_1 = \rho_1'$, то возможно обваливание стенок скважины.

Третий случай: $\rho_{1\min} < \rho_{1\max} < \rho_1$, условия бурения весьма сложны — наилучшие результаты может дать бурение при сбалансированном давлении, т. е. при $\rho_1 = \rho_v p_n$. Технология бурения при сбалансированном давлении в настоящее время находится в стадии освоения.

§ 7. ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ НА ПРОЧНОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

Горные породы в условиях естественного залегания и при вскрытии их скважиной могут находиться при различных горном и пластовом давлениях и температуре и подвергаться воздействию промывочной жидкости. Влияние горного давления (напряженного состояния) и температуры на прочность горных пород было рассмотрено выше (гл. II, § 7), поэтому остановимся более детально только на влиянии жидкой среды, в том числе промывочной жидкости, на длительную прочность пород с точки зрения устойчивости стенок скважины.

Механизму действия сред на твердые тела посвящены работы акад. П. А. Ребиндера и его школы. Этими работами установлено, что изменения под действием среды процессов деформирования и разрушения твердых тел в основном обусловлены физико-химическими явлениями, протекающими на поверхности раздела твердое тело — среда, к которым относятся смачивание, адсорбция и растворение.

По степени смачивания жидкостями все твердые тела делятся на две группы — гидрофильные и гидрофобные. Гидрофильные тела лучше смачиваются водой, хуже углеводородными жидкостями, а гидрофобные — наоборот. Почти все разрушаемые в процессе бурения скважин горные породы гидрофильные, т. е. они хорошо смачиваются водой.

Под адсорбцией понимается концентрирование веществ из газа или раствора, происходящее на поверхности твердого тела. Адсорбирующееся вещество называется адсорбатом, а тело, на поверхности которого происходит адсорбция, — адсорбентом.

Концентрация адсорбата в поверхностном слое в процессе адсорбции будет тем выше, чем больше его физико-химическое сродство по отношению к адсорбенту и чем сильнее адсорбат понижает поверхностную энергию адсорбента. Такие вещества называются поверхностно-активными (сокращенно ПАВ).

При смачивании и пропитке горных пород водой их прочность уменьшается. Например, прочность на сжатие наиболее пористых горных пород (известняков и песчаников) после их насыщения водой уменьшается на 25—45 %. При пропитке водой плотных горных пород, пористость которых невелика, прочность снижается незначительно. Добавки к воде ПАВ повышают ее активность.

Исследования П. А. Ребиндера, Л. А. Шрейнера, К. Ф. Жигача показали, что жидкость, и особенно адсорбируемые ПАВ, при проникновении в поры и трещины, помимо уменьшения свободной энергии твердого тела, создают расклинивающий эффект и уменьшают внутреннее трение в твердом теле при деформировании, что в конечном счете приводит к уменьшению прочности, известному под названием эффекта Ребиндера.

В разрезах месторождений, расположенных на юге нашей страны, значительные интервалы сложены глинами, которые в результате смачивания их пресной водой интенсивно набухают. В разрезах месторождений, расположенных на Русской платформе, встречаются осыпающиеся глинистые горные породы, не набухающие в воде. Эти горные породы имеют плитчатое или оскольчатое строение. Вода, отфильтровываясь из промывочной жидкости, проникает по границам осколков (блоков) и резко снижает их устойчивость. Под действием переменного давления и механического воздействия бурового инструмента такие горные породы осыпаются в скважину, осложняя бурение.

До последнего времени основной движущей силой для проникновения воды в горные породы считалось наличие положительного перепада давления между скважиной и пластом. В настоящее время все большее внимание исследователей привлекает явление осмоса, как одна из движущих сил набухания, уменьшения прочности и обваливания глинистых пород.

Осмосом называется такое явление, при котором молекулы растворителя (в нашем случае вода) проходят через пористую среду, а молекулы растворенного вещества задерживаются, т. е. наблюдается движение растворителя из области с низкой концентрацией растворенного вещества в область с высокой концентрацией.

Концентрация ионов в диффузном слое глинистых пород очень велика и обусловлена отжатием свободной воды в процессе уплотнения пород. Разгрузка пород при вскрытии скважиной и контакт с промывочной жидкостью создают благоприятные условия для активного всасывания воды глинистой породой.

При разбуливании солей промывочная жидкость вызывает их интенсивное *растворение*. Проникая по трещинам, вода расширяет

их, нарушает связь между кристаллитами и вызывает их обрушение.

В рассмотренных случаях основным средством профилактики обвалообразований является не регулирование плотности промывочных жидкостей, а подбор промывочных жидкостей, не взаимодействующих с горными породами и не растворяющих их.

Глава V

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВДАВЛИВАНИИ

§ 1. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ ВООРУЖЕНИЯ ДОЛОТ НА ЗАБОЙ СКВАЖИНЫ ПРИ МЕХАНИЧЕСКОМ РАЗРУШЕНИИ ГОРНЫХ ПОРОД

По принципу взаимодействия с горной породой все механические породоразрушающие инструменты для бурения скважин можно разделить на режуще-скалывающие, дробящие и дробяще-скалывающие.

Схема взаимодействия режуще-скалывающего инструмента с горной породой приведена на рис. V.1, а. Из схемы видно, что элемент вооружения долота, перемещаясь со скоростью v_0 , срезает (скалывает) горную породу. Параметры работы (скорость движения v_0 , силы P_z и P_0) и свойства среды — основные характеристики условий разрушения породы по первой схеме.

Долотом дробящего действия (рис. V.1, б) наносятся прямые удары по поверхности забоя скважины. Динамический процесс разрушения описывается уравнениями кинетической энергии T_k инструмента и потенциальной энергии деформирования породы U :

$$T_k = mv_0^2/2; \quad (V.1)$$

$$U = \int_0^{\delta_{\max}} P_z(\delta) d\delta, \quad (V.2)$$

где m — масса долота и ударной штанги; v_0 — скорость в момент соударения долота с горной породой; $\delta_{\max}$ — максимальная глубина погружения долота в породу; $P_z(\delta)$ — сопротивление горной породы внедрению долота.

Условие $T_k = U$ является основным при анализе ударного взаимодействия инструмента с горной породой.

Еще более сложна схема взаимодействия элементов вооружения дробяще-скалывающих долот (рис. V. 1, в). Взаимодействующий

с породой зуб долота вдавливаются в породу силой P_z и одновременно участвует в обусловленных кинематикой долота скольжении со скоростью v_0 и вращении с угловой скоростью ω . В это же время соседний зуб движется к поверхности породы со скоростью v_y и наносит удар по поверхности породы:

$$\vec{v}_y = \vec{v}_0 + \vec{v}_\omega, \quad (V.3)$$

где $v_\omega = \omega r$ (r — расстояние от вершины зуба до мгновенного центра вращения шарошки).

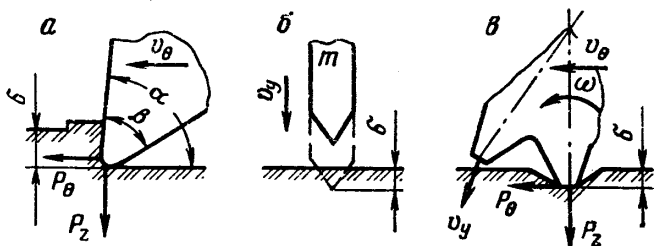


Рис. V.1. Схемы взаимодействия элементов вооружения долота с горной породой:

а — резание-скалывание; *б* — дробление; *в* — дробление-скалывание

В следующие моменты нагрузка перераспределяется с первого зуба на второй, и далее первый зуб выходит из контакта с горной породой. Таким образом, каждый элемент вооружения долота периодически оказывает на горную породу сложное дробяще-скалывающее действие.

Общим для всех схем воздействия является условие $P_z \neq 0$. Под действием этой составляющей осуществляется вдавливание вооружения в горную породу, обуславливающее разрушение породы как при дроблении, так и при резании (обеспечивает толщину δ скалываемого слоя). Поэтому вдавливание рассматривается как основной вид воздействия элементов вооружения долот на горную породу.

Вдавливание как основной вид деформирования горных пород при их механическом разрушении обусловило не только необходимость решения задач о напряженном состоянии в горных породах под элементами вооружения, но и разработку соответствующего метода определения показателей механических свойств горных пород.

§ 2. УПРУГИЕ ЗАДАЧИ О ВДАВЛИВАНИИ ИНДЕНТОРОВ

Элементы вооружения породоразрушающих инструментов имеют различную конфигурацию рабочей поверхности. В одних случаях это резцы с плоской или скругленной поверхностью режущей кромки, в других — зубья в виде клина с плоской или скругленной

вершиной, а в третьих — штыри со сферической головкой. Поэтому рассмотрим три основные задачи о распределении напряжений в упругом твердом теле при вдавливании индентора с плоской, сферической и цилиндрической рабочими поверхностями.

В основе решения этих задач лежит классическая задача Буссинеска о действии сосредоточенной силы на упругое полупространство. С методами решения перечисленных задач можно ознакомиться в работах по теории упругости, а применительно к разрушению горных пород — в работах Л. А. Шрейнера, В. С. Владиславлева, Б. В. Байдюка, Н. Н. Павловой, Р. М. Эйгелеса и др. Решения задач весьма громоздки, и приводить их в этой книге нецелесообразно. Рассмотрим и проанализируем основные результаты этих решений.

Решения получены при допущениях:

1) вдавливаемые инденторы абсолютно жесткие, так как модули деформации металлов на порядок и более выше, чем модули деформации горных пород;

2) горные породы изотропные однородные и подчиняются закону Гука, а упругие характеристики пород постоянные.

Строгие решения получены для осесимметричных инденторов (цилиндрический штамп и сфера), а в случаях притупленного клина и клина со скругленной вершиной дополнительно принято допущение о плоской деформации упругого полупространства и использованы решения плоских задач.

§ 3. УПРУГОЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ В ГОРНОЙ ПОРОДЕ ПРИ ВДАВЛИВАНИИ ИНДЕНТОРОВ РАЗНОЙ ФОРМЫ. ОСНОВНЫЕ РАСЧЕТНЫЕ ФОРМУЛЫ

1. *Вдавливание цилиндрического штампа с плоским основанием.* Жесткий штамп с плоским основанием вдавливается в упругое полупространство силой P , действующей по оси z (рис. V.2). Задача осесимметрична, поэтому решение ее дается в цилиндрических координатах. Распределение давления по радиусу круга описывается уравнением

$$p = \frac{P}{2\pi a \sqrt{a^2 - r^2}}, \quad (\text{V.4})$$

где a — радиус штампа.

Из анализа формулы (V.4) видно, что если $r = 0$, то $p = P/2\pi a^2$, а если $r = a$, то $p = \infty$, т. е. распределение давления по площади контакта весьма неравномерно: минимальное давление действует в центре, а максимальное — на контуре контакта (рис. V.3).

Экспериментальными работами Л. А. Шрейнера и других установлено, что распределение давлений по плоскости контакта

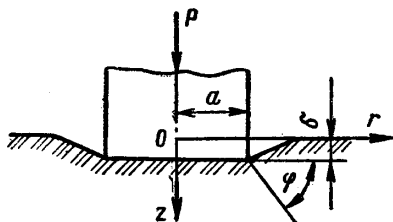


Рис. V.2. Расчетная схема при вдавливании жесткого штампа

неравномерно только в начальный период вдавливания, а затем его можно принять равномерно распределенным, т. е. $p = P/\pi a^2$.

Перемещение штампа для случая неравномерного распределения давления определяют по формуле

$$\delta = \frac{P(1-\mu^2)}{2aE}, \quad (\text{V.5})$$

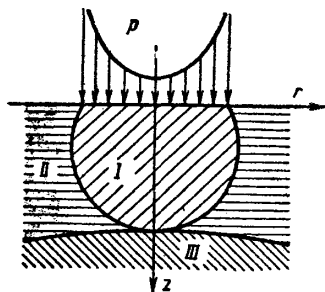


Рис. V.3. График распределения давления и области напряженного состояния горной породы под штампом:

I — $\sigma_1 < 0$, $\sigma_2 < 0$, $\sigma_3 < 0$ (ядро сжатия); II — $\sigma_1 > 0$, $\sigma_2 < 0$, $\sigma_3 < 0$; III — $\sigma_1 > 0$, $\sigma_2 > 0$, $\sigma_3 < 0$

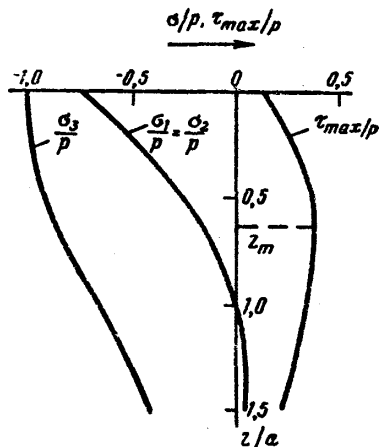


Рис. V.4. Графики изменения напряжений в полупространстве на оси симметрии ($r=0$) при $\mu = 0,25$

а при равномерном распределении давления — по формуле

$$\delta = 0,54 \frac{P(1-\mu^2)}{aE}, \quad (\text{V.6})$$

где μ — коэффициент Пуассона; E — модуль Юнга.

Р. М. Эйгелесом проанализировано напряженное состояние упругого полупространства при вдавливании жесткого штампа. Установлено, что под штампом расположена область I всестороннего сжатия, ограниченная поверхностью $\sigma_1 = 0$ (см. рис. V.3). Размеры этой области определяются радиусом площади контакта и коэффициентом Пуассона. Область I всестороннего сжатия окружена областью II, где одно из главных напряжений больше нуля (растягивающее). Область II ограничена снизу поверхностью $\sigma_2 = 0$; далее расположена область III, где $\sigma_1 > 0$ и $\sigma_2 > 0$.

Главные напряжения на оси симметрии при равномерном распределении давления p как функции координаты $z' = z/a$ можно найти по формулам С. П. Тимошенко:

$$\frac{\sigma_1}{p} = \frac{\sigma_2}{p} = -\frac{1+2\mu}{2} + \frac{(1+\mu)z'}{\sqrt{1+(z')^2}} - \frac{1}{2} \left[\frac{z'}{\sqrt{1+(z')^2}} \right]^3; \quad (\text{V.7})$$

$$\frac{\sigma_3}{p} = -1 + \left[\frac{z'}{\sqrt{1+(z')^2}} \right]^3. \quad (\text{V.8})$$

Результаты расчета по формулам (V.7) и (V.8) приведены на рис. V.4, из которого видно, 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 10 % от нормального давления.

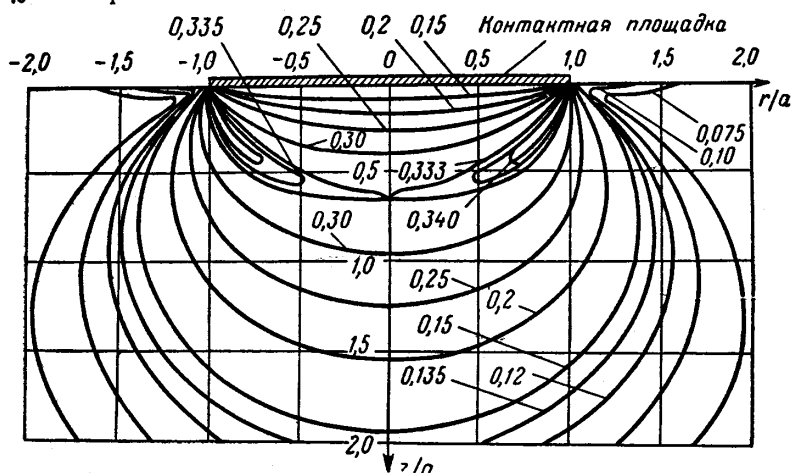


Рис. V.5. Линии равных относительных касательных напряжений в полупространстве под штампом при $\mu = 0,3$

В качестве основной характеристики напряженного состояния твердого тела при вдавливании Р. М. Эйгелесом приняты максимальные касательные напряжения. На рис. V.5 приведено распределение максимальных касательных напряжений в деформируемом полупространстве в окрестностях штампа в относительных величинах:

$$\tau_{\max}/p = f(z/a; r/a). \quad (V.9)$$

Из рис. V.5 видно, что линии равных $\tau_{\max}/p$ замыкаются на контуре штампа, где возникают наибольшие напряжения. Далее зона максимума максимальных касательных напряжений в виде языка уходит вглубь и к оси z . Точки полупространства, прилегающие к контуру штампа, являются особыми, так как при переходе через линию контура давление на поверхность меняется скачком от максимума до нуля (см. рис. V.3), и образуют первую экстремальную зону. Компоненты напряжений в этой зоне описываются формулами Лява:

$$\begin{aligned} \frac{\sigma_z}{p} &= \frac{1}{2\pi} (-2\varphi + \sin 2\varphi); \\ \frac{\sigma_r}{p} &= \frac{1}{2\pi} [(1 - 2\mu)\pi - 2\varphi - \sin 2\varphi]; \\ \frac{\sigma_\theta}{p} &= -\frac{1}{2\pi} [(1 - 2\mu)\pi + 4\mu\varphi]; \end{aligned} \quad (V.10)$$

$$\frac{\tau_{rz}}{p} = -\frac{1}{\pi} \sin^2 \varphi,$$

где φ — угол в плоскости zOr (см. рис. V.2).

На основании формул (V.10) Р. М. Эйгелес получил следующее выражение для наибольшего в полупространстве $\tau_{\max}/p$:

$$\frac{\tau_{\max}}{p} = \frac{1}{2\pi} \left[1 + \sqrt{1 + \pi^2 \left(\frac{1-2\mu}{2} \right)^2} \right]. \quad (V.11)$$

На оси симметрии Oz максимальные касательные напряжения $\tau_{\max}/p$ вначале возрастают и достигают максимума на глубине z_m (см. рис. V.4):

$$\frac{z_m}{a} = \sqrt{\frac{2(1+\mu)}{7-2\mu}}. \quad (V.12)$$

Область в окрестности точки с координатами $z = z_m$, $r = 0$ образует вторую экстремальную зону.

Наибольшее максимальное касательное напряжение во второй зоне можно определить по формуле С. П. Тимошенко

$$\frac{\tau_{\max}}{p} = \frac{1}{2} \left[\frac{1-2\mu}{2} + \frac{2}{9} \sqrt{2(1+\mu)^3} \right]. \quad (V.13)$$

Из выражений (V.11) и (V.13) видно, что $\tau_{\max}/p$ зависят только от коэффициента Пуассона. Результаты расчетов, приведенные в табл. V.1, показали, что $\tau_{\max}/p$ в первой зоне лишь на 5—10 % больше, чем во второй. Смягчение условий на кромке и приближение их к реальным (скругление кромок, учет их деформирования) существенно уменьшают это различие, поэтому в большинстве случаев неопределенность напряжений в особых точках не раскрывают.

Таблица V.1 Наибольшие значения $\tau_{\max}/p$ и $\tau_{\max}/p_{\max}$ при вдавливании штампа и сферы соответственно

Зона	$\tau_{\max}/p$ при μ , равном			$\tau_{\max}/p_{\max}$ при μ , равном		
	0	0,25	0,5	0	0,25	0,5
Первая ($z = 0$, $r = a$)	0,45	0,36	0,32	0,33	0,17	0
Вторая ($z = z_m$, $r = 0$)	0,41	0,34	0,29	0,39	0,32	0,27

Нетрудно показать, что распределение октаэдрических касательных напряжений в полупространстве под штампом аналогично распределению максимальных касательных напряжений. Следовательно, аналогично будет и распределение интенсивности касательных напряжений.

2. *Вдавливание жесткой сферы.* При отсутствии нагрузки сфера контактирует с поверхностью твердого тела в точке. По мере увеличения нагрузки на сферу формируется круговая площадка кон-

такта. Решения о радиусе площадки контакта, распределении давления на площадке и о вертикальном перемещении точек поверхности получены Герцем; расчетная схема приведена на рис. V.6, а.

Радиус a площадки контакта

$$a = \sqrt[3]{\frac{3PR_c(1-\mu^2)}{4E}}, \quad (\text{V.14})$$

где R_c — радиус сферы.

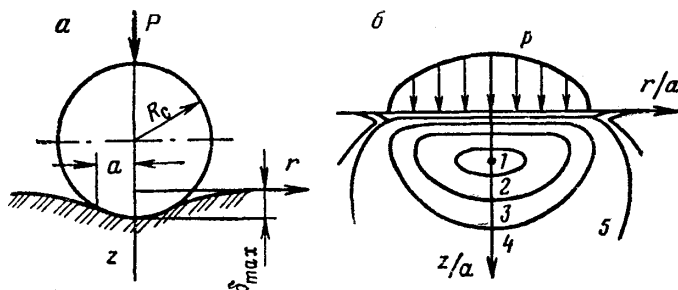


Рис. V.6. Расчетная схема (а), распределение давления и линии равных значений $\tau_{\max}/p_{\max}$ (б) при вдавливании сферы ($\mu = 0,3$).

$\tau_{\max}/p_{\max}$: 1 — 0,31; 2 — 0,3; 3 — 0,25; 4 — 0,2; 5 — 0,1

Наибольшее давление в центре площадки

$$p_{\max} = 3P/(2\pi a^2), \quad (\text{V.15})$$

а распределение давления по диаметральному сечению площадки контакта описывается уравнением эллипса (рис. V.6, б)

$$p = \frac{p_{\max}}{a} \sqrt{a^2 - r^2}. \quad (\text{V.16})$$

Наибольшее перемещение центральной точки контакта

$$\delta_{\max} = \frac{3P(1-\mu^2)}{4aE}. \quad (\text{V.17})$$

Анализ напряженного состояния в твердом теле, проведенный Р. М. Эйгелесом, показал, что структура поля напряжений под сферой такая же, как и под цилиндрическим штампом, но область всестороннего сжатия при вдавливании сферы значительно меньше, чем при вдавливании штампа. Распределение максимальных касательных напряжений при вдавливании сферы приведено на рис. V.6, б. Из рис. V.6, б видно, что наибольшее значение максимальных касательных напряжений отмечается на оси симметрии на некоторой глубине от поверхности контакта (около $0,5 a$), а также на контуре давления, т. е. имеются две экстремальные зоны.

Главные напряжения в первой зоне ($z = 0, r = a$)

$$\frac{\sigma_1}{p_{\max}} = -\frac{\sigma_3}{p_{\max}} = \frac{1-2\mu}{3}; \quad (\text{V.18})$$

$$\sigma_2 = \sigma_z = 0.$$

Отсюда максимальные касательные напряжения при подходе к контуру снаружи

$$\frac{\tau_{\max}}{\rho_{\max}} = \frac{1 - 2\mu}{3}. \quad (\text{V.19})$$

Главные напряжения на оси симметрии как функции координаты $z' = z/a$ можно рассчитать по формулам

$$\frac{\sigma_1}{\rho_{\max}} = \frac{\sigma_2}{\rho_{\max}} = -(1 + \mu) \left(1 - z' \operatorname{arctg} \frac{1}{z'} \right) - \frac{1}{2[1 + (z')^2]}; \quad (\text{V.20})$$

$$\frac{\sigma_3}{\rho_{\max}} = -\frac{1}{(1 + (z')^2)}.$$

Из выражений (V.20) нетрудно получить формулу для расчета максимальных касательных напряжений:

$$\frac{\tau_{\max}}{\rho_{\max}} = -\frac{1}{2}(1 + \mu) \left(1 - z' \operatorname{arctg} \frac{1}{z'} \right) - \frac{3}{2[1 + (z')^2]}. \quad (\text{V.21})$$

Из табл. V.1 видно, что в случае вдавливания сферы с уменьшением коэффициента Пуассона уменьшается и разность между максимальными касательными напряжениями в экстремальных зонах.

3. *Вдавливание прямоугольного штампа.* Фрезерованные зубья шарошечных долот имеют практически плоскую поверхность контакта в виде прямоугольника. Решение задачи о распределении напряжений под прямоугольным штампом громоздко. Однако в случае отношения длины прямоугольника к ширине больше пяти можно воспользоваться решением задачи о распределении напряжений под бесконечно длинной полосой [36]. Принимаем, что удельное давление одинаково по всей поверхности полосы. Это допущение позволяет рассмотреть распределение напряжений только в одном сечении, перпендикулярном к длинной оси полосы. Таким образом, поставленная задача сводится к задаче для плоской деформации; расчетная схема приведена на рис. V.7. В работе [36] имеются таблицы для определения компонент напряжений σ_x , σ_z и τ_{xz} в твердом теле. Компоненту σ_y найдем из условия $\varepsilon_y = 0$, так как продольная деформация бесконечно длинной полосы невозможна. Отсюда в соответствии с (1.10)

$$\sigma_y = \mu(\sigma_x + \sigma_z). \quad (\text{V.22})$$

В качестве однозначной характеристики напряженного состояния в твердом теле принимаем интенсивность касательных напряжений

$$\sigma_t = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_x - \sigma_z)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + 6\tau_{xz}^2}. \quad (\text{V.23})$$

Распределение σ_i/p в относительных координатах при $\mu = 0,25$ также приведено на рис. V.7. Из рис. V.7 видно, что распределение σ_i/p под полосой аналогично распределению $\tau_{\max}/p$ под штампом (см. рис. V.5). Следует отметить, что максимальная интенсивность касательных напряжений и глубина экстремальной зоны так же, как и при вдавливании штампа, зависят только от коэффициента Пуассона.

4. *Вдавливание жесткого цилиндра по образующей.* В общем случае криволинейная поверхность инструмента контактирует с горной породой на определенной длине. Как правило, ширина формируемой в процессе вдавливания площадки контакта значительно меньше ее длины. Поэтому, как и в предыдущем случае, упростим задачу, приняв длину контакта бесконечной (задача Герца). Расчетная схема приведена на рис. V.8, а. Половина ширины площадки контакта

$$b = 2 \sqrt{\frac{P_t R (1 - \mu^2)}{\pi E}}, \quad (V.24)$$

где P_t — нагрузка на единицу длины образующей цилиндра; R — радиус цилиндра.

Распределение давления по ширине контакта следует эллиптическому закону (рис. V.8, б)

$$p = \frac{p_{\max}}{b} \sqrt{b^2 - x^2}, \quad (V.25)$$

где $p_{\max}$ — максимальное нормальное давление на площадке контакта

$$p_{\max} = \sqrt{\frac{P_t E}{\pi R (1 - \mu^2)}}. \quad (V.26)$$

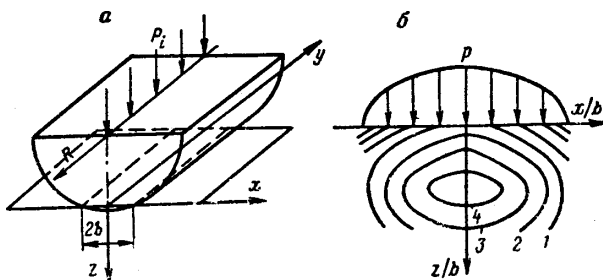


Рис. V.8. Расчетная схема (а), распределение давления и линии равных значений $\sigma_i/p_{\max}$ (б) при вдавливании цилиндра по образующей ($\mu = 0,25$)

$\sigma_i/p_{\max}$: 1 — 0,48; 2 — 0,51; 3 — 0,57

Компоненты напряжений σ_x , σ_y , σ_z и τ_{xz} можно рассчитать по

формулам М. М. Саверина. Далее по формуле (V.23) определим интенсивность касательных напряжений. На рис. V.8, б приведено распределение $\sigma_i/p_{\max}$ в относительных координатах при $\mu=0,25$. Из рис. V.8, б видно, что интенсивность касательных напряжений максимальна в плоскости симметрии на некоторой глубине от поверхности. Относительная максимальная интенсивность касательных напряжений и координата максимума также зависят только от коэффициента Пуассона.

§ 4. ВЛИЯНИЕ КАСАТЕЛЬНОЙ НАГРУЗКИ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ВДАВЛИВАНИИ ИНДЕНТОРОВ

Из схем взаимодействия элементов вооружения с горной породой (см. рис. V.1) видно, что одновременно с нормальной нагрузкой действует значительная касательная нагрузка. Рассмотрим ее влияние на распределение напряжений в полупространстве на примере прямоугольного штампа. Согласно гипотезе Лоренца принимаем, что касательные напряжения на площадке контакта прямо пропорциональны нормальному давлению, т. е. $\tau/p = \omega = \text{const}$.

Как и ранее, принимаем, что нормальное давление равномерно распределено по ширине и длине штампа. Компоненты напряжений σ_x , σ_z и τ_{xz} определяем отдельно для нормальной и касательной нагрузок по формулам или таблицам, приведенным в работе [36], а затем складываем их, используя принцип независимости действия сил. Компоненту σ_y рассчитываем по формуле (V.22).

По результатам расчета в относительных величинах построены линии равной интенсивности касательных напряжений (рис. V.9).

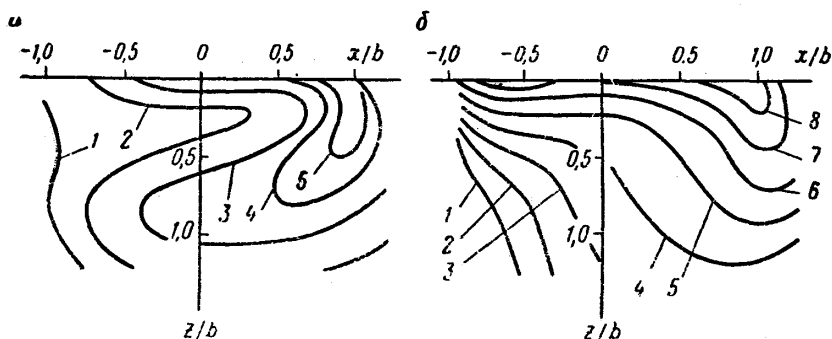


Рис. V.9. Линии равных σ_i/p при вдавливании прямоугольного штампа ($\mu = 0,25$) при наличии касательной нагрузки: а — $\omega = 0,2$; б — $\omega = 0,4$.

σ_i/p : 1 — 0,5; 2 — 0,55; 3 — 0,6; 4 — 0,65; 5 — 0,7; 6 — 0,75; 7 — 0,85; 8 — 0,95

Из сопоставления рис. V.9 и V.7 видно, что при наличии касательной нагрузки происходит искажение напряженного состояния, смещение экстремальной зоны в направлении действия касательной нагрузки под край полосы и к поверхности и рост интенсивности касательных напряжений в экстремальной зоне. Чем больше относительная касательная нагрузка, тем больше искажение на-

пряженного состояния и тем больше рост интенсивности касательных напряжений в экстремальной зоне.

Расчет напряженного состояния в относительных величинах позволяет провести количественную оценку σ_{imax} в экстремальных зонах, так как $\frac{\sigma_{imax}}{p} = \kappa$, где κ — максимальная относительная интенсивность касательных напряжений в экстремальной зоне.

Тогда при вдавливании элемента с плоской рабочей поверхностью $\sigma_{imax} = \kappa p$, а при вдавливании элемента с криволинейной рабочей поверхностью $\sigma_{imax} = \kappa p_{max}$.

Значения параметра κ для основных форм инденторов при $\mu = 0,25$ приведены в табл. V.2.

Таблица V.2 Максимальная относительная интенсивность касательных напряжений

Форма индентора	ω		
	0	0,2	0,4
Полоса $\kappa_{п}$	0,61	0,81	1,06
Штамп $\kappa_{ш}$	0,68	—	—
Цилиндр $\kappa_{ц}$	0,58	0,62	0,88
Сфера $\kappa_{с}$	0,64	—	—

Параметр κ при $\omega = 0$ рассчитан для экстремальной зоны на оси симметрии инденторов. Сопоставление $\kappa_{п}$ с $\kappa_{ш}$ и $\kappa_{ц}$ с $\kappa_{с}$ показывает, что осесимметричные инденторы создают большую интенсивность касательных напряжений, чем в виде полосы или боковой поверхности длинного цилиндра. Кроме того, из табл. V.2 видно, что влияние касательной нагрузки при вдавливании инденторов с плоской поверхностью существеннее, чем при вдавливании инденторов с криволинейной поверхностью.

Важным итогом проведенного анализа напряженного состояния горных пород с точки зрения работы породоразрушающих инструментов является то, что увеличением касательной нагрузки на элементы вооружения можно снизить необходимое усилие вдавливания для достижения предельного состояния и разрушения пород.

§ 5. МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВДАВЛИВАНИИ ИНДЕНТОРОВ. СКАЧКООБРАЗНОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ

При вдавливании штампа в силу особенностей распределения напряжений объективно можно достичь предельного состояния в двух экстремальных зонах: на контуре, где имеются условия чистого сдвига, и на оси симметрии на глубине z_m . Именно эти два момента лежат в основе выделения Р. М. Эйгелесом двух механизмов разрушения горных пород.

В соответствии с первым механизмом разрушения при некоторой нагрузке на штамп в первой экстремальной зоне образуется кольцевая трещина, уходящая вглубь в виде конуса (рис. V.10, а). Жесткость штампа значительно выше жесткости горной породы, а поэтому поперечная деформация породы, прилегающей к штампу,

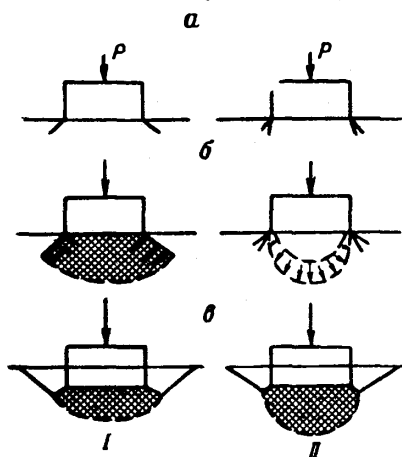


Рис. V.10. Схемы хрупкого разрушения пород по Р. М. Эйгелесу (I) и по Н. Н. Павловой и Л. А. Шрейнеру (II): а — образование кольцевой трещины и сдвигов за контуром штампа; б — развитие зон предельного состояния; в — хрупкое разрушение

весьма мало. При достижении некоторого критического давления матрица отрывается с образованием лунки (рис. V.10, в). Отрыв матрицы сопровождается снижением бокового давления на конус и его разрушением. Штамп скачком погружается на значительную глубину.

В соответствии со вторым механизмом разрушения развитие области предельного состояния у контура штампа быстро затухает. Основную роль играет развитие области предельного состояния от оси симметрии штампа, т. е. от первой экстремальной зоны (см. рис. V.10, а) в направлении к контуру с образованием серповидной области предельного состояния (см. рис. V.10, б). По мере увеличения нагрузки на штамп растут объем предельной области и давление в ней, следовательно, растет и нагрузка, действующая со стороны серповидной области на окружающую породу (матрицу). Далее процесс разрушения ничем не отличается от описанного по первому механизму разрушения.

В пористых горных породах большое влияние на механизм деформирования и разрушения оказывает уплотнение пород, которое сопровождается большим погружением штампа. Последнее затрудняет развитие трещин отрыва, в результате чего большин-

ство горных пород, хрупких при плотном сложении, будучи сильно пористыми, не дают хрупкого разрушения.

При вдавливании сферы механизм разрушения горных пород имеет некоторые особенности, связанные с иным, чем при вдавливании штампа, распределением напряжений и с непрерывным увеличением площади контакта.

Наблюдения показывают, что у большинства горных пород в процессе вдавливания сферы предельное состояние возникает за контуром давления (рис. V.11, а) в первой зоне, где образуется кольцевая трещина. Однако развитие этой трещины в глубину

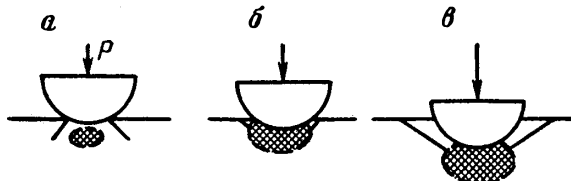


Рис. V.11. Схемы разрушения породы при вдавливании сферы:

а — образование кольцевой трещины и зоны предельного состояния; б — образование кольцевого выкола; в — образование лунки (хрупкое разрушение)

незначительно. При достижении предельного состояния в зоне на оси симметрии наблюдается быстрый рост области предельного состояния во всех направлениях. Кольцевая трещина ограничивает рост области предельного состояния у поверхности в радиальном направлении. Увеличивающееся по мере роста нагрузки давление со стороны области предельного состояния на поверхность трещины вызывает скол породы, прилегающей к сфере за контуром давления (рис. V.11, б). Однако существенной разгрузки в силу особенностей распределения давления по площадке контакта в зоне предельного состояния не происходит, как не происходит и разрушения предельно нагруженной породы, прилегающей к поверхности сферы.

С дальнейшим увеличением нагрузки процесс деформирования и разрушения в значительной степени аналогичен процессу при вдавливании штампа. Наличие кругового скола резко снижает темп прироста площади давления с ростом нагрузки. При этом быстро развивается область предельного состояния, растет давление на вмещающую неразрушенную породу (матрицу). Под действием давления происходит скол или отрыв матрицы с разгрузкой и разрушением области предельного состояния (ядра) и с образованием значительной зоны хрупкого разрушения (рис. V.11, в).

При деформировании горных пород с низким модулем упругости, особенно пористых пород, быстро увеличивается площадь контакта вследствие деформирования и уплотнения зоны предельного состояния и медленно растут напряжения. Последнее обуславливает малый объем лунки хрупкого разрушения или ее полное отсутствие.

Заостренные наконечники можно рассматривать как инденторы, радиусы кривизны вдавливаемых поверхностей у которых близки к нулю. Предельное состояние под заостренным наконечником возникает при весьма малых нагрузках. В этом случае формируется уравнивающая нагрузка поверхности деформируемого тела, прилегающая к граням клина или к поверхности конуса.

В процессе вдавливания заостренных наконечников в пластичные тела монотонно увеличивается уравнивающая поверхность. Лунка в этом случае образуется вследствие пластического вытеснения материала вдавливаемым наконечником.

На рис. V.12 показана зависимость глубины погружения δ от нагрузки P при вдавливании клина с углом при вершине 60° в хрупкую горную породу. В начальный период происходит пластическое деформирование, и на этом участке глубина погружения прямо пропорциональна нагрузке до δ_0 . Затем глубина погружения скачкообразно возрастает вследствие хрупкого разрушения до δ_1 , причем погружение на эту глубину происходит при нагрузке P , незначительно превышающей нагрузку, соответствующую глубине погружения δ_0 .

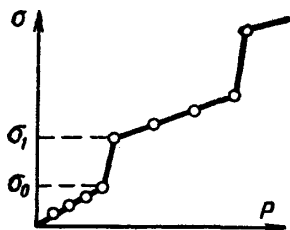


Рис. V.12. Зависимость глубины погружения клина в горную породу от нагрузки

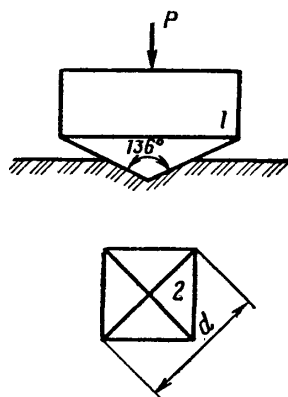


Рис. V.13. Схема измерения микротвердости:
1 — пирамида; 2 — отпечаток пирамиды

При дальнейшем вдавливании вследствие упругой и пластической деформации глубина погружения растет очень медленно вплоть до нового скачка погружения и т. д. Порода под вдавливаемым наконечником скалывается под углом, большим 120° . Этот угол называют естественным углом скалывания.

Таким образом, процесс разрушения горных пород при вдавливании заостренных наконечников носит скачкообразный характер, причем каждый новый скачок в погружении больше, чем предыдущий. Это связано с тем, что с увеличением глубины вдавливания площадь контактной поверхности тоже увеличивается.

§ 6. ПОНЯТИЕ О ТВЕРДОСТИ. ТВЕРДОСТЬ МИНЕРАЛОВ

Прочностные свойства минералов принято оценивать по показателю твердости. Понятие твердости впервые было введено в минералогии. В 1882 г. Моос составил шкалу 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 за единицу, твердость алмаза условно равна десяти. Каждый предыдущий минерал мягче, чем следующий. Более твердым считается тот минерал, которым можно сделать царапину на поверхности другого, более мягкого минерала, т. е. Моос понимал под твердостью способность одного тела оказывать сопротивление проникновению в него другого тела. Это толкование твердости остается основным и в настоящее время, хотя и не является исчерпывающим.

Физически более строгое толкование твердости было дано Герцем. За меру твердости Герц принимал удельное давление при достижении предельного состояния в центре вдавливаемой поверхности.

В настоящее время широко распространены методы измерения твердости вдавливанием в поверхность испытуемого тела более твердого стандартного индентора (сфера, конус, пирамида) до получения пластического отпечатка.

При вдавливании различных инденторов в минералы, являющиеся в своем большинстве телами хрупкими, не всегда можно получить четкий отпечаток, необходимый для количественной оценки твердости. Было обнаружено, что если вдавливать в хрупкие тела заостренные наконечники с большими углами при вершине под очень малыми нагрузками, то на поверхности этих тел образуются микроотпечатки без следов хрупкого разрушения. Этот метод получил название метода микротвердости.

Измерения микротвердости минералов проводятся на приборах ПМТ-2 и ПМТ-3. Схема измерения приведена на рис. V.13. В качестве индентора используется алмазная пирамида Виккерса с углом при вершине 136° . Нагрузку P подбирают в зависимости от свойств минерала. В комплекте прибора имеется набор грузов массой 2, 5, 10, 20, 50, 100 и 200 г.

С помощью прибора ПМТ-3 можно определять микротвердость минералов, не только представленных монокристаллами, но и микротвердость отдельных минералов, входящих в состав любой, преимущественно крупнокристаллической породы.

При испытании микротвердость H_m определяется как частное от деления нагрузки P на боковую поверхность отпечатка в предположении, что углы у отпечатка такие же, как и у пирамиды:

$$H_m = \frac{2P}{d^2} \sin \frac{\alpha}{2}, \quad (V.27)$$

где d — длина диагонали отпечатка; α — угол при вершине пирамиды, равный 136° .

При измерении микротвердости делают, как правило, не менее трех отпечатков, измеряют обе диагонали каждого отпечатка и в формулу (V.27) подставляют среднеарифметическое значение длины диагонали.

В табл. V.3 приведены твердости эталонных минералов шкалы Мооса, определенные разными методами.

Таблица V.3 Твердость эталонных минералов

Минерал	Твердость по шкале Мооса	Твердость по Герцу, МПа	Микро-твердость, МПа	Минерал	Твердость по шкале Мооса	Твердость по Герцу, МПа	Микро-твердость, МПа
Тальк	1	49	2,5	Ортоклаз	6	2450	7750
Гипс	2	—	290	Кварц	7	3020	11000
Кальцит	3	900	1080	Топаз	8	5200	14700
Флюорит	4	1080	1860	Корунд	9	11300	22600
Апатит	5	2350	5300	Алмаз	10	—	98100

Из табл. V.3 видно, что показатель твердости зависит от метода его определения. Это указывает на то, что нельзя непосредственно сопоставлять показатели твердости, если даже они имеют одинаковую размерность, но получены разными методами.

§ 7. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ СТАТИЧЕСКОГО ВДАВЛИВАНИЯ ШТАМПА

Л. А. Шрейнер, анализируя методы, предложенные для измерения сопротивления горных пород вдавливанию, и методы измерения твердости вдавливанием, пришел к выводу о необходимости принципиально изменить способ измерения.

Суть выводов Л. А. Шрейнера сводится к следующему. Если при определении твердости пластичных тел задается нагрузка, а измеряется площадь или глубина полученного под индентором отпечатка, то для горных пород следует задать площадь контакта и измерять нагрузку на индентор, под действием которой происходит деформирование и разрушение породы.

Наиболее удобной геометрической формой индентора является цилиндрический штамп с плоским основанием (рис. V.14, а).

Метод вдавливания штампа (по ГОСТ 12288—66) позволяет не только определять твердость горных пород, но и оценивать их упругие и пластические характеристики на небольших образцах горных пород и на кернах, извлекаемых в процессе бурения скважин с различных глубин залегания.

Для определения механических свойств горных пород методом вдавливания штампа необходимы образцы пород высотой 30—50 мм и диаметром 40—60 мм. Эти образцы должны иметь две плоскопараллельные шлифованные поверхности.

Штампы изготавливают из инструментальной стали с последующей закалкой (см. рис. V.14, а) или из твердого сплава (рис. V.14, б). Штампы из твердого сплава используют для испытания очень твердых пород.

При испытании плотных и однородно-пористых пород можно использовать штампы площадью до 2 мм², а для пород с размером зерна больше 0,25 мм лучше использовать штампы площадью 3 мм², для сильнопористых и малопрочных пород необходимы штампы с площадью основания 5 мм² и более.

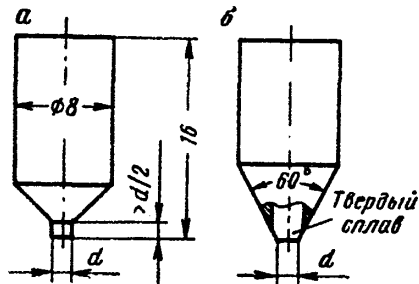


Рис. V.14. Цилиндрические штампы

и труда. В настоящее время для испытания горных пород выпущены специальные установки УМГП-3 и УМГП-4 с автоматической записью графиков зависимости нагрузки на штамп от глубины его внедрения.

Установка УМГП-3 рассчитана на нагрузку 0—0,98, 0—2,45, 0—4,9 и 0—9,81 кН с предельной величиной внедрения 750 мкм. При испытаниях на одной ленте записывается несколько графиков, снятых в различных местах образца, что позволяет судить об однородности образца и наблюдать за разбросом значений. Последнее определяет необходимое количество опытов на одном образце.

Испытания ведут при весьма малой скорости нагружения штампа, поэтому в литературе широко используется другое название метода — метод статического вдавливания штампа.

Штамп в образец породы вдавливается до тех пор, пока при некоторой нагрузке не произойдет хрупкое разрушение породы под штампом или не будет достигнута предельная величина внедрения.

Обработка результатов испытаний. Горные породы по характеру зависимости нагрузки на штамп от глубины его внедрения делят на три класса: I — хрупкие, II — пластично-хрупкие, III — высокопластичные и сильнопористые.

На рис. V. 15, а приведена характерная зависимость нагрузки от погружения штампа для хрупких горных пород. Из рис. V.15, а видно, что при деформировании вплоть до момента хрупкого разрушения соблюдается закон Гука. По наибольшей нагрузке P , определяют твердость по штампу $\rho_{\text{ш}}$ породы:

$$\rho_{\text{ш}} = P_p / F, \quad (\text{V.28})$$

где F — площадь основания вдавливаемого штампа (площадь контакта штампа с горной породой).

На рис. V.15, б показан характерный график деформирования пластично-хрупких пород. В данном случае при нагрузке, большей P_0 , закон Гука нарушается. Это явление первоначально целиком связывалось с развитием пластических деформаций. Позднее [17] было показано, что большую роль, а в некоторых случаях и основную играет уплотнение породы в зоне предельного состояния.

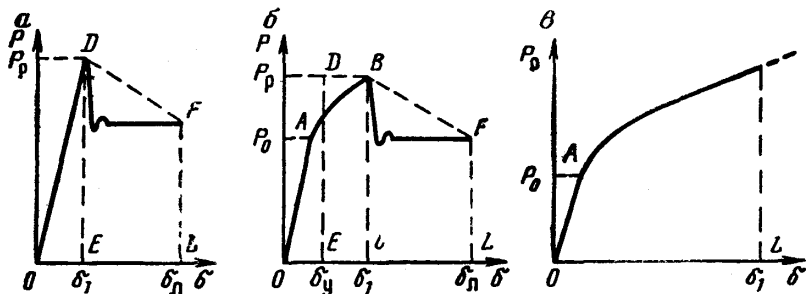


Рис. V.15. Характерные графики нагрузка-глубина вдавливания штампа для пород:

а — хрупких (кварцит), б — пластично-хрупких (ангидрит), в — высокопластичных и сильнопористых; δ_n — глубина лунки, δ_y — упругий прогиб

Для пластично-хрупких пород, помимо твердости по штампу, определяется предел текучести p_0 породы:

$$p_0 = P_0/F. \quad (V.29)$$

В качестве показателя пластичности пород принято отношение

$$k = A_p/A_y, \quad (V.30)$$

где A_p — работа деформирования до момента разрушения; A_y — работа упругого деформирования.

Для пород первого класса $\delta_1 = \delta_y$, следовательно, $k = 1$. Величины работ A_p и A_y определяют, как правило, графически путем измерения площадей, т. е.

$$A_p = S_{OABCT}; \quad A_y = S_{ODEm},$$

где m — масштаб графика нагрузка — глубина вдавливания штампов в размерности работы.

Тогда формула (V.30) примет вид

$$k = S_{OABC}/S_{ODE}. \quad (V.31)$$

Этот показатель Л. А. Шрейнер и О. П. Петрова называли коэффициентом пластичности.

В случае необходимости в формулу (V.30) может быть введена поправка на упругое деформирование штампа. Чаще всего работа упругого деформирования штампа оказывается незначительной по сравнению с A_p и A_y и в расчетах не учитывается.

При вдавливании штампа в высокопластичные или сильнопористые горные породы хрупкого разрушения не происходит. Характерная зависимость нагрузки от глубины вдавливания штампа в такие породы приведена на рис. V.15, в, из которого видно, что в этом случае нельзя определить ни твердость по штампу, ни коэффициент пластичности. Зная нагрузку P_0 , по формуле (V.29) вычисляют предел текучести породы. Коэффициент пластичности условно принимают равным бесконечности.

По начальному участку графиков, где имеется прямая пропорциональность между нагрузкой и глубиной погружения штампа, определяют модуль деформации при вдавливании:

$$C = \frac{E}{1 - \mu^2} = \frac{P}{d\delta}, \quad (\text{V.32})$$

где C — модуль деформации при вдавливании; P — нагрузка на штамп; d — диаметр штампа; δ — погружение штампа, соответствующее изменению нагрузки от нуля до P .

Далее, если для данного образца известно значение коэффициента Пуассона, можно вычислить модуль Юнга. При приближенных расчетах модуля Юнга принимают $\mu = 0,25$.

Важной характеристикой механических свойств горных пород является удельная объемная работа разрушения A_V , которая определяется делением общей работы A_p , затраченной до момента разрушения, на объем лунки V , образовавшейся при разрушении, т. е. $A_V = A_p/V$.

Объем лунки можно определить следующим способом: заполнить лунку пластилином, затем слепок извлечь, взвесить и вычислить объем, поскольку плотность пластилина известна.

Более точен метод заполнения лунок парафином из специального тигелька. Избыток парафина срезается и возвращается в тигелек. Масса парафина в лунке определяется по разности массы тигелька до заливки и после нее.

Для пород третьего класса общую работу до разрушения вычисляют условно. В этом случае график «нагрузка — перемещение» продолжают до глубины вдавливания, равной диаметру штампа.

По изложенной выше методике Л. А. Шрейнера в случае определения удельной объемной работы разрушения учитывается только работа внедрения штампа до момента хрупкого разрушения (рис. V.15). Однако, если в точке B или D прекратить нагружение и снять нагрузку, то никакого разрушения не произойдет. Для того чтобы произошел скол, необходимо совершить работу на участке вдавливания $\delta_1 - \delta_d$. Причем эта работа несколько больше, чем работа до хрупкого разрушения. Сумма двух этих работ равна полной работе A разрушения породы под штампом, которую в [17] рекомендуется определять как величину, пропорциональную площади $OABFL$, т. е. $A = S_{OABFL} m$.

Тогда формула для расчета удельной объемной работы разрушения принимает вид

$$A_v = A/V. \quad (V.33)$$

Этот показатель наиболее объективно характеризует энергоемкость разрушения горных пород при вдавливании.

В последние годы ведутся значительные исследования в области изучения механизма разрушения пород при вдавливании, уточнения показателей свойств пород и разработки методов использования полученных показателей в практике бурения скважин.

Решение этих вопросов невозможно без выяснения физического смысла показателей свойств пород, определяемых в процессе вдавливания. Ранее при введении понятия твердости отмечалось, что показатель твердости соответствует нормальному удельному давлению индентора на поверхность испытываемого тела в момент достижения в нем предельного состояния. По мнению Н. М. Филимонова и К. И. Вдовина, понятию твердости в большей степени соответствует предел текучести породы при вдавливании p_0 , а не твердость по штампу. Поэтому они предлагают показатель p_0 считать твердостью породы, а показатель $p_{ш}$ — сопротивлением породы хрупкому разрушению при вдавливании. Такой подход позволил бы иметь единый показатель твердости пород всех классов.

Из анализа напряженного состояния горных пород следует, что $\sigma_{lmax} = \kappa_1 p$; $\sigma_0 = \kappa_2 p$, где κ_1 и κ_2 — коэффициенты пропорциональности. Тогда

$$\sigma_{lmax} = \frac{\kappa_1}{\kappa_2} \sigma_0 = \kappa \sigma_0. \quad (V.34)$$

При достижении предельного состояния в горной породе принимаем

$$\sigma_{ls} = \kappa'_1 p_0; \quad (V.35)$$

$$\sigma_0 = \kappa'_2 p_0. \quad (V.36)$$

Поэтому практический интерес представляет определение κ'_1 и κ'_2 .

Выполненный авторами учебника анализ процесса вдавливания штампа показал, что для горных пород второго и третьего классов условиям (V.35) и (V.36) соответствует решение упругой задачи о вдавливании штампа при $\mu = 0,5$. Это означает, что достижение предела текучести под штампом соответствует началу пластического (вязкого) вытеснения предельно деформированной породы из-под штампа, а коэффициенты κ'_1 и κ'_2 не зависят от коэффициента Пуассона горной породы.

Рассчитав значения главных напряжений по формулам (V.7) и (V.8) при $\mu = 0,5$ и подставив их в формулы (1.3) и (1.6), получим

$$\sigma_{ls} = 0,55 p_0; \quad (V.37)$$

$$\sigma_0 = 0,50 p_0. \quad (V.38)$$

Вычисленные по формулам (V.37) и (V.38) σ_{ls} и σ_0 могут использоваться при построении предельных зависимостей σ_{is} от

σ_0 наряду с результатами испытаний горных пород при одноосном и всестороннем сжатии.

Воспроизводимость результатов. При определении показателей механических свойств горных пород, являющихся телами неоднородными, наблюдаются значительные колебания между результатами отдельных испытаний на одном и том же образце, причем особенно плохая воспроизводимость наблюдается на сильно пористых и неоднородно-пористых породах. В таких случаях следует применять штампы с большей площадью основания.

Воспроизводимость результатов зависит также от тщательности подготовки образцов горных пород и штампов перед испытаниями. При прочих одинаковых условиях воспроизводимость будет лучшей, если нагружение непрерывно.

Большие колебания между отдельными значениями показателей механических свойств пород не позволяют распространять результаты одного испытания на весь образец породы. Для характеристики образца породы проводится ряд испытаний (три — на образцах с хорошей воспроизводимостью результатов и пятьдесят — на образцах с плохой воспроизводимостью результатов), и в качестве показателей свойств берется их среднее арифметическое значение.

§ 8. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

На основании фактических данных, полученных при вдавливании штампа в образцы многочисленных горных пород, оказалось возможным дать несколько классификационных шкал по отдельным показателям механических свойств.

Все породы по твердости по штампу разделены на три группы: мягкие, средние, твердые. Каждая группа в свою очередь разделена на четыре категории, т. е. всего принято двенадцать категорий твердости (табл. V.4).

Таблица V.4 Классификация горных пород по твердости по штампу

Г р у п п а	К а т е г о р и я	Твердость по штампу $p_{ш}$, МПа
I	1	< 100
	2	100—250
	3	250—500
	4	500—1000
II	5	1000—1500
	6	1500—2000
	7	2000—3000
	8	3000—4000
III	9	4000—5000
	10	5000—6000
	11	6000—7000
	12	> 7000

К I группе преимущественно относятся породы высокопластичные и сильнопористые. Из пород, встречаемых при бурении нефтяных и газовых скважин, сюда относятся глины, аргиллиты и наиболее пористые разновидности алевролитов, песчаников и известняков.

Ко II группе по твердости относятся в основном породы из класса пластично-хрупких, в частности, алевролиты, известняки, ангидриты, доломиты и песчаники.

К III группе по твердости относятся породы преимущественно из класса хрупких. Это в основном изверженные и метаморфические породы. Из класса пород, встречаемых при бурении нефтяных и газовых скважин, в эту группу входят кремни, кварциты, а также окремненные разновидности известняков и доломитов.

По модулю Юнга все горные породы разделены на восемь категорий:

Категория	1	2	3	4
$E \cdot 10^{-2}$, МПа	< 25	25—50	50—100	100—250
Категория	5	6	7	8
$E \cdot 10^{-2}$, МПа	250—500	500—750	750—1000	> 1000

По величине коэффициента пластичности все горные породы разделены на шесть категорий:

Категория	1	2	3	4	5	6
k	1	1—2	2—3	3—4	4—6	6—∞

К первой категории относятся хрупкие горные породы, со второй по пятую — пластично-хрупкие, а к шестой — высокопластичные и сильнопористые.

Для примера в табл. V.5 приведены данные о механических характеристиках некоторых групп осадочных горных пород.

Таблица V.5 Показатели механических свойств осадочных горных пород при вдавливании

П о р о д а	Твердость $\rho_{ш} \cdot 10^{-2}$, МПа	Предел текучести $\rho_0 \cdot 10^{-2}$, МПа	Модуль деформации $C \cdot 10^{-3}$, МПа	Коэффициент пластичности k
Глины	—	0,2—1,5	1—3	∞
Глинистые сланцы	2—17	1,5—10	5—30	1,3—3,3
Песчаники и алевролиты	2—33	1,5—21	5—35	1,3—4,3
Ангидриты	10—15	4—10	18—54	2,9—4,3
Известняки	8—25	3—15	15—40	1,5—7,0
Доломиты	10—32	5—24	50—90	1,5—6,0
Кремни и окремненные породы	36—70	33—70	100	1,0—2,3

Из табл. V.5 видно, что во всех характеристиках наблюдается значительный разброс величин. Это связано с тем, что на механические свойства пород отдельных групп влияет не только минералогический состав, но и их строение.

§ 9. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ И СХЕМЫ ДИНАМИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДИНАМИЧЕСКОЙ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД МЕТОДОМ ТОЛЧЕНИЯ

Для бурения скважин характерны только динамические процессы. Если для описания статических процессов достаточна система уравнений равновесия сил и моментов, то для динамических процессов необходимо дополнительно иметь уравнение баланса энергии, т. е. динамические процессы более сложные и не могут быть изучены в статических условиях.

При экспериментальном изучении динамического деформирования и разрушения пород используют принципы приближенного моделирования, которые реализуются на специальных установках. Экспериментальные установки, получившие широкое распространение, можно разделить на две группы — копровые и кулачковые. На копровых установках используется удар или свободно падающим ударником с индентором, или ударником, разгоняемым приложенной силой (например, давлением воздуха). На кулачковых машинах задается закон движения индентора относительно горной породы, что позволяет более полно моделировать процесс взаимодействия породоразрушающего элемента с горной породой.

Для определения относительной динамической прочности горных пород нашел применение *метод толчения* [23]. Сущность метода заключается в следующем. Образец породы дробят на куски размером 15—20 мм, из которых составляют пять проб объемом 15—20 см³ каждая. Пробу помещают в стакан копра, и по ней наносят от 3 до 15 ударов свободно падающим с высоты 0,6 м грузом массой 2,4 кг. Груз имеет плоское основание диаметром 66 мм. Внутренний диаметр стакана 76 мм. Затем пробу просеивают на сите с диаметром отверстий 0,5 мм. Раздробленную породу от всех проб сыпают в цилиндр с внутренним диаметром 23 мм и измеряют высоту столбика разрушенной породы. По высоте столбика рассчитывают динамическую прочность A_d :

$$A_d = 20n/l, \quad (V.39)$$

где n — число ударов по одной пробе; l — высота столбика разрушенной породы, мм.

Авторами метода принято, что вновь образованная при толчении поверхность породы прямо пропорциональна высоте столбика l . Отсюда следует, что физический смысл показателя — относительная удельная работа дробления.

§ 10. ПРОСТЕЙШИЕ УПРУГИЕ ЗАДАЧИ ДИНАМИЧЕСКОГО ВДАВЛИВАНИЯ ИНДЕНТОРОВ

Строгое математическое описание процесса взаимодействия индентора с горной породой можно дать лишь для простейших случаев.

Первый случай. По поверхности горной породы наносится удар свободно падающим недеформируемым телом (ударником) мас-

сой m в виде цилиндра с плоским основанием. В момент контакта скорость движения $v = v_0$. Кинетическую энергию падающего груза к началу контактирования найдем по формуле (V.1).

Сопротивление поверхности горной породы деформированию вызывает торможение падающего тела. Сила взаимодействия при упругом деформировании прямо пропорциональна смещению поверхности:

$$P = k_n \delta, \quad (V.40)$$

где k_n — коэффициент пропорциональности, зависящий от упругих свойств горной породы (жесткость породы).

Максимальная сила взаимодействия будет возникать при наибольшем смещении поверхности (δ_0), т. е. в тот момент, когда скорость движения ударника снизится до нуля.

При этом потенциальная энергия деформирования составит

$$U = \frac{1}{2} P_{\max} \delta_0 \quad (V.41)$$

или с учетом выражения (V.40)

$$U = \frac{1}{2} k_n \delta_0^2. \quad (V.42)$$

Из условия $U = T_k$ нетрудно определить δ_0 :

$$\delta_0 = v_0 \sqrt{m/k_n} \quad (V.43)$$

и далее наибольшую силу взаимодействия

$$P_{\max} = v_0 \sqrt{k_n m}. \quad (V.44)$$

Из формулы (V.32) следует, что при упругом деформировании горной породы штампом

$$P = C_d d \delta, \quad (V.45)$$

отсюда жесткость породы

$$k_n = C_d d, \quad (V.46)$$

т. е. равна произведению динамического модуля деформации породы при сдавливании на диаметр штампа.

Второй случай. К рассмотренному в первом случае ударнику приложена постоянно действующая сила P_1 , тогда баланс энергии при $\delta = \delta_0$ запишется в виде

$$k_n \delta_0^2 = m v_0^2 + 2 P_1 \delta_0. \quad (V.47)$$

Решение уравнения (V.47) имеет вид

$$\delta_0 = \frac{P_1}{k_n} \pm \sqrt{\left(\frac{P_1}{k_n}\right)^2 + \frac{m}{k_n} v_0^2}. \quad (V.48)$$

Исходя из физического смысла формулы (V.48), принимаем знак плюс. Подставляя значение δ_0 в выражение (V.48), получаем максимальную силу взаимодействия:

$$P_{\max} = P_1 + \sqrt{P_1^2 + k_{\text{п}} m v_0^2}. \quad (\text{V.49})$$

Если $v_0=0$, то $P_{\max}=2P_1$, т. е. имеет место так называемый случай внезапного действия (мгновенного приложения нагрузки).

Более сложные случаи динамического взаимодействия твердых тел в области упругого деформирования можно найти в литературе по теории упругости. Авторы не останавливаются на этих вопросах, так как с точки зрения бурения интересны процессы пластического деформирования и хрупкого разрушения пород. Эти процессы не поддаются единому математическому описанию. Основную роль при их изучении играют экспериментальные исследования.

§ 11. ОСОБЕННОСТИ СОПРОТИВЛЕНИЯ ВНЕДРЕНИЮ И МЕХАНИЗМА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ДИНАМИЧЕСКОМ ВДАВЛИВАНИИ

Рассмотрим разрушение горных пород при динамическом вдавливании штампа по результатам исследований, выполненных под руководством М. Р. Мавлютова. Испытания пород проводили на копре типа Педжа с записью на осциллографе сил P_z , возникающих в ударной штанге при ударе штампа о горную породу, и перемещений штампа δ относительно горной породы.

Характерные зависимости δ от P_z при ударе о мрамор приведены на рис. V.16 (по данным К. И. Вдовина). Графики получены при постоянной массе ударника m и переменной начальной скорости удара v_0 . Кинетическая энергия удара для свободного падающего ударника равна его потенциальной энергии в крайнем верхнем положении, т. е. $T_k=U$. Отсюда следует, что $v_0 = \sqrt{2gh}$, где g — ускорение свободного падения, h — расстояние от верхнего крайнего положения рабочей поверхности индентора до поверхности горной породы.

Из рис. V.16 видно, что по мере увеличения энергии удара (а следовательно, и начальной скорости v_0) изменяется характер зависимостей δ от P_z . При малых значениях T_k зависимость δ от P_z представляет собой узкую петлю, напоминающую петлю упругого гистерезиса. По мере увеличения энергии удара наблюдается более существенное расширение петли, чем рост ее в высоту. При этом уменьшается угол наклона кривой нагружения к оси абсцисс. После того как нагрузка достигнет наибольшего значения, при дальнейшем росте T_k образуется выступ на участке разгрузки (кривая 2'), который при нарастании энергии удара увеличивается и преобразуется во вторую ветвь нагружения (кривые 3 и 4'). В этом случае наблюдается стабилизация или некоторое снижение максимальной нагрузки на первой ветви нагружения. Далее, по

мере роста энергии удара сила в штанге вновь достигает наибольшего значения (второго максимума) и на участке разгрузки вновь формируется третья ветвь нагружения (кривые 5' и 5). Второй максимум нагрузки выше первого на 30—40 %. Следовательно, график «нагрузка — перемещение» при динамическом вдавливании представляет собой сложную кривую с чередующимися максимумами и минимумами.

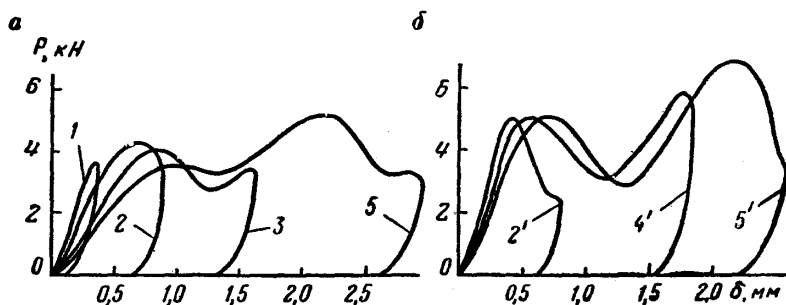


Рис. V.16. Зависимости глубины погружения штампа от динамической нагрузки при ударе «легким» (а) и «тяжелым» (б) ударниками (диаметр штампа 1,95 мм). Энергия удара, Дж: 1 — 0,77; 2 — 2,32; 2' — 2,26; 3 — 4,64; 4' — 6,24; 5 — 10,53, 5' — 10,6

Сопоставление графиков, полученных при «легком» и «тяжелом» ударниках, показывает, что при «легком» ударнике сопротивление внедрению штампа несколько ниже, чем при ударе «тяжелым» ударником. Последнее обуславливает несколько большее внедрение штампа при одинаковой энергии удара.

Изучение механизма разрушения горных пород при динамическом вдавливании, выполненное Б. А. Жлобинским и Н. Н. Павловой, показало, что отличие его от механизма разрушения при статическом вдавливании не имеет принципиального характера. Поэтому рассмотрим лишь кинетику развития разрушения породы по мере увеличения энергии удара по результатам исследований [17].

При малой энергии удара на поверхности горной породы виден лишь след штампа (остаточная деформация) в виде зоны трещин, окружающих контур штампа (рис. V.17, а). При этом зависимость δ от P_z имеет вид узкой петли (см. рис. V.16, кривая 1). При дальнейшем увеличении энергии удара появляется круговой скол породы за контуром штампа (рис. V.17, б). Этот вид разрушения назван *первой формой хрупкого разрушения*. Характер зависимости δ от P_z существенно не изменяется.

С увеличением энергии удара объем скола несколько растет. Основной прирост объема разрушения идет в результате постепенного погружения штампа.

При достижении определенной энергии удара наблюдается хрупкое разрушение породы под штампом, аналогичное разрушению при статическом вдавливании. Этот вид разрушения назван *второй формой разрушения породы* (рис. V.17, в). Этой форме соответствует кривая 2 на рис. V.16. Обломки породы, полу-

ченные при образовании второй формы разрушения, несут на себе следы первой, т. е. первая и вторая формы разрушения при деформировании образуются последовательно.

Дальнейшее увеличение энергии удара до определенной величины не приводит к существенному качественному изменению формы разрушения. Появление выступа, а затем и второй ветви нагружения на графиках зависимости δ от P_z свидетельствует об избытке энергии удара по сравнению с энергией, необходимой для образования второй формы. Этот избыток приводит к некоторому увеличению глубины погружения штампа и появлению сколов породы вокруг поверхности контакта в пределах второй формы разрушения, а при более высокой энергии удара — и к появлению переходных неустойчивых форм разрушения.

При достижении определенной энергии удара наблюдается появление новой, устойчивой *третьей формы разрушения* (рис. V.17, *г*), которой соответствует кривая δ на рис. V.16. Обломки породы, полученные при образовании этой формы, также несут на себе следы предыдущей формы разрушения и свидетельствуют о последовательном образовании форм разрушения. Изучение развития процесса разрушения пород при динамическом вдавливании показывает, что наличие экстремумов на кривой δ от P_z отражает скачкообразность процесса разрушения горных пород.

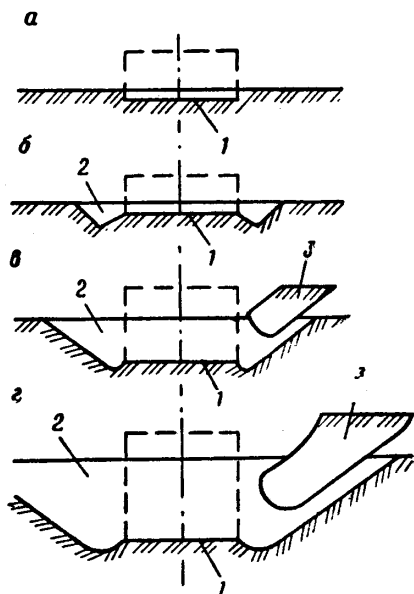


Рис. V.17. Схема развития зон разрушения породы при динамическом вдавливании штампа:

1 — поверхность контакта породы со штампом; 2 — лунка разрушения; 3 — сечение обломка породы

§ 12. ЭНЕРГОЕМКОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ДИНАМИЧЕСКОМ ВДАВЛИВАНИИ ОДНОГО И НЕСКОЛЬКИХ ИНДЕНТОРОВ

Скачкообразность развития форм разрушения горных пород обуславливает немонотонное увеличение объема V разрушения по мере увеличения энергии удара (рис. V.18). Из рис. V.18 видно, что при переходе от первой формы разрушения ко второй (область $T_1 - T_2$) наблюдается существенный рост объема разрушения. Дальнейшее увеличение энергии от T_2 до T'_2 не приводит к существенному изменению объема, и лишь при $T_k > T'_2$ вновь наблюдается рост объема разрушения, связанный с появлением

промежуточных форм разрушения в области $T'_2 - T_3$. Развитие третьей формы разрушения вновь обуславливает стабилизацию объема разрушения (область $T_3 - T'_3$) и т. д.

Энергоемкость разрушения породы при динамическом вдавливании определяют по формуле

$$A_V = T_K / V. \quad (V.50)$$

Зависимость A_V от T_K также приведена на рис. V.18, из которой видно, что немонотонное изменение объема разрушения обуславливает наличие минимумов и максимумов на кривой энер-

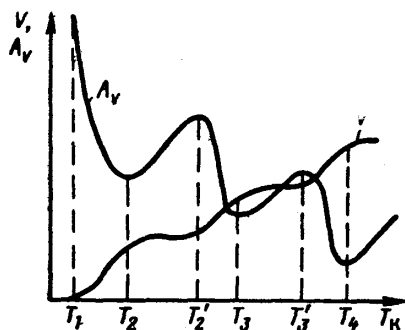


Рис. V.18. Зависимость удельной объемной работы разрушения и объема лунки от энергии удара

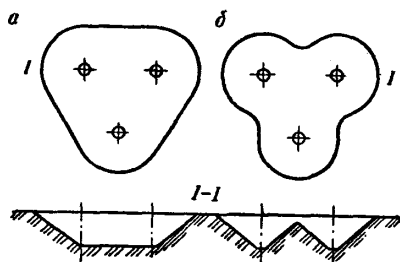


Рис. V.19. Схемы воздействия и контуры зон разрушения при вдавливаниях трех штампов

гоемкости. По мере увеличения T_K каждый последующий минимум и максимум ниже предыдущих, т. е. в целом по мере увеличения T_K наблюдается тенденция к уменьшению энергоемкости динамического разрушения пород.

Первый минимум на кривой энергоемкости соответствует образованию второй формы разрушения, второй минимум — образованию третьей формы разрушения. Стабилизация объема разрушения после образований второй и третьей форм разрушения обуславливает появление максимумов на кривой энергоемкости разрушения пород.

Изучение энергоемкости разрушения горных пород показывает, что при бурении следует стремиться к увеличению энергии каждого единичного взаимодействия элемента вооружения долота с горной породой. Это направление оптимизации процесса бурения реализуется повышением подводимой к забою мощности и усовершенствованием породоразрушающих инструментов.

В случае одновременного вдавливания нескольких инденторов напряжения складываются, в результате чего повышается эффективность разрушения породы [17]. На рис. V.19 приведены формы зон разрушения, полученные при одновременном и по-

следовательном вдавливании штампов в мрамор. При одновременном вдавливании получена общая зона разрушения с плоским дном (рис. V.19, а), а при последовательном форма разрушения образована пересечением единичных форм (рис. V.19, б). В первом случае объем разрушения вследствие одновременного вдавливания был в 1,4 раза больше, чем во втором, что обусловило соответствующее снижение энергоемкости. При одновременном вдавливании инденторов большое значение имеет выбор оптимального расстояния между инденторами опытным путем.

§ 13. УСТАЛОСТНОЕ РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

В процессах разрушения горных пород долотами доля усталостного разрушения очень велика и возрастает с увеличением глубин бурения.

Б. А. Жлобинский экспериментально установил, что механизм усталостного разрушения пород при вдавливании аналогичен механизму динамического разрушения пород. На первом этапе от нагружения к нагружению формируются зоны предельного состояния в горной породе. На втором этапе вокруг ядра разрушения образуется кольцевая трещина. Третий этап разрушения характеризуется появлением хрупкого выкола вокруг индентора, аналогичного первой форме динамического разрушения. Далее деформирование породы от нагружения к нагружению приводит к образованию переходных форм разрушения от первой до второй и т. д.

Очевидно, для развития процесса по изложенной схеме необходимо, чтобы удельная нагрузка на породу была не менее ее предела усталости. Рассмотрим усталостные характеристики горных пород.

На рис. V.20 приведена зависимость разрушающих напряжений σ_y от числа циклов нагружения N (усталостная кривая). Эта зависимость описывается уравнением

$$\sigma_y^m N = C_y, \quad (V.51)$$

где m — показатель степени усталостной кривой; C_y — постоянная усталостной кривой.

Из уравнения (V.51) видно, что усталостная характеристика породы должна быть задана не менее чем двумя показателями. Л. Е. Симонянц рекомендует в качестве показателя усталостной прочности породы использовать нормальное давление штампа на горную породу, соответствующую разрушению при базовом числе циклов. Причем для горных пород базовое число циклов рекомендуется брать не больше чем 15—20.

Однако Л. Е. Симонянц не оговаривает, какой форме разрушения должны соответствовать определяемые показатели. По мнению авторов учебника, показатели, характеризующие усталостное разрушение пород, целесообразно определять по второй форме разрушения.

Уравнение усталостной кривой может быть получено при проведении не менее чем двух серий динамических испытаний по вдавливанию штампа. В процессе испытания давление определяют путем осциллографирования или оценивают по приближенной формуле

$$p = \frac{P}{F} \left(1 + \sqrt{1 + \frac{2h}{\delta_c}} \right), \quad (V.52)$$

где P — вес ударника со штампом; h — высота сбрасывания груза; δ_c — прогиб поверхности породы под действием силы P (оценивается по результатам испытаний при статическом вдавливании).

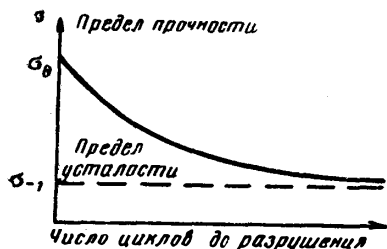


Рис. V.20. Усталостная кривая

Испытание ведут до получения заданной формы разрушения. Подставив результаты испытания в формулу (V.51), получим систему двух уравнений, решив которую, найдем значения m и C_y .

Подставив принятое базовое значение N_6 , определим усталостную характеристику породы:

$$p_y = \left(\frac{C_y}{N_6} \right)^{1/m}. \quad (V.53)$$

Для получения надежных данных следует провести не менее трех пар испытаний. Тогда p_y будет представлять среднее арифметическое значение всех определений.

§ 14. ВЛИЯНИЕ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНОГО ДАВЛЕНИЯ, СВОЙСТВ ЖИДКОСТЕЙ И ДРУГИХ ФАКТОРОВ НА ДЕФОРМИРОВАНИЕ И РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВДАВЛИВАНИИ

С увеличением глубины залегания горных пород растет геостатическое давление со средним градиентом 0,025 МПа/м. Соответственно возрастает и среднее напряжение. Для большинства горных пород увеличиваются пределы текучести, прочности и пластичность. Среднее давление на глубине 2000 м не превышает 50 МПа. Эта величина соизмерима лишь с твердостью мягких горных пород, значительно меньше твердости средних горных пород и не может объяснить краткого уменьшения скорости разрушения горных пород с ростом глубины бурения.

Известно, что основное влияние на увеличение сопротивления разрушению при бурении оказывает разность между гидростатическим давлением жидкости на поверхность горной породы, в которую проводится вдавливание, и давлением жидкости в порах. Эта разность получила название дифференциального давления [19].

Для скважины

$$p_d = p_c - p_n, \quad (V.54)$$

где p_d — дифференциальное давление; p_c — давление промывочной жидкости на забой скважины; p_n — пластовое давление.

Рассмотрим механизм этого влияния на примере вдавливания штампа (рис. V.21). Под действием давления штампа p в горной породе формируется ядро разрушения, которое создает давление на окружающую его породу. По данным Р. М. Эйгелеса, составляющая давления, направленная вверх на отрыв окружающей штампа породы, составляет 2—5 % от давления штампа. При образовании трещины отрыва (например, в направлении $I-I$) в плотной горной породе образуется полость, давление в которой равно нулю. Раскрытию трещины препятствует давление p_c , которое создает противодействующую нагрузку на отламываемую часть горной породы:

$$P_n = \pi p_c (r_d^2 - a^2). \quad (V.55)$$

Из выражения (V.55) следует, что чем больше давление в скважине, тем больше его отрицательное влияние на заключительную стадию разрушения породы при вдавливании (угнетение разрушения).

Если пласт пористый и давление поровой жидкости равно p , можно принять, что давление в трещине также равно p . В этом случае выражение (V.55) примет вид

$$P_n = \pi (p_c - p_n) (r_d^2 - a^2), \quad (V.56)$$

т. е. на заключительную стадию разрушения будет влиять перепад давления между скважиной и пластом (дифференциальное давление).

Пористые пласты, как правило, проницаемы. Фильтрация жидкости из области высокого давления в область низкого давления приводит к образованию переходной зоны, в которой давление постепенно меняется от p_c до p_n (рис. V.22). Очевидно, в плотных породах мощность переходной зоны равна нулю, и действующий на глубине разрушения перепад давления (угнетающее давление) будет равен давлению в скважине (рис. V.22, а). Если пласт пористый, а мощность переходной зоны меньше δ_r , то действующий перепад равен p_d (рис. V.22, б). И лишь в случае, когда мощность переходной зоны больше δ_r , действующий перепад меньше дифференциального давления (рис. V.22, в).

Отрицательное дифференциальное давление (рис. V.22, г) положительно влияет на заключительную стадию разрушения породы.

Уменьшение действующего перепада давления тем значительнее, чем больше проницаемость пород и время фильтрации, а также чем выше способность жидкости к фильтрации.

Наряду с фильтрационными свойствами жидкости (вязкость, содержание твердой фазы) определенное влияние на характер деформирования и сопротивление разрушению пород оказывает физико-химическое воздействие среды, рассмотренное выше.

Влияние состава и строения горных пород. Обобщение экспериментального материала показало, что твердость плотных осадочных пород находится в прямой зависимости от твердости их породообразующих минералов. Твердость обломочных пород типа песчаников и алевролитов зависит в основном от состава и строения цементирующего вещества.

Пластичность плотных пород зависит также от их минералогического состава и, за исключением глин, коэффициенты пластичности для них не превышают 7. У карбонатных пород пластичность увеличивается с уменьшением размеров зерен.

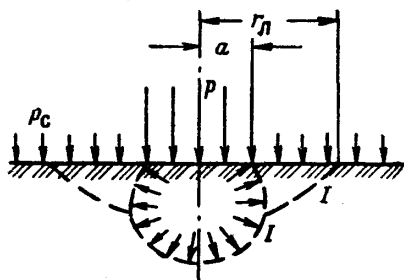


Рис. V.21. Схема к механизму влияния давления в скважине на разрушение пород при вдавливании штампа

И. С. Финогеновым установлено, что твердость глинисто-карбонатных пород (глина, известковая глина, глинистый известняк и известняк) с увеличением степени карбонатности резко повышается, особенно при карбонатности породы выше 50 %. Это связано с тем, что по мере роста карбонатности породы увеличивается роль кристаллизационных связей между частицами и понижается значение коллоидных связей.

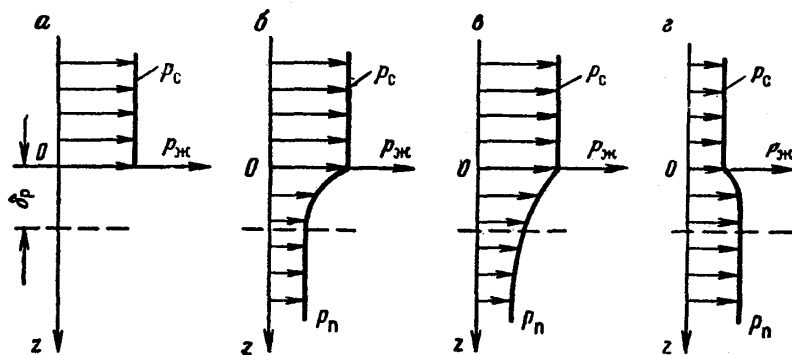


Рис. V.22. Схема к определению действующего дифференциального давления при разрушении горной породы на глубину δ_p :

а — плотная порода; б — малопроницаемая порода; в — высокопроницаемая порода; г — $p_n > p_c$

Твердость карбонатных пород резко возрастает при окремнении. Л. А. Шрейнер установил, что кремнезем даже в случае его небольшого содержания в породе (до 10 %) резко повышает их твердость и предел текучести.

Влияние состояния поверхности горной породы. При определении показателей механических свойств горных пород методом вдавливания штампа предусматривается определенная подготовка поверхности горной породы. Очевидно, наличие выступов и впадин на поверхности горной породы приведет к неравномерному распределению давления.

При увеличении нагрузки первоначально происходит смятие выступов, что способствует выравниванию давления на поверхности. Если шероховатость очень велика, то выравнивания давления может и не произойти до момента достижения предельного состояния и последующего хрупкого разрушения в пределах наиболее крупных выступов. Такое разрушение не способствует выравниванию давления под штампом, а приводит лишь к перераспределению давления на неразрушенные участки. Следовательно, наличие шероховатости поверхности должно приводить к снижению сопротивления породы разрушению при вдавливании. Изучение разрушения пород при вдавливании штампов в неподготовленную породу, выполненное Л. И. Бароном и Л. Б. Глатманом, показало, что $p_k = 0,62p_{ш}$, где p_k — среднее давление штампа на неподготовленную поверхность породы, соответствующее хрупкому разрушению.

Показатель p_k назван контактной прочностью горной породы и рекомендован Институтом горного дела им. А. А. Скочинского в качестве характеристики твердости горной породы.

Аналогичное понижение сопротивления хрупкому разрушению отмечено при изучении влияния слоя разрушенной породы на процесс вдавливания штампа [17]. Предел текучести и хрупкое разрушение наступают при значительно меньших нагрузках, чем при вдавливании в подготовленную поверхность, но и глубина полученной зоны разрушения также значительно меньше, чем при отсутствии шлама. По-видимому, наличие шлама приводит к изменению распределения напряжений под штампом.

Влияние касательной нагрузки. Анализ упругого напряженного состояния в горных породах при одновременном действии нормальной и касательной нагрузок, т. е. при косом вдавливании (см. рис. V.9), показал, что предельное состояние в горных породах будет достигнуто при значительно меньшем нормальном давлении (см. табл. V.2), чем при прямом вдавливании индентора. Однако глубина зон предельного состояния в этом случае будет значительно меньше, что обусловит и меньший объем зоны разрушения на поверхности горной породы.

Экспериментальные исследования процесса разрушения горных пород при косом вдавливании штампа, выполненные Б. В. Байдюком и В. Н. Бугаевым, подтвердили изложенное выше и показали, что хрупкое разрушение пород под штампом происходит

при нормальных нагрузках на 10—40% ниже, чем при прямом вдавливании. Глубина зон разрушения уменьшается на 15—40%, что в конечном счете приводит к уменьшению их объема в 2—4 раза.

Глава VI.

АБРАЗИВНОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ИЗНАШИВАНИИ МЕТАЛЛОВ И АБРАЗИВНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Детали буровых машин и механизмов, бурильный и породоразрушающий инструменты в процессе работы изнашиваются, в результате чего меняются их форма и размеры. При достижении предельной величины износа эти детали и инструменты становятся непригодными для дальнейшей эксплуатации и требуют восстановления или замены.

Под изнашиванием понимается постепенное изменение формы и размеров детали или инструмента в процессе работы. Не следует путать изнашивание с поломками и разрушением, которые происходят в короткий промежуток времени.

В. Д. Кузнецов, проанализировав понятия, определения и термины в области изнашивания, дал следующее определение: *изнашивание* — это такое явление, когда при затрате энергии, равной работе сил трения, с поверхности твердого тела отделяются частицы и масса тела уменьшается. Результат изнашивания, проявляющегося в виде отделения частиц или остаточной деформации материала, называется *износом*.

Износ на единицу работы сил трения называется интенсивностью изнашивания и обозначается ω :

$$\omega = W/A_{\tau}, \quad (\text{VI.1})$$

где W — износ; A_{τ} — работа трения, определяемая по формуле $A_{\tau} = fPL$, где f — коэффициент трения; P — нормальная нагрузка, L — путь трения.

Очень часто из-за трудности измерения работы трения интенсивность изнашивания подсчитывают по формуле

$$\omega' = \omega f = W/(PL). \quad (\text{VI.2})$$

Такой прием значительно упрощает испытания, однако показатель износа лишается строгого физического смысла, а также объективности, поскольку коэффициент трения не является постоянной величиной, а зависит от условий и режима испытаний.

Износ в единицу времени называется скоростью изнашивания a :

$$a = W/t_0, \quad (VI.3)$$

где t_0 — время опыта.

Показатели изнашивания зависят от большого числа одновременно действующих факторов, к основным из которых относятся: вид и свойства трущихся поверхностей, режим трения, вид и свойства среды, в которой работают детали или инструменты. Вид и свойства поверхностей могут быть охарактеризованы шероховатостью, кривизной, твердостью материалов и др.

Режим трения зависит от удельного давления, скорости относительного перемещения, характера приложения нагрузки, частоты взаимодействия и т. п. Исследования авторов показали, что режим трения при изучении абразивности пород может быть задан обобщенным показателем — удельной мощностью трения:

$$N'_{уд} = fpv_c, \quad (VI.4)$$

где p — удельное давление на поверхностях трения; v_c — скорость относительного перемещения.

В зависимости от назначения детали горного оборудования и инструмент значительно отличаются по режиму трения.

В большинстве случаев детали машин и бурильный инструмент должны работать в заданном режиме при минимальных затратах энергии на трение о горные породы, тогда как породоразрушающий инструмент предназначен для концентрированной реализации энергии, подведенной к забою скважины для разрушения горной породы. Энергия реализуется рабочими поверхностями вооружения долот в процессе взаимодействия с горной породой. Высокая энергоемкость разрушения горных пород обуславливает очень тяжелый режим трения породоразрушающих инструментов, высокую скорость их изнашивания и низкую долговечность.

При экспериментальном изучении абразивности пород применительно к условиям бурения скважин необходимо воспроизводить или моделировать условия изнашивания в широком диапазоне изменения режима работы. Верхние границы диапазона обусловлены режимом изнашивания породоразрушающего инструмента.

Для условий циклического взаимодействия элементов вооружения шарошечных долот режим работы может быть охарактеризован средней удельной мощностью $N_{уд}$, определяемой по формуле

$$N_{уд} = A_1 v / F, \quad (VI.5)$$

где A_1 — работа, совершаемая элементом вооружения долота за одно взаимодействие с породой; v — частота взаимодействия; F — рабочая поверхность элемента вооружения долота.

Основные сведения о режиме работы породоразрушающих инструментов на примере долот типа Т диаметром 190,5 мм приведены ниже:

Частота взаимодействия ν , с ⁻¹	1,5—30
Удельная мощность $N_{уд}$, Вт/мм ²	0,4—8,0
Охлаждение q , м/с	< 12
Скорость, м/с:	
удара v_y	0,12—2,4
скольжения v_c	1,6
Время контакта t_k , мс	0,2—50

Величины ν , $N_{уд}$, q , t_k определяют тепловой режим в области контакта металл — горная порода. Поэтому для физического подобия процессов изнашивания в реальных условиях и на экспериментальных установках необходимо, чтобы эти величины изменялись в одинаковых пределах. Последнее связано с возможными структурными и фазовыми превращениями в поверхностных слоях металла под влиянием тепла трения.

Среда характеризуется главным образом смазывающей и охлаждающей способностью. Детали горного оборудования и инструмента чаще всего работают в воздушной среде, в среде углеводородных жидкостей (масла, промывочные жидкости на нефтяной основе), в воде и водных растворах, а также в различных эмульсиях.

Основные виды изнашивания металлов при трении рассмотрим по результатам исследований Б. И. Костецкого.

1. Изнашивание схватыванием первого рода наблюдается при малых скоростях относительного перемещения трущихся поверхностей и высоких удельных давлениях на них. Для металлов характерно образование задиров на поверхностях трения. Явление схватывания поверхностей имеет ту же природу, что и сварка трением. В случае, если поверхность сдвига схватившегося участка не совпадает с исходной поверхностью трения, то имеет место задиры.

2. Окислительное изнашивание происходит при небольших удельных давлениях и скоростях скольжения. Оно обусловлено сдвигом и усталостным отслаиванием окисных пленок с трущихся поверхностей. Окисные пленки непрерывно восстанавливаются.

3. Тепловое изнашивание (изнашивание схватыванием второго рода) характерно для высоких удельных давлений и скоростей скольжения. Поверхность металла изнашивается в условиях термического разупрочнения, которое способствует интенсивному развитию схватывания. Наблюдаются явления отпуска, рекристаллизации и вторичной закалки поверхностных слоев металла.

4. Абразивное изнашивание обусловлено наличием абразивной среды в зоне трения. Оно характеризуется пластическим деформированием, царапанием и микрорезанием поверхности металла абразивной средой.

5. Осповидное изнашивание обусловлено усталостными процессами при трении качения.

Пластическое деформирование, резание или царапание металла абразивной средой возможно только в том случае, если частицы среды более твердые и образуют весьма шероховатую поверхность. Если исходить из этих представлений о сущности абразивного изнашивания применительно к горному делу, при трении закаленных сталей об осадочные горные породы абразивными будут только кварцевые песчаники и алевролиты. По отношению же к твердым сплавам ни одна из осадочных пород не будет абразивной.

В горнодобывающей и нефтегазовой промышленности изнашивание деталей и инструмента при трении о любые горные породы называют абразивным, т. е. в понятие абразивного изнашивания вкладывается более широкий смысл, чем в машиностроении и металлообработке.

В соответствии с изложенным выше *абразивностью горных пород* будем называть способность их изнашивать металлы при трении.

Абразивность пород проявляется в процессе абразивного (преимущественно механического) изнашивания и является его характеристикой. Поэтому показатели абразивности можно рассматривать как показатели механических свойств горных пород.

Абразивность горной породы, как и любой другой показатель механических свойств, отражает ее проявление в конкретных условиях испытания или работы. Изменение этих условий может привести к столь существенному изменению процесса изнашивания, что полученные в других условиях показатели не будут ни качественно, ни количественно характеризовать этот процесс. Отсюда следует, что при изучении абразивного изнашивания нужно пользоваться моделями процессов и определять показатели абразивности как характеристики этих моделей. Однако современное состояние изученности этого вопроса не позволяет выделить простые модели и представить более сложные процессы как комбинации простых моделей. Поэтому рекомендуется определять показатели абразивности пород для групп однородных процессов при их моделировании.

§ 2. МЕТОДЫ И СХЕМЫ ИЗУЧЕНИЯ ИЗНАШИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ ПРИ ВЗАИМОДЕЙСТВИИ С ГОРНОЙ ПОРОДОЙ

В настоящее время при лабораторном изучении абразивного изнашивания металлов, работающих в контакте с горной породой, применяют следующие основные схемы.

1. Схема бурения-резания (рис. VI.1, а). Эту схему использовали при изучении абразивного изнашивания твердосплавных резцов применительно к работе вооружения долот режуще-скалывающего класса Е. Ф. Эпштейн, Н. В. Пичахчи, Н. И. Любимов и др.

2. Схему сверления или истирания эталонных стержней (рис.

VI.1, б) используют исключительно для оценки абразивности горных пород. Сущность метода заключается в истирании стержня при трении вращения о блоки породы при заданном режиме изнашивания. Эта схема применялась М. И. Койфманом, Р. Шефердом, Л. И. Бароном и др.

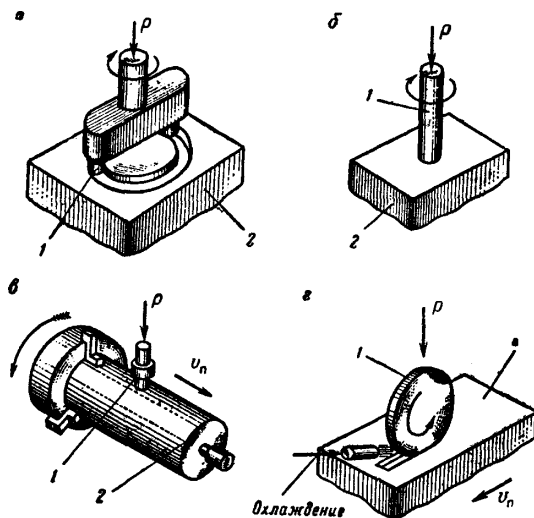


Рис. VI.1. Основные схемы изнашивания металлов при изучении абразивности горной породы (P — нагрузка на образец, v_n — скорость подачи):

1 — образец металла; 2 — образец горной породы

О. Н. Голубинцев для оценки абразивности горных пород предложил комбинированный метод, позволяющий оценивать показатель абразивности одновременно с оценкой твердости этих же пород. Изготовлен специальный прибор, объединяющий два метода — метод вдавливания штампа и метод сверления. Прототипом прибора О. Н. Голубинцева является прибор для определения твердости и абразивности горных пород в массиве методом сверления, предложенный В. И. Карповым и М. М. Протодяконовым. Прибор не воспроизводит изнашивания реальных деталей или инструментов, что является его основным недостатком.

3. Схемы изнашивания на цилиндрической поверхности керна (рис. VI.1, б). В рассмотренных выше схемах, за исключением опытов Е. Ф. Эпштейна, не предусматривается очистка зоны контакта металла с горной породой. Опыты, выполненные Б. Фишем и другими, показали, что засорение продуктами износа поверхности трения сильно искажает результаты измерений. В связи с этим была предложена схема с непрерывным обновлением поверхности трения.

4. Схема изнашивания диска (кольца) (рис. VI.1, г). По этой схеме изучали абразивное изнашивание металлов Л. А. Шрейнер, П. С. Баландин и авторы книги. Сущность метода заключается в том, что образец металла в виде диска изнашивается при трении

скольжения о горную породу. Вращение диска обеспечивает цикличность взаимодействия металла с горной породой.

Изнашивание ведется на специальных экспериментальных установках при непрерывном струйном охлаждении рабочей поверхности диска, равномерной подаче горной породы и непрерывной записи момента трения.

Этот метод позволяет приближенно моделировать изнашивание бурового и породоразрушающего инструментов, работающих при циклическом взаимодействии с горной породой.

5. Схема изнашивания образцов металла при ударном взаимодействии с горной породой предложена В. Н. Виноградовым, Г. М. Сорокиным и Г. К. Шрейбером. Эта схема подобна схеме сверления (см. рис. VI.1, б). Отличительной особенностью является то, что образец металла совершает не вращательное движение, а возвратно-поступательное, нанося удары по поверхности образца породы или абразива.

§ 3. МЕТОДИКА ИЗУЧЕНИЯ АБРАЗИВНОГО ИЗНАШИВАНИЯ МЕТАЛЛОВ ПО СХЕМЕ ВРАЩАЮЩЕГОСЯ ДИСКА

Образцы металла изнашиваются на двух плоскопараллельных поверхностях образца породы, приготовляемых срезом и шлифовкой боковых поверхностей керна. Требования к качеству шлифовки и параллельности плоскостей те же, что и при подготовке к испытаниям на вдавливание по ГОСТ 12288—66.

Образцы металла готовят из стали или твердого сплава в виде дисков диаметром от 15 до 50 мм с цилиндрической рабочей поверхностью. Длина образующей рабочей поверхности диска (ширина кольца) при испытаниях на хемогенных породах должна быть не менее 2 мм, на обломочных породах — не менее 3,5 мм. Поверхность диска шлифуется. Материал диска и его химико-термическая обработка должны соответствовать моделируемым деталям или инструментам.

Перед испытанием диск промывают в спирте, высушивают и взвешивают на аналитических весах. Затем устанавливают на шпиндель установки и изнашивают при заданном режиме испытания. Нагрузку на диск подбирают в соответствии с требуемой интенсивностью нагрузки P_i : $P = P_i b$, где P — нагрузка на диск; b — длина образующей диска (ширина кольца).

Частота взаимодействия ν и скорость скольжения v_c должны соответствовать частоте взаимодействия и скорости скольжения изучаемого процесса: их подбирают путем выбора диска соответствующего диаметра D , так как $v_c = \pi D \nu$.

Интенсивность охлаждения и вид охлаждающего агента также должны соответствовать изучаемому процессу. Расход жидкости $Q = qF$, где q — удельный расход агента на единицу рабочей поверхности изучаемого объекта; F — рабочая поверхность диска ($F = \pi D b$).

Скорость подачи образца горной породы подбирают так, чтобы обеспечить время контактирования точки рабочей поверхности диска с горной породой в пределах, характерных для изучаемого объекта.

В качестве основного показателя процесса принята скорость изнашивания, которую определяют по формуле

$$a = \frac{W}{\rho_m F t_0}, \quad \text{VI.6}$$

где W — износ образца металла по массе; ρ_m — плотность металла; t_0 — время опыта.

Физический смысл показателя a — толщина слоя металла, снимаемого при изнашивании с рабочей поверхности образца в единицу времени.

При анализе результатов скорость изнашивания рассматривали как функцию удельной мощности трения (Вт/мм^2), определяемой для случая изнашивания диска по формуле

$$N_{\text{уд}} = \frac{2\pi M n}{60 F}, \quad \text{(VI.7)}$$

где M — средний момент трения за опыт; n — частота вращения диска; F — рабочая поверхность диска.

Коэффициент трения пары металл — горная порода подсчитывают по формуле

$$f = \frac{2M}{PD}. \quad \text{(VI.8)}$$

Основные исследования выполнены применительно к низкооборотному способу бурения при частоте взаимодействия 2 Гц и применительно к высокооборотному — при частоте 14 Гц. Диаметр колец в этом случае принят равным 30 мм. Такое соотношение частоты и диаметра обеспечило необходимые средние скорости скольжения металла относительно горной породы.

§ 4. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗНАШИВАНИЯ СТАЛЕЙ ПРИ ТРЕНИИ О ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

Рабочие поверхности деталей горного оборудования и инструмента выполняются чаще всего из углеродистых, инструментальных или цементируемых сталей, которые подвергаются соответствующей термической или химико-термической обработке. Нередко применяют методы упрочнения рабочих поверхностей твердым сплавом или выполняют рабочие элементы из твердого сплава.

Рассмотрим основные закономерности изнашивания закаленных и цементируемых сталей на примере сталей марок У8А и 20ХНЗА.

В изученном диапазоне изменения удельной мощности ($N_{\text{уд}} < 8,0 \text{ Вт/мм}^2$) выделены три области изнашивания. В основу выделения областей положено существенное изменение зависимости скорости изнашивания от удельной мощности, связанное с качественным изменением вида изнашивания.

Первая область изнашивания (для рассматриваемой схемы $N_{уд} < 0,4$ Вт/мм²). Скорость изнашивания не зависит от параметров реализуемой мощности, т. е. от соотношения нагрузки и скорости скольжения. Эта область изнашивания характерна для нормальных (не аварийных) условий работы деталей горных машин и бурильного инструмента, а также для породоразрушающего

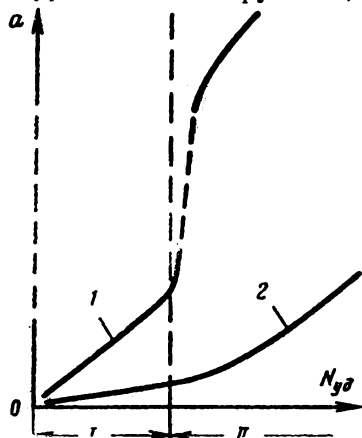


Рис. VI.2. Характерные зависимости скорости изнашивания стали от удельной мощности при трении об обломочные (1) и о кристаллические (2) осадочные породы:

I, II — области изнашивания

инструмента, работающего при малых частотах вращения и низких удельных нагрузках. В первой области зависимость a от $N_{уд}$ линейная (рис. VI.2, I) за исключением начального участка при $N_{уд} < 0,1$ Вт/мм². Приближенно можно принять зависимость a от $N_{уд}$ в виде

$$a = A_0 N_{уд}. \quad (VI.9)$$

Экспериментально установлено, что максимальное отклонение измеренного значения a от полученной прямой не более 20 %.

Вторая область изнашивания. Переход от первой области изнашивания ко второй характеризуется для обломочных пород «скачком» скорости изнашивания, а для кристаллических пород — нарушением линейной зависимости a от $N_{уд}$ (рис. VI.2, II).

На рис. VI.3 приведены характерные зависимости a от $N_{уд}$ для подгрупп пород, наиболее часто встречаемых при бурении скважин. Из рис. VI.3 видно, что для обломочных пород эти зависимости можно описать линейным уравнением

$$a = AN_{уд} + B \text{ при } v_c = \text{const}, \quad (VI.10)$$

где A и B — экспериментальные коэффициенты; v_c — скорость скольжения.

Экспериментально показано, что зависимость a от $N_{уд}$ для кристаллических пород можно представить в виде

$$a = AN_{уд}^k, \quad (VI.11)$$

где A и k — экспериментальные коэффициенты.

В процессе работы породоразрушающего инструмента по мере

увеличения реализуемой удельной мощности, что соответствует увеличению нагрузки при постоянной частоте вращения, наблюдается не только количественное, но и качественное изменение процесса разрушения пород, возникающее после достижения предельного напряженного состояния, т. е. определенного удельного давления на контакте металл — горная порода. При испытаниях на износ одинаковая мощность $N_{уд}$ может быть получена для разных соотношений удельного давления и скорости скольжения и, следовательно, могут быть получены не только разные скорости разрушения породы, но и разный вид разрушения.

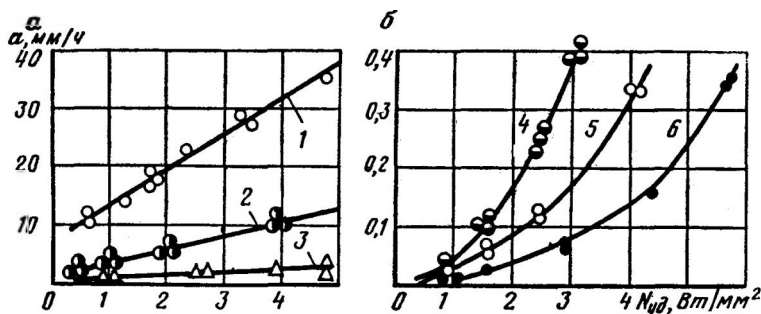


Рис. VI.3. Зависимости a от $N_{уд}$ для стали марки 20ХНЗА во второй области изнашивания при разрушении обломочных (а) и кристаллических (б) пород: 1 — песчаник; 2 — алевролит; 3 — аргиллит; 4 — доломит; 5 — известняк; 6 — ангидрит

Экспериментальная проверка показала, что в случае кристаллических осадочных пород влияние изменения скорости скольжения на характер зависимости a от $N_{уд}$ незначительно, а для обломочных горных пород эта зависимость имеет вид

$$a = v_c (A' N_{уд} + B'). \quad (VI.12)$$

Переход от одной скорости скольжения к другой осуществляют, используя простое соотношение

$$\frac{a_1}{a_2} = \frac{v_{c1}}{v_{c2}}. \quad (VI.13)$$

Третья область изнашивания наблюдалась только при разрушении наиболее твердых пород и обусловлена потерей устойчивости и сдвигом рабочей поверхности образцов металла и элементов вооружения. В этой области скорость изнашивания с увеличением $N_{уд}$ возрастает особенно резко (рис. VI.4).

Из выражения (VI.4) следует, что при одинаковой удельной мощности с уменьшением скорости скольжения увеличивается нормальная нагрузка, а следовательно, растут и напряжения сдвига. Поэтому с уменьшением скорости скольжения снижается кри-

тическая мощность, при которой наблюдается потеря устойчивости рабочей поверхности металла. Этот вывод подтверждается экспериментально. В то же время из рис. VI.4 видно, что при уменьшении скорости скольжения в 7 раз (от 1,4 до 0,2 м/с) критическая мощность уменьшилась в 2 раза. Следовательно, в случае высокооборотных режимов изнашивания потеря устойчивости наблюдается при меньших нагрузках, чем в случае низкооборотных режимов.

Вторая область изнашивания характерна для работы элементов вооружения долот. В третьей области изнашивания часто работают долота при высокооборотных способах бурения и сравнительно редко — при низкооборотных. Работа долот в этой области изнашивания малоэффективна.

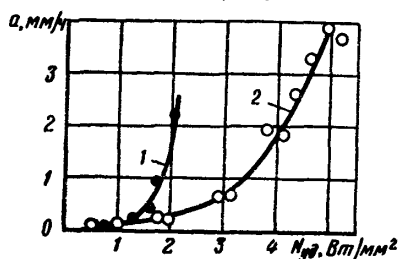


Рис. VI.4. Зависимость a от $N_{уд}$ при разрушении доломита в условиях потери устойчивости рабочей поверхности образца стали.

Режим изнашивания: 1 — низкооборотный, $v_c = 0,2$ м/с; 2 — высокооборотный, $v_c = 1,4$ м/с

§ 5. МЕХАНИЗМ АБРАЗИВНОГО ИЗНАШИВАНИЯ ЗАКАЛЕННОЙ СТАЛИ

Механизм изнашивания металлов в различных условиях достаточно полно описан в работах Б. И. Костецкого, М. М. Хрущева и М. А. Бабичева. На основе данных этих исследователей, методом аналогий была описана кинетика абразивного изнашивания закаленной стали по мере увеличения удельной мощности $N_{уд}$, реализуемой образцом стали на разрушение горной породы. С этой целью по областям изнашивания изучали изнашиваемые поверхности металла, микрошлифы и распределение микротвердости в слоях металла, прилегающих к рабочей поверхности. В качестве примеров на рис. VI.5 показаны виды рабочих поверхностей и микроструктура металла, прилегающего к рабочей поверхности после изнашивания на известняке и песчанике, на рис. VI.6 — профилограммы рабочих поверхностей; на рис. VI.7 — распределение микротвердости стали в направлении, перпендикулярном к рабочей поверхности, после изнашивания на известняке и для долота, отработанного в промышленных условиях.

Изучение показало, что в первой области процесс изнашивания по глубине не выходит за пределы толщины окисных пленок, образующихся на поверхности стали. Многократное воздействие на них элементарных шероховатостей горной породы приводит к усталостному отслаиванию этих пленок. Изнашиваемая поверхность как бы полируется (см. рис. VI.5), в результате чего уменьшается шероховатость поверхности стали (см. рис. VI.6). Этот вид изнашивания в машиностроении классифицируется как окислительный. При трении об обломочные породы наблюдается царапание поверхности стали отдельными благоприятно расположенными

зернами кварца (см. рис. VI.5 и VI.6), твердость которых выше, чем твердость поверхности закаленной стали. Поэтому скорость изнашивания стали обломочными породами значительно выше, чем карбонатными и сульфатными кристаллическими породами. Однако вид изнашивания остается преимущественно окислительным.

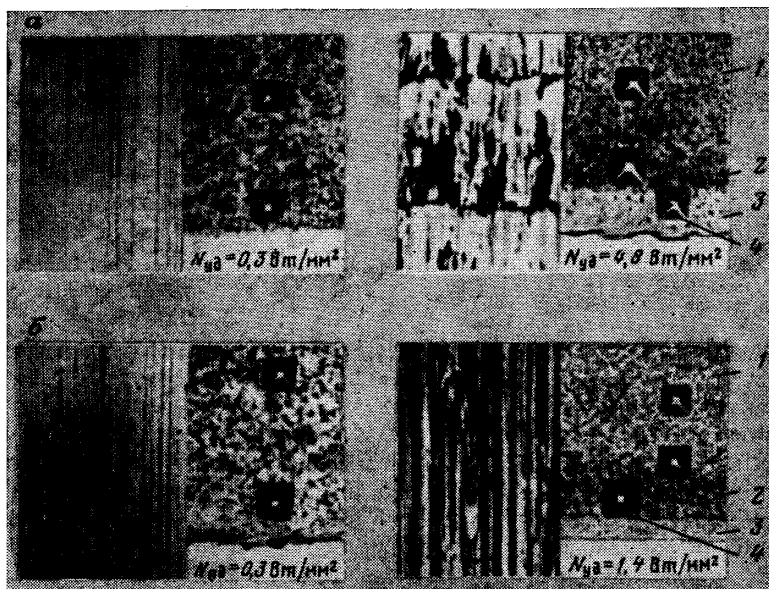


Рис. VI.5. Виды рабочих поверхностей и микроструктура стали после изнашивания на известняке (а) и песчанике (б):

1 — исходная микроструктура; 2 — отпущенный слой; 3 — «белая фаза»; 4 — отпечаток микротвердоме ра ПМТ-3

При $N_{уд}$, соответствующей переходу от первой области изнашивания ко второй, со стороны поверхности появляется и развивается с увеличением $N_{уд}$ зона пониженной твердости (см. рис. VI.5 и VI.7), связанная с отпуском металла вследствие тепла трения.

Разогрев и термическое разупрочнение стали увеличивают скорость изнашивания за счет увеличения скорости окислительных процессов и облегчения деформирования ее поверхности. На поверхности стали появляются темные пятна и надрывы. Особенно резко возрастает скорость изнашивания при трении о песчаники, так как термически разупрочненная поверхность легко деформируется и царапается обломками кварца (см. рис. VI.5 и VI.6).

В области $N_{уд} \geq 1$ Вт/мм² на поверхности металла при трении о карбонатные и сульфатные породы надрывы поверхности стали

развиваются в сетку трещин усталостного характера (см. рис. VI.5). При трении об обломочные горные породы в результате высокой скорости изнашивания трещины не образуются.

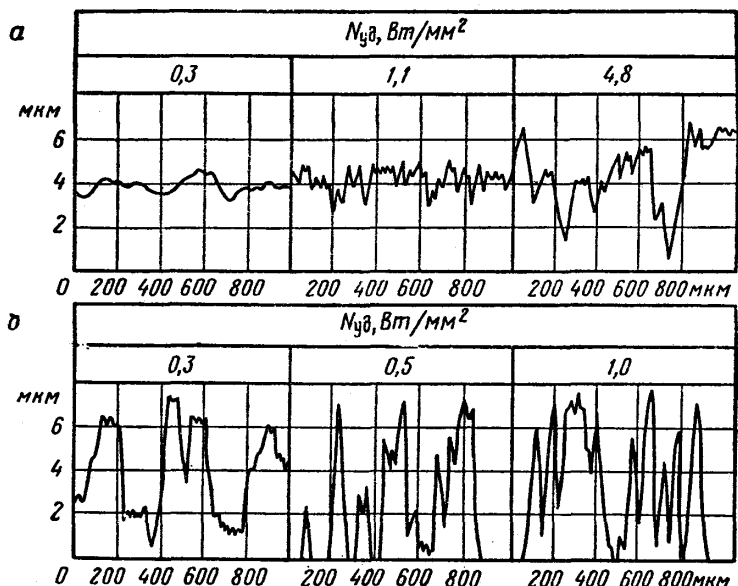
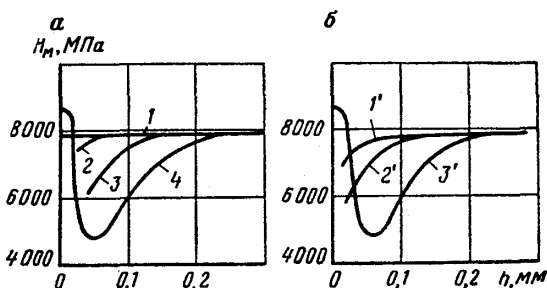


Рис. VI.6. Профилограммы рабочих поверхностей образцов стали после изнашивания на известняке (а) и песчанике (б)

Большая глубина и степень термического разупрочнения при высоких значениях $N_{\text{уд}}$ делают возможным пластическое деформирование стали зернами карбонатных и сульфатных пород, име-

Рис. VI.7. График изменения микротвердости стали марки 20ХНЗА вглубь от рабочей поверхности после работы на известняке:

а — в образце после работы при удельной мощности (в Вт/мм^2): 1 — 0,3, 2 — 0,6, 3 — 2,1, 4 — 4,8; б — в зубьях долота ОМ21-190Т третьей шарошки: 1' — 2', 3' — номера венцов



ющих сравнительно низкую твердость. Шероховатость поверхности стали возрастает (см. рис. VI.6). Передоформирование поверхности стали приводит к усталостному разрушению не только

хрупких поверхностных пленок, но и металла, который отделяется в виде тонких чешуек. При трении о песчаники наблюдается срезание металла в виде стружки.

Тепловое воздействие на металл приводит не только к образованию отпущенных структур металла (как правило, трооститных), но и особой «белой фазы», которая и обуславливает высокую микротвердость поверхностных слоев металла в области $N_{уд} > 3 \text{ Вт/мм}^2$. О природе и причинах возникновения «белой фазы» нет единого мнения. Для условия испытания на абразивное изнашивание наиболее вероятными причинами образования «белой фазы» является вторичная закалка и интенсивное передетформирование прилегающего к рабочей поверхности металла.

По мере развития «белой фазы» все большую роль начинает играть выкрашивание и отслаивание отдельных участков передетформированной поверхности стали. Этот процесс усугубляется наличием сетки поверхностных трещин. Термически разупрочненный металл как бы раскалывается на более твердой основе, сползая и выкрашиваясь на краях поверхностных трещин.

Зерна горной породы, внедряясь в поверхность металла, блокируют ее и при определенном термическом разупрочнении могут вызвать сдвиг поверхности в целом (третья область изнашивания). Это явление называется потерей устойчивости рабочей поверхности металла. При этом наблюдается катастрофический рост скорости изнашивания стали. Вид изнашивания, на который основное влияние оказывает разогрев поверхностей трения, в машиностроении называют термомеханическим или тепловым.

Из изложенного выше видно, что вид абразивного изнашивания при трении о горные породы и в процессе их разрушения зависит главным образом от режима и условий работы.

Изменения микроструктуры и твердости металла в поверхностных слоях под влиянием тепла трения позволили проверить, насколько полно лабораторные методы воспроизводят реальный процесс изнашивания, например, вооружения долот. На рис. VI.7, б приведено распределение микротвердости в элементах вооружения шарошечного долота, отработанного при высокооборотном режиме бурения. Сопоставление распределений микротвердости на рис. VI.7 показывает, что они аналогичны.

Выше рассмотрен механизм изнашивания закаленной стали при циклическом взаимодействии ее рабочей поверхности с горной породой. При постоянном контакте с горной породой механизм изнашивания аналогичен, однако усталостные трещины на поверхности стали практически не образуются.

Механизм ударно-абразивного изнашивания представляется следующим образом [10]. В момент удара изнашиваемой поверхности по поверхности абразива в местах контакта металла с его зернами развиваются высокие напряжения, вызывающие пластическое деформирование металла, в результате чего часть абразив-

ных зерен внедряется в изнашиваемую поверхность, образуя лунки различной формы и глубины.

При многократном воздействии, кроме образования лунок, происходит отрыв частиц, а при испытании очень твердых и хрупких материалов наблюдается хрупкое выкрашивание. Если в зоне удара образца металла по абразивной поверхности имеется слой жидкости, то при ударах возбуждается пульсирующий гидроабразивный поток, вызывающий ударно-гидроабразивное изнашивание. Поскольку такому изнашиванию свойственна цикличность, то при высоких энергиях удара ведущим процессом может оказаться усталостное разрушение (ударно-усталостное изнашивание). При высокой удельной энергии удара независимо от твердости изнашиваемой поверхности возможны структурные превращения, вызванные разогревом металла, что облегчает внедрение зерен абразива и последующий отрыв и срез микрообъемов металла. Такой вид изнашивания назван ударно-тепловым.

§ 6. ВЛИЯНИЕ СРЕДЫ НА АБРАЗИВНОЕ ИЗНАШИВАНИЕ СТАЛИ

Среда вызывает различные химические, адсорбционные и диффузные эффекты на поверхностях трения и в поверхностных слоях изнашиваемых тел. Все эти эффекты приводят к образованию между поверхностями двух тел тонкой прослойки («третьего тела», по терминологии И. В. Крагельского), имеющей свойства, существенно отличающиеся от свойств исходных тел. Свойства «третьего тела» определяют смазочную способность сред.

В настоящее время нет общепринятого определения смазочной способности среды. С точки зрения работы бурильного и породоразрушающего инструментов под смазочной способностью будем понимать способность среды создавать «третье тело» с низким сопротивлением сдвигу и высоким сопротивлением сжатию.

В качестве показателя относительной смазочной способности сред принимаем коэффициент трения пары металл — горная порода, определяемый по формуле (VI.8). В качестве базовых для сравнения приняты коэффициенты трения сталь — горная порода при промывке водой (табл. VI.1).

Из табл. VI.1 видно, что по мере увеличения удельной мощ.

Таблица VI.1 Средние значения коэффициентов трения стали марки 20ХНЗА о горные породы при промывке водой

Порода	Удельная мощность $N_{уд}$, Вт/мм ²					
	0,2	0,5	1	2	4	8
Известняк	0,28	0,39	0,53	0,42	0,28	0,21
Ангидрит	0,15	0,24	0,26	0,24	0,21	—
Доломит	0,26	0,37	0,42	0,31	0,26	0,19
Песчаник	—	—	0,52	0,38	0,36	—
Алевролит	—	—	0,64	0,47	0,43	—
Аргиллит	—	—	0,70	0,68	0,61	—

ности коэффициенты трения вначале возрастают, достигая максимального значения, а затем монотонно уменьшаются. Исследования показали, что рост коэффициента трения наблюдается при поверхностном истирании и в переходной области. С развитием хрупкого разрушения пород происходит монотонное уменьшение коэффициента трения. Этой области изнашивания соответствует и значительное термическое разупрочнение поверхности стали.

На рис. VI.8 приведены зависимости коэффициента трения сталь — доломит от $N_{уд}$ для условий высокооборотного режима работы при продувке воздухом и промывке водой, глинистым раствором и раствором на нефтяной основе (РНО).

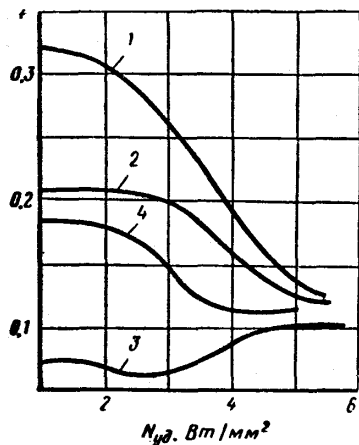


Таблица VI.2 Относительная охлаждающая способность сред

Среда	Температура охлаждаемой поверхности	
	$\theta < \theta_k$	$\theta > \theta_k$
Вода	1	1
Глинистый раствор	0,95	0,78
РНО	0,32	0,72
Воздух ¹	0,015	0,14

¹ Для воздуха расчет приведен при $\theta = 800^\circ\text{C}$.

Рис. VI.8. Зависимость коэффициента трения пары сталь — доломит от удельной мощности в различных средах:

1 — вода; 2 — глинистый раствор; 3 — РНО; 4 — воздух

При реализации малой и средней удельных мощностей смазочная способность рассматриваемых сред весьма различна. С ростом $N_{уд}$ под влиянием усиливающегося теплового воздействия и шероховатости разрушаемой породы происходит все более интенсивное разрушение «третьего тела», что ведет к сближению коэффициентов трения.

Снижение коэффициента трения при бурении позволит при сохранении забойной мощности двигателя увеличить нагрузку на долото и тем самым повысить скорость разрушения горной породы.

Относительная охлаждающая способность исследуемых промывочных жидкостей и воздуха (по отношению к охлаждающей способности воды) была оценена по формуле, рекомендуемой Л. А. Брахманом для расчета теплосъема жидкостями при резании металлов. Результаты расчетов приведены в табл. VI.2 (θ — температура охлаждаемой поверхности; θ_k — температура кипения жидкости).

Из табл. VI.2 видно, что промывочные жидкости и воздух в порядке снижения охлаждающей способности располагаются в ряд: вода, глинистый раствор, РНО, воздух. При низких температурах охлаждаемой поверхности вода и глинистый раствор

имеют гораздо лучшую охлаждающую способность, чем РНО и тем более воздух. Следовательно, при прочих равных условиях в данных средах объемная температура инструмента будет минимальной, а скорость теплоотвода от рабочей поверхности элементов вооружения в глубь металла — максимальной. Относительная охлаждающая способность сред при температуре выше θ_k сближается.

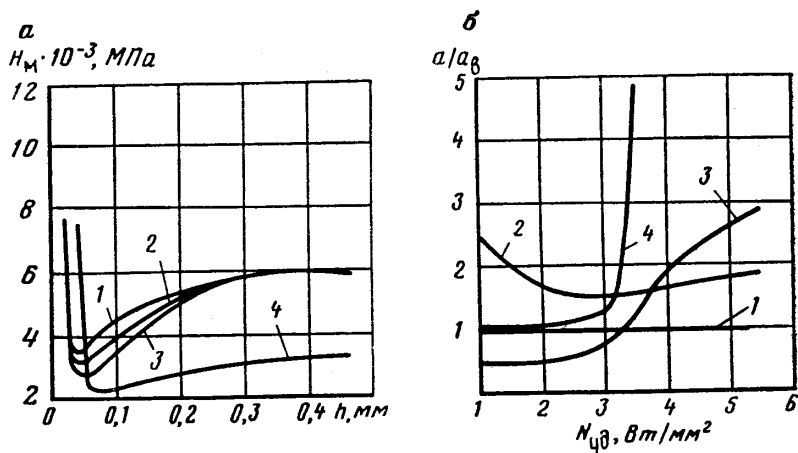


Рис. VI.9. Зависимости микротвердости стали от глубины измерения (а) и относительной скорости изнашивания ее от удельной мощности трения (б) при разрушении доломита:

1—4 — то же, что на рис. VI.8

Изучение распределения микротвердости в поверхностных слоях металла (рис. VI.9, а) показало, что интенсивному термическому воздействию при охлаждении жидкими агентами подвержен сравнительно небольшой по глубине (до 0,4 мм) поверхностный слой металла. В момент взаимодействия металла с горной породой основной тепловой поток направлен в глубь металла. При выходе из контакта с горной породой рабочая поверхность металла резко охлаждается и тепловой поток раздваивается. Часть тепла идет в глубь металла и рассеивается его нерабочими поверхностями в жидкость, а большая часть тепла отводится в жидкость непосредственно через рабочую поверхность.

При продувке воздухом наблюдаются более интенсивный разогрев металла и отпуск его на значительную глубину. Очевидно, вследствие низкой охлаждающей способности воздуха объемная температура металла становится значительной, что обуславливает меньший градиент температур, меньшую скорость теплоотвода в глубь металла, чем при охлаждении жидкими агентами, и повышенную скорость изнашивания. В то же время при продувке воздухом значительно большая часть тепла, чем при промывке жидкостями, отводится в глубь горной породы, создавая дополнительные термические напряжения и способствуя более интенсивному разрушению горной породы. Очевидно, это и является одной

из причин более высокой эффективности бурения с продувкой воздухом, чем с промывкой жидкостями.

Влияние смазочной и охлаждающей способностей сред в процессе изнашивания проявляется одновременно. Рассмотрим зависимость относительной скорости изнашивания стали от $N_{уд}$ при разрушении доломита ($p_{ш}=1960$ МПа) в различных средах (рис. VI.9, б) при высокооборотном режиме. Из рис. VI.9 видно, что РНО, имеющий высокую смазочную способность, обуславливает более низкую скорость изнашивания по сравнению с промывкой водой. Однако по мере увеличения $N_{уд}$ различие постепенно уменьшается, и при $N_{уд}>3,3$ Вт/мм² скорость изнашивания при промывке РНО становится выше, чем при промывке водой, т. е. скорость изнашивания располагается в соответствии с охлаждающей способностью жидкостей. Низкая охлаждающая способность воздуха обуславливает несколько большую скорость изнашивания стали во всей второй области изнашивания. Следует отметить, что чем меньше охлаждающая способность среды, тем меньше значение $N_{уд}$, при которой начинается потеря устойчивости рабочей поверхности стали.

Исследования показали [15], что водные растворы ПАВ имеют пониженную охлаждающую способность и при высокой удельной мощности повышают склонность металла к потере устойчивости. Наряду с охлаждающей способностью в этом случае, по-видимому, проявляется и эффект пластифицирования поверхности металла под влиянием ПАВ.

Смазочные пленки одновременно уменьшают скорость изнашивания металла и скорость истирания пород. При хрупком разрушении породы повышение смазочной способности среды может повысить скорость разрушения породы. Поэтому судить о среде только по ее влиянию на скорость изнашивания металла нельзя. В этом случае необходимо определить относительный износ металла и горной породы. Очевидно, чем меньше относительный износ металла, тем более производительнее будет работать инструмент.

Таким образом, при малой и средней удельных мощностях, реализуемых при трении о горные породы и в процессе их разрушения, основное влияние на изнашивание стали оказывает смазочная способность сред, а в области высокой удельной мощности — их охлаждающая способность. Снижение охлаждающей способности сред при разрушении твердых пород повышает опасность развития катастрофического изнашивания, связанного с потерей устойчивости рабочей поверхности стали.

§ 7. ОСОБЕННОСТИ АБРАЗИВНОГО ИЗНАШИВАНИЯ ТВЕРДОГО СПЛАВА

Твердость карбидов вольфрама твердого сплава значительно выше, чем твердость порообразующих минералов осадочных

горных пород, поэтому при малой удельной мощности, как правило, происходит окислительный износ (усталостное отслаивание окисных пленок с поверхности твердого сплава). С повышением $N_{уд}$ растет температура поверхности твердого сплава. Нагрев поверхности приводит к уменьшению твердости и прочности как зерен карбида вольфрама, так и связки. Твердость кобальтовой связки меньше, чем твердость зерен карбидов, поэтому наблюдаются опережающий износ связки и выкрашивание зерен, которые, внедрившись в разрушаемую породу и закрепившись в ней, пластически деформируют и царапают поверхность твердого сплава. Изнашиваемая поверхность приобретает характерную полосчатость. При разрушении малоабразивной горной породы на поверхности твердого сплава развивается сетка трещин не только при циклическом взаимодействии с горной породой, но и при непрерывном контакте.

Скорость изнашивания твердого сплава при разрушении горных пород в 60—100 раз меньше, чем скорость изнашивания долотной стали, и прямо пропорциональна удельной мощности. Однако при $N_{уд} > 4$ Вт/мм² наблюдается резкое увеличение скорости изнашивания твердого сплава, связанное с выкрашиванием, а далее и с хрупким его разрушением. Следовательно, твердый сплав, как и долотные стали, не может успешно работать при большой удельной мощности.

Наиболее благоприятные условия для работы твердосплавного вооружения долот создаются при промывке водой и водными растворами. Добавки нефти и раствора на нефтяной основе отрицательно влияют на работу твердосплавного вооружения долот [15].

§ 8. ИЗНАШИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ РАЗДРОБЛЕННЫМИ ГОРНЫМИ ПОРОДАМИ

Раздробленные горные породы, взаимодействуя с деталями машин, вызывают их абразивный износ. Возможно несколько схем взаимодействия (рис. VI.10).

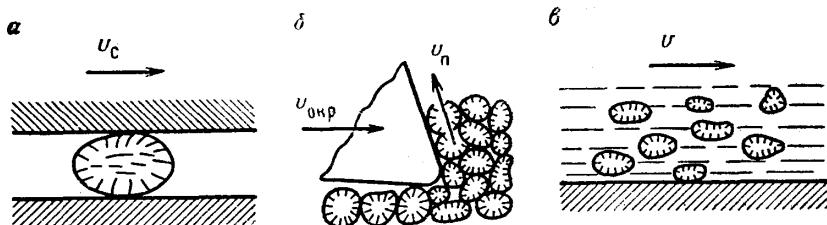


Рис. VI.10. Схемы изнашивания металла раздробленными породами:

v_c — скорость относительного перемещения деталей; $v_{окр}$ — окружная скорость элемента вооружения долота; v_n — скорость относительного движения обломков породы; v — скорость потока жидкости

1. Обломки горных пород (рис. VI.10, а) попадают между двумя трущимися поверхностями, при этом могут развиваться

большие удельные давления и интенсивное царапание поверхности металла. Обломок, внедряясь в более мягкую поверхность, может перейти из свободного состояния в закрепленное.

2. Масса обломков горных пород (рис. VI.10, б) перемещается относительно поверхности металла и вызывает износ этой поверхности, например, при работе долота в песках.

3. Абразивные частицы (рис. VI.10, в) движутся вместе с потоком жидкости или газа и при ударе о поверхность металла вызывают его износ. Эта схема характерна для износа инструмента и оборудования струей жидкости, несущей абразивные частицы.

Опыт показывает, что при износе большую роль играют микротвердость абразивных частиц, их форма и размеры: чем больше микротвердость абразивных частиц и остроугольнее их форма, тем больше интенсивность изнашивания.

§ 9. ПОКАЗАТЕЛИ АБРАЗИВНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД И МЕТОДИКА ИХ ОПРЕДЕЛЕНИЯ, КЛАССИФИКАЦИЯ ПОРОД ПО АБРАЗИВНОСТИ

Абразивность горных пород обуславливает долговечность бурильного и породоразрушающего инструментов и, следовательно, оказывает большое влияние на технику и технологию бурения скважин. Поэтому основные усилия исследователей абразивности горных пород направлены на создание простых и надежных методов ее определения. Рассмотрим основные методы определения показателей абразивности.

Метод истирания свинцовой дроби предложен Н. И. Любимовым. Испытание проводится на приборе, представляющем собой цилиндры, в которые засыпаются навески раздробленной горной породы и свинцовой дроби. Цилиндрам сообщается возвратно-поступательное движение, которое обуславливает истирание дроби. Показатель абразивности определяется по формуле $a_c = W/100$, где a_c — показатель абразивности; W — разность между массами 19 дробинок до испытания и после испытания в течение 20 мин, мг. Испытания проводятся одновременно с определением динамической прочности горных пород. Полученные показатели используются при классификации горных пород по буримости в Мингео СССР.

По показателю абразивности a_c все горные породы разделены на 6 групп (шкала равномерная):

Группа	1	2	3	4	5	6
a_c	0,5	0,5—1	1—1,5	1,5—2	2—2,5	2,5—3

Метод изнашивания эталонного стержня разработан в институте горного дела им. А. А. Скочинского. В качестве эталона металла принят стержень из стали «серебрянка» диаметром 8 мм с плоскими торцами. В одном из торцов на глубину 10—12 мм сверлят отверстие диаметром 4 мм. Стержень устанавливают в патрон сверлильного станка и при нагрузке 147 Н и частоте

вращения 400 об/мин сверлят испытываемый образец горной породы по 10 мин каждым концом стержня. Показатель абразивности a_3 подсчитывают по формуле

$$a_3 = \frac{1}{2n} \sum_{i=1}^n W_i, \quad (\text{VI.14})$$

где W_i — износ по массе обоих торцов за одно испытание, мг; n — число испытаний.

Из формулы (VI.14) видно, что в качестве показателя абразивности принята скорость изнашивания, измеряемая в мг/10 мин.

По показателю абразивности все горные породы разделены на восемь классов (табл. VI.3).

Т а б л и ц а VI.3 Классы абразивности горных пород

Класс	Абразивность	a_3 , мг/10 мин
I	Весьма малоабразивные	< 5
II	Малоабразивные	5—10
III	Ниже средней абразивности	10—18
IV	Среднеабразивные	18—30
V	Выше средней абразивности	30—45
VI	Повышенной абразивности	45—65
VII	Высокоабразивные	65—90
VIII	В высшей степени абразивные	> 90

Этот метод определения широко распространен в горнорудной промышленности и дает хорошие результаты применительно к породоразрушающим инструментам с непрерывным контактом элементов вооружения с горной породой (например, лопастные долота, коронки и др.).

Метод изнашивания вращающегося диска разработан на базе одноименного метода изучения абразивного изнашивания стали. Сущность метода заключается в следующем.

Образцы металла готовят из долотных сталей или твердого сплава, т. е. из того материала, по отношению к которому определяют абразивность пород. При определении абразивности испытания проводят с промывкой водой. Подготовка образцов породы и методика проведения испытания описаны в § 3. Скорость скольжения $v_c = 1,4$ м/с.

Разный вид зависимостей скорости изнашивания металла от удельной мощности трения и изменение характера изнашивания при увеличении удельной мощности не позволяют использовать единый показатель абразивности для всех режимов изнашивания.

В первой области изнашивания ($N_{уд} < 0,4$ Вт/мм²) в качестве показателя абразивности рекомендуется использовать угловой коэффициент A_0 уравнения (VI.9). Испытание рекомендуется проводить при $N_{уд} \approx 0,25$ Вт/мм². По результатам испытания рассчитывают A_0 (в мм³/(Вт·ч)) по формуле

$$A_0 = a/N_{уд}, \quad (\text{VI.15})$$

где a — измеренная скорость изнашивания, мм/ч; $N_{уд}$ — измеренная удельная мощность трения, Вт/мм².

Результаты определения показателя абразивности для некоторых осадочных горных пород приведены в табл. VI.4.

Таблица VI.4 Показатель абразивности A_0 некоторых горных пород по отношению к стали 20ХНЗА в первой области изнашивания

Горная порода	Структура	Твердость по штампу, МПа	$A_0 \cdot 10^3$, мм ² /(Вт · ч)
Мрамор	Среднекристаллическая	880	12
	Скрытокристаллическая	1470	13
	»	2350	22
Ангидрит	Среднекристаллическая	1470	13
Доломит	»	1570	14
	Скрытокристаллическая	2450	13
Песчаник	Мелкозернистая	1370	38
	Крупнозернистая	2260	560
	Мелкозернистая	4410	32

Из табл. VI.4 видно, что для кристаллических горных пород влияние твердости по штампу и структуры на их абразивность невелико. По-видимому, основное влияние на абразивность этих пород оказывает наличие примесей твердых минералов (например, кремень, кварц и др.).

Для обломочных горных пород решающим являются содержание обломков кварца (кварцевого песка), размеры и форма обломков.

С увеличением твердости по штампу песчаников наблюдается уменьшение их абразивности, причем абразивность наиболее твердых песчаников с регенерационным цементом практически совпадает с абразивностью кварца. Наблюдения показывают, что существенное влияние твердости по штампу песчаников обусловлено характером разрушения породы под диском, т. е. характером обновления абразивной поверхности. При испытаниях на песчаниках с твердостью по штампу до 2260 МПа наблюдалось хрупкое разрушение породы, а при испытаниях на кварце и песчаниках с твердостью по штампу более 4410 МПа — только поверхностное истирание.

Опыты показали, что абразивность горных пород в первой области по отношению к закаленным инструментальным и цементируемым сталям (У8, Р-18, 20ХНЗА, 17НМА) практически совпадает.

В заключение следует отметить, что в первой области изнашивания абразивность кристаллических пород сравнительно невелика и может быть определена по отдельным подгруппам пород на характерных образцах.

Для второй области изнашивания в качестве показателя абразивности предложены два значения скорости изнашивания:

a_1 при $N_{уд}=1$ Вт/мм²; a_5 при $N_{уд}=5$ Вт/мм². В этом случае, приняв уравнения (VI.10) и (VI.11) для соответствующих горных пород в качестве интерполяционных, нетрудно найти скорость изнашивания закаленной стали при любом значении удельной мощности в диапазоне $0,5 < N_{уд} < 8$ (Вт/мм²).

Основное влияние на абразивность горных пород оказывают их минералогический состав и строение. Исследования показали, что количественной характеристикой минералогического состава пород, отражающей ее абразивность, является микротвердость порообразующих минералов. Следовательно, горные породы в классификации по абразивности во второй области должны располагаться в порядке возрастания микротвердости их порообразующих минералов. Классификация горных пород по абразивности применительно к условиям изнашивания стального вооружения шарошечных долот приведена в табл. VI.5.

Таблица VI.5 Классификация по абразивности горных пород, слагающих нефтяные и газовые месторождения

Номер группы	Горная порода	Вид зависимости a от $N_{уд}$	Показатель абразивности, мм/ч	
			a_1	a_5
I	Известняки Ангидриты	$a = AN_{уд}^k$	$< 0,2$	$< 1,0$
II	Доломиты Аргиллиты Известняки алевроитовые Алевролиты	$a = AN_{уд} + B$	$0,2-4,0$	$1-10$
III	Известняки песчаные Песчаники полимиктовые Песчаники кварцевые	$a = AN_{уд} + B$	> 4	> 10

В I группу вошли кристаллические горные породы без существенного содержания твердых минералов; во II группу — глинистые и мелкоземистые породы, а также кристаллические породы, содержащие значительные обломочные алевроитовые примеси; в III группу — песчаные породы.

Из табл. VI.5 видно, что абразивность сульфатных и карбонатных пород меняется в узких пределах, незначительна по величине и не может служить причиной выхода долота из строя. Однако при разрушении наиболее твердых карбонатных пород (для доломитов $p_{ш} > 2000$ МПа) при высокой $N_{уд}$ наблюдается потеря устойчивости рабочей поверхности стали и скорость изнашивания катастрофически возрастает. Это явление связано с существенным уменьшением сопротивления стали сдвигу под влиянием тепла трения, тогда как сопротивление горных пород сдвигу изменяется незначительно. Применение вооружения шарошечных долот из теплостойких сталей типа Р-18 или твердого сплава позволяет устранить это явление.

Абразивность горных пород II и III групп значительно выше, чем абразивность пород I группы; причем чем больше размер обломков пород и выше содержание кварца, тем выше их абразивность.

Определение показателей абразивности по схеме изнашивания диска приближенно моделирует изнашивание стального вооружения шарошечных долот и позволяет проводить прямые оценочные расчеты его долговечности при промывке водой и водными растворами.

Использование показателей абразивности при расчетах для других материалов или существенно отличных условий работы возможно только после проведения дополнительных испытаний и получения соответствующих уравнений.

§ 10. КОСВЕННАЯ ОЦЕНКА ПОКАЗАТЕЛЕЙ АБРАЗИВНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

В связи со сложностью и трудоемкостью определения абразивности горных пород на специальных установках большой интерес представляет изыскание метода оценки абразивности горных пород по показателям, характеризующим строение и свойства пород.

Из предварительного анализа следует, что на скорость изнашивания стали существенно влияют средний размер обломков, слагающих породу, d , мм; содержание обломков и зерен твердых минералов (кварца, кремния и др.) c , %; абсолютная пористость горных пород m , %; предел текучести горных пород по Л. А. Шрейнеру p_0 , МПа.

Путем статистической обработки большого экспериментального материала получены следующие приближенные эмпирические формулы, связывающие показатели абразивности a_1 и a_5 (в мм/ч) с названными выше характеристиками обломочных пород:

для горных пород II группы $d < 0,1$ мм

$$\begin{aligned} a_1 &= 27,8d - 0,0008p_0 + 0,0002c - 0,106m + 1,89; \\ a_5 &= 62,6d - 0,0003p_0 + 0,0263c + 0,068m - 0,85; \end{aligned} \quad (\text{VI.16})$$

для горных пород III группы $d > 0,1$ мм

$$\begin{aligned} a_1 &= 51d + 0,00076p_0 + 0,030c - 0,086m - 3,40; \\ a_5 &= 179d + 0,0030p_0 + 0,165c + 0,353m - 18,4. \end{aligned} \quad (\text{VI.17})$$

Из уравнений (VI.16) и (VI.17) видно, что во второй области изнашивания на абразивность обломочных пород наиболее существенно влияют размер обломков и содержание в породе наиболее твердых компонентов (обломков кварца, кремня). Существенно и неоднозначно влияние пористости: для показателей a_1 влияние отрицательно, для показателей a_5 — положительно. Влияние p_0 на абразивность пород неоднозначно и весьма мало. С помощью формул (VI.16) и VI.17 можно приближенно определять показатели абразивности пород по отношению к цементируемым сталям,

а также детализировать классификацию пород по абразивности, приведенную в табл. VI.5.

Возможности изучения абразивности горных пород разреза скважин в целом весьма ограничены малой представительностью образцов пород. В то же время долота, проработав в определенных интервалах пород, дают информацию об абразивности этих пород. Расшифровка этой информации может быть проведена в следующем порядке.

1. Определить средневзвешенную скорость изнашивания элементов вооружения долот по высоте: $\tilde{a} = \tilde{h}/T$, где $\tilde{h}$ — средневзвешенный износ вооружения по высоте; T — время бурения.

2. Определить средневзвешенную энергоемкость изнашивания металла

$$A_m = \frac{AA_c}{V}, \quad (\text{VI.18})$$

где A — энергия, реализуемая долотом при бурении; A_c — доля энергии, израсходованной на трение вооружения долота о горную породу; V — объем изношенного металла вооружения.

3. Рассчитать средневзвешенную удельную мощность трения

$$\tilde{N}_{уд} = \tilde{a}A_m. \quad (\text{VI.19})$$

Таким образом, по результатам обмера одного долота можно получить одну точку с координатами $\tilde{a}$, $\tilde{N}_{уд}$. Проведя измерения и расчеты по ряду долот, отработанных в изучаемом интервале пород, получим два ряда значений $\tilde{a}$ и $\tilde{N}_{уд}$, по которым методом наименьших квадратов определяются коэффициенты A и B зависимости (VI.10) в случае обломочных пород или коэффициент A и показатель степени k зависимости (VI.11) в случае кристаллических осадочных пород.

В заключение следует отметить, что изложенные выше результаты исследований не исчерпывают весьма сложную и многостороннюю проблему абразивности горных пород. Развитие техники и технологии бурения скважин, а также рост их глубин ставят перед исследователями новые задачи, которые требуют постановки дальнейших, более глубоких исследований.

Часть вторая

ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Глава VII

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТАХ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ МЕХАНИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Механическое разрушение горных пород при бурении скважин осуществляется специальными породоразрушающими инструментами. Объем разрушенной горной породы в единицу времени V непосредственно связан с мощностью N , подводимой к забою скважины:

$$V = N/A_v, \quad (\text{VII.1})$$

где A_v — энергоемкость разрушения горной породы.

Применительно к скважине можно записать, что

$$V = vF, \quad (\text{VII.2})$$

где v — скорость проходки скважины; F — площадь забоя.

Приравняв правые части уравнений (VII.1) и (VII.2) и сделав преобразования, получим

$$v = \frac{1}{A_v} \frac{N}{F}. \quad (\text{VII.3})$$

Обозначим $N/F = N_0$ и назовем удельной забойной мощностью. Тогда окончательно получим, что

$$v = N_0/A_v, \quad (\text{VII.4})$$

т. е. скорость проходки прямо пропорциональна удельной забойной мощности и обратно пропорциональна энергоемкости разрушения горной породы.

Мощность N ограничена прочностью бурильного инструмента. Наиболее эффективно подведенная к забою мощность будет реализована таким породоразрушающим инструментом и при таком режиме его работы, которые обеспечат минимальную величину A_v .

Непосредственно порода разрушается вооружением породоразрушающих инструментов, которое выполнено либо в виде резцов, либо в виде инденторов. При рассмотрении разрушения горных пород динамическим вдавливанием штампа было показано, что A_v тем меньше, чем больше номер достигнутого скачка разрушения породы.

Этот принцип справедлив и для других видов разрушения. Но чем больше номер скачка, который мы стремимся получить, тем выше удельные нагрузки на элементы вооружения, т. е. достижимый скачок разрушения породы объективно ограничен прочностью и износостойкостью породоразрушающего инструмента. Обозначим N_v удельную мощность, которая может быть реализована вооружением. Тогда из условия $N = \text{const}$ найдем долю площади забоя, на которой в данный момент эффективно реализуется подведенная мощность:

$$N_0/N_v = F_k/F = \xi,$$

где F_k — площадь контакта вооружения с забоем. Величина ξ много меньше единицы. Из изложенного выше вытекает первый основной принцип механического разрушения горной породы на забое — дискретность разрушения с целью получения минимально возможной энергоемкости процесса.

Нежелательно, чтобы в процессе бурения резко изменялась величина ξ , так как снижение удельной мощности, реализуемой вооружением, ведет к уменьшению скорости разрушения породы, а повышение — к возможным поломкам или резкому уменьшению долговечности вооружения. Следовательно, в процессе бурения необходимо стремиться, чтобы $N_v = \text{const}$. Это условие при механическом разрушении горных пород можно выполнить лишь при равномерном углублении скважины в результате последовательного разрушения всей площади забоя. Отсюда вытекает второй основной принцип — последовательное разрушение забоя с целью равномерного углубления скважины и обеспечения максимальной производительности породоразрушающего инструмента.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ДОЛОТ

Породоразрушающие инструменты по основным функциям делятся на три большие группы:

- 1) для бурения сплошным забоем — долота;
- 2) для бурения кольцевым забоем с образованием образцов породы (кернов) — бурильные головки и коронки;
- 3) вспомогательный инструмент — пикообразные долота, фрезы, калибраторы, расширители и др.

Первую и вторую группы инструментов по характеру воздействия вооружения на горную породу делят на четыре подгруппы: режуще-скалывающего (РС), истирающе-режущего (ИР), дробяще-скалывающего и дробящего действия.

Породоразрушающие инструменты типов РС и ИР характеризуются выполнением вооружения в виде резцов или секторов, оснащенных износостойкими материалами, длительным контактом вооружения с горной породой и деформированием ее по схеме резания, скалывания или истирания.

Породоразрушающие инструменты дробяще-скалывающего действия характеризуются размещением вооружения в виде инденторов на вращающихся деталях — шарошках, кратковременным периодическим динамическим воздействием каждого индентора на горную породу по схеме вдавливания со сдвигом.

Инструменты первой, второй и третьей подгрупп широко применяются при бурении скважин на нефть и газ при вращательном способе бурения. Инструменты четвертой подгруппы предназначены для ударного бурения, которое в настоящее время при бурении нефтяных и газовых скважин практически не применяют и поэтому в книге не рассматриваются.

Возможность применения той или иной подгруппы инструментов обусловлена механическими свойствами пород и прежде всего их твердостью. Кроме этого, в пределах каждой подгруппы инструменты имеют особенности в зависимости от того, для пород какой твердости они предназначены. Это нашло отражение в классификации инструментов по типам.

Категория твердости пород по штампу	1, 2, 3	4, 5	6, 7	8, 9	10, 11, 12
Подгруппа инструмента	1, 2, 3	2, 3	2, 3	3	3
Тип инструмента	М	С	Т	К	ОК

Из приведенных данных видно, что породоразрушающие инструменты, в частности долота типа М (для мягких пород), выполняются всех трех подгрупп, типа С (для средних пород) и типа Т (для твердых пород) — второй и третьей подгрупп, а типов К (для крепких пород) и типа ОК (для очень крепких пород) — только третьей подгруппы. Следует подчеркнуть, что шарошечными долотами (третьей подгруппы) осуществляется около 90 % объема бурения на нефть и газ; кроме того, долота типов К и ОК по характеру воздействия на породу близки к долотам дробящего действия.

§ 3. ПАРАМЕТРЫ РЕЖИМА И ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОЛОТ

Режим работы долот для вращательного бурения скважин принято характеризовать следующими параметрами: осевой нагрузкой на долото, кН; частотой вращения долота, об/мин; количеством промывочной жидкости или воздуха, подаваемых в скважину в единицу времени для выноса разрушенной породы (шлама) и охлаждения долота, л/с.

При нагружении долота осевой нагрузкой G создается необходимое для разрушения горной породы напряженное состояние и осуществляется отбор энергии от вращающегося инструмента для обеспечения последовательного разрушения породы по всему забою.

По частоте вращения долота различают три режима работы: низкооборотный (роторное бурение) — $n_d < 100$ об/мин; при сред-

них частотах вращения $n_d = 150 \div 250$ об/мин; высокооборотный — $n_d > 400$ об/мин.

Количество промывочной жидкости и воздуха, подаваемых на забой, должно обеспечивать полное и своевременное удаление шлама с забоя скважины. Очевидно, на качество очистки забоя будут влиять и свойства жидкости, которые обусловлены главным образом геологическими условиями проводки скважины.

Производительность долота принято характеризовать длиной ствола скважины, пробуренного долотом до его полного износа. Этот показатель называется *проходка на долото*, обозначается H и измеряется в метрах.

Долговечность долота принято характеризовать временем механического бурения до полного износа долота, обозначается T и измеряется в часах.

Показатели H и T первичные, по ним определяют другие, более сложные, показатели. Отношение

$$v_m = H/T. \quad (\text{VII.5})$$

получило название *механической скорости проходки*.

Механическая скорость проходки характеризует среднюю скорость разрушения горной породы. Изменение мгновенной механической скорости в процессе бурения связано как с износом вооружения (затуплением), так и с изменением механических свойств породы. В. С. Федоров показал, что в большинстве случаев для однородных пород мгновенная механическая скорость v в процессе бурения изменяется по экспоненциальному закону:

$$v = v_0 \exp(-\beta t), \quad (\text{VII.6})$$

где v_0 — начальная механическая скорость; β — коэффициент, зависящий от износа вооружения долота; t — текущее время.

Мгновенная скорость проходки может быть представлена в виде

$$v = \delta_0 n_d, \quad (\text{VII.7})$$

где δ_0 — проходка за один оборот долота (интенсивность разрушения горной породы).

Из уравнения (VII.6) нетрудно установить связь между проходкой на долото и его долговечностью:

$$H = \int_0^T v dt = \frac{v_0}{\beta} [1 - \exp(-\beta T)]. \quad (\text{VII.8})$$

Для характеристики общего темпа углубления скважины используют показатель рейсовая скорость v_p :

$$v_p = \frac{H}{T + T_{\text{сп}} + T_{\text{в}}}, \quad (\text{VII.9})$$

где $T_{\text{сп}}$ — время на спуск и подъем инструмента для смены долота; $T_{\text{в}}$ — время на вспомогательные операции, отнесенные к рейсу.

Показателем, характеризующим эффективность реализации введенной к забою скважины энергии, является энергоемкость разрушения горных пород:

$$A_v = \frac{A_0}{\pi R_d^2 \beta_0}, \quad (\text{VII.10})$$

где A_0 — работа долота за один оборот; R_d — радиус долота.

Наиболее общий интегральный показатель работы долота — себестоимость 1 м проходки. Однако из-за сложности определения этот показатель пока не находит широкого применения. Более широко используется показатель стоимости 1 м проходки по затратам, зависящим от времени; этот показатель определяется по формуле

$$c = \frac{(T + T_{\text{сп}} + T_{\text{в}}) + c_y + c_d}{H}, \quad (\text{VII.11})$$

где c_y — стоимость эксплуатации буровой установки в течение 1 ч; c_d — стоимость долота с учетом снабженческих наценок.

Проблема улучшения технико-экономических показателей бурения и прежде всего скоростей бурения обуславливает необходимость непрерывной оптимизации как породоразрушающих инструментов, так и режима их работы. Общую постановку этих задач можно записать в виде: $v_p \rightarrow \max$ при $c \leq c_6$, где c_6 — стоимость 1 м проходки по затратам, зависящим от времени для достигнутого (базового) уровня развития техники и технологии бурения.

§ 4. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ДОЛОТ РАЗНЫХ КОНСТРУКЦИЙ

Достижения науки и техники реализуются при создании новых конструкций долот. Однако нельзя заранее гарантировать, что те или иные изменения, заложенные в новую конструкцию долота, дадут существенное преимущество этому долоту над старым. Этот ответ можно получить только при промысловых испытаниях.

В настоящее время испытания опытных долот регламентируются типовой методикой ВНИИБТ [33]. Методикой предусматривается параллельное испытание опытных и серийных (базовых) долот в аналогичных геолого-технических условиях. В качестве основного показателя принята стоимость (c) 1 м проходки по затратам, зависящим от времени.

Количество опытных долот должно быть минимальным, но достаточным для принятия решения по результатам испытания, и определяется по результатам работы базовых долот. Для расчета по ранее пробуренным скважинам в интервале предстоящего испытания делается случайная выборка первичных показателей бурения 10—12 долотами, по которым вычисляются показатели c . Полученные показатели образуют вариационный ряд. Все значения ряда нужно переписать в порядке возрастания: $c_1 \leq c_2 \leq c_3 \leq \dots \leq c_i \leq \dots \leq c_{n-2} \leq c_{n-1} \leq c_n$, где n — число членов вариационного ряда. В ряд могут попасть маловероятные значения величин, которые не должны участвовать в определении характеристик вариационных рядов. Для исключения таких величин проводится проверка крайних членов вариационного ряда [3].

Для значения c_n делаются проверки:

$$\frac{c_n - c_{n-1}}{c_n - c_1} \leq k_1; \quad (\text{VII.12})$$

$$\frac{c_n - c_{n-1}}{c_n - c_2} \leq k_2; \quad (\text{VII.13})$$

$$\frac{c_n - c_{n-2}}{c_n - c_1} \leq k_3. \quad (\text{VII.14})$$

Формула (VII.13) учитывает возможность малой вероятности значения c_1 . Формула (VII.14) учитывает возможность малой вероятности сразу двух членов ряда c_n и c_{n-1} . Если хотя бы одно неравенство не выполняется, то это служит достаточным основанием для отбрасывания c_n , а для неравенства (VII.14) — c_n и c_{n-1} как маловероятных. Для c_1 проверки имеют вид:

$$\frac{c_2 - c_1}{c_n - c_1} \leq k_1; \quad (\text{VII.15})$$

$$\frac{c_2 - c_1}{c_n - c_2} \leq k_2; \quad (\text{VII.16})$$

$$\frac{c_3 - c_1}{c_n - c_1} \leq k_3. \quad (\text{VII.17})$$

Решение принимается аналогично предыдущему.

Критические значения коэффициента k_i приведены в табл. VII.1.

Таблица VII.1 Критерии k_i при надежности оценки $P = 0,95$ [3]

n	k_1	k_2	k_3	n	k_1	k_2	k_3
3	0,941	1	1	9	0,437	0,512	0,567
4	0,765	0,955	0,967	10	0,412	0,477	0,531
5	0,642	0,807	0,845	12	0,376	0,428	0,481
6	0,560	0,689	0,736	15	0,338	0,381	0,430
7	0,507	0,610	0,661	20	0,300	0,334	0,372
8	0,468	0,554	0,607	30	0,260	0,283	0,322

После того, как вариационный ряд освобожден от маловероятных значений, рассчитываются его характеристики: среднее арифметическое значение $\bar{c}$

$$\bar{c} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n c_i \quad (\text{VII.18})$$

и среднее квадратическое отклонение

$$s_c = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (c_i - \bar{c})^2}, \quad (\text{VII.19})$$

где n — число оставшихся в ряду членов.

Принимаются относительная допустимая ошибка Δ при испытаниях и статистическая надежность оценки P . Рекомендуются $\Delta = 0,2 \div 0,4$; $P = 0,95$.

Рассчитав по формулам (VII.18) и (VII.19) $\bar{c}$ и s_c , определяют число опытных долот:

$$n_0 = \left[\frac{t(P) s_c}{\Delta \bar{c}} \right], \quad (\text{VII.20})$$

где $t(P)$ — параметр нормального распределения вероятностей. При $P = 0,95$ $t(0,95) = 1,95$.

После испытания по первичным показателям работы опытных и базовых долот вычисляют показатели s , составляют два вариационных ряда, проводят отсеивание маловероятных значений и сравнивают средние характеристики этих рядов. В общем случае сравнение $\bar{c}_1$ и $\bar{c}_2$ есть проверка гипотезы о том, что математическое ожидание разности этих показателей равно нулю, т. е. $M(\bar{c}_1 - \bar{c}_2) = 0$.

Для определения параметра распределения этой разности рассчитывают ее среднее квадратическое отклонение по формуле

$$s_{12} = \sqrt{\frac{s_1^2(n_1 - 1) + s_2^2(n_2 - 1)}{n_1 + n_2 - 2}} \quad (\text{VII.21})$$

(1 и 2 — индексы, соответствующие первому и второму рядам).

Тогда параметр распределения разности

$$t_{12} = \frac{|\bar{c}_1 - \bar{c}_2|}{s_{12} \sqrt{\frac{1}{n_1} + \frac{1}{n_2}}}. \quad (\text{VII.22})$$

Вычисленное значение t_{12} сравнивается с табличным значением параметра распределения Стьюдента $t(P, k)$ при заданной надежности P и числе степеней свободы $k: k = n_1 + n_2 - 2$. Если $t_{12} > t(P, k)$, то вероятность того, что $M(\bar{c}_1 - \bar{c}_2) = 0$, весьма мала и проверяемая гипотеза отвергается, а если $t_{12} < t(P, k)$, то проверяемая гипотеза принимается. В первом случае говорят, что различие между $\bar{c}_1$ и $\bar{c}_2$ статистически значимо, а во втором — статистически незначимо.

При испытаниях может возникнуть несколько ситуаций:

1) $\bar{c}_0 < \bar{c}_6$ (0 — индекс опытного долота, б — индекс базового долота), причем различие статистически значимо. Это положительный результат испытания и позволяет после устранения выявленных недостатков перейти к следующей стадии испытаний или к внедрению новой конструкции;

2) $\bar{c}_0 \leq \bar{c}_6$ или $\bar{c}_0 > \bar{c}_6$, но различие статистически незначимо. После устранения выявленных недостатков испытания надо повторить;

3) $\bar{c}_0 > \bar{c}_6$, причем различие статистически значимо. Это означает, что испытания дали отрицательный результат.

Аналогично сравниваются долота разных типов по пачкам

одинаковой буримости при выборе рационального типа по данным бурения опорно-технологических скважин или по данным предшествующего бурения, если при этом применяли перспективные типы долот в порядке и объеме, позволяющем сделать статистический анализ результатов их работы.

Глава VIII

ДОЛОТА РЕЖУЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО И ИСТИРАЮЩЕ-РЕЖУЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

§ 1. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ И ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИИ ДОЛОТ РЕЖУЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО И ИСТИРАЮЩЕ-РЕЖУЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

Долота режуще-скалывающего действия (РС) изготавливают двух типов (М и МС) для разбуривания рыхлых и слабосцементированных обломочных горных пород. Долота истирающе-режущего действия (ИР) также изготавливаются двух типов (МСЗ и С) для разбуривания соответственно мягких абразивных пород (слабосцементированные песчаники и алевролиты) и средних по твердости пород (аргиллиты, глинистые сланцы, гипсы).

Вооружение этих долот выполняется в виде лопастей со сплошной (РС) и гребенчатой (ИР) режущими кромками. Поэтому долота получили название лопастные.

На рис. V.1, а показаны профиль режущей кромки лопасти РС долота и схема взаимодействия ее с горной породой при бурении. Основными характеристиками лопасти являются угол резания α (между передней гранью лопасти и поверхностью забоя) и угол заострения β (между передней и задней гранями лопасти); $\alpha = 70 \div 85^\circ$, $\beta = 20 \div 25^\circ$.

Долота РС предусмотрено выполнять двухлопастными (2Л) диаметром от 76 до 161,1 мм (четырнадцать размеров) и трехлопастными (3Л) диаметром от 120,6 до 469,9 мм. Долото (рис. VIII.1) состоит из корпуса 3 и лопастей 1 (двухлопастные долота цельнокованые, а трехлопастные — с приварными лопастями) и имеет систему промывки забоя, включающую внутреннюю полость 4 долота и промывочные отверстия 2. Корпус сверху имеет резьбу для соединения с бурильным инструментом.

Для повышения износостойкости лопасти долот армированы твердым сплавом. На передних гранях лопастей выполняются пазы, которые у долот типа М заправляются зерновым рэлитом, а у долот типа МС в пазы впаиваются твердосплавные пластины 5. Затем передняя грань лопастей наплавляется твердым сплавом (рэлитом). Боковые, калибрующие скважину грани каждой ло-

пасти армируются твердосплавными штырями *б* из сплава ВК8-В путем их запрессовки с последующей наплавкой сверху рэлита (рис. VIII.1). Предусматривается также защитное покрытие всех напавленных поверхностей специальным чугуном.

Долота ИР предусмотрено выполнять трехлопастными типа МСЗ (ЗИР) диаметром от 190,5 до 269,9 мм и шестилопастными (6ИР) диаметром от 76 до 269,9 мм.

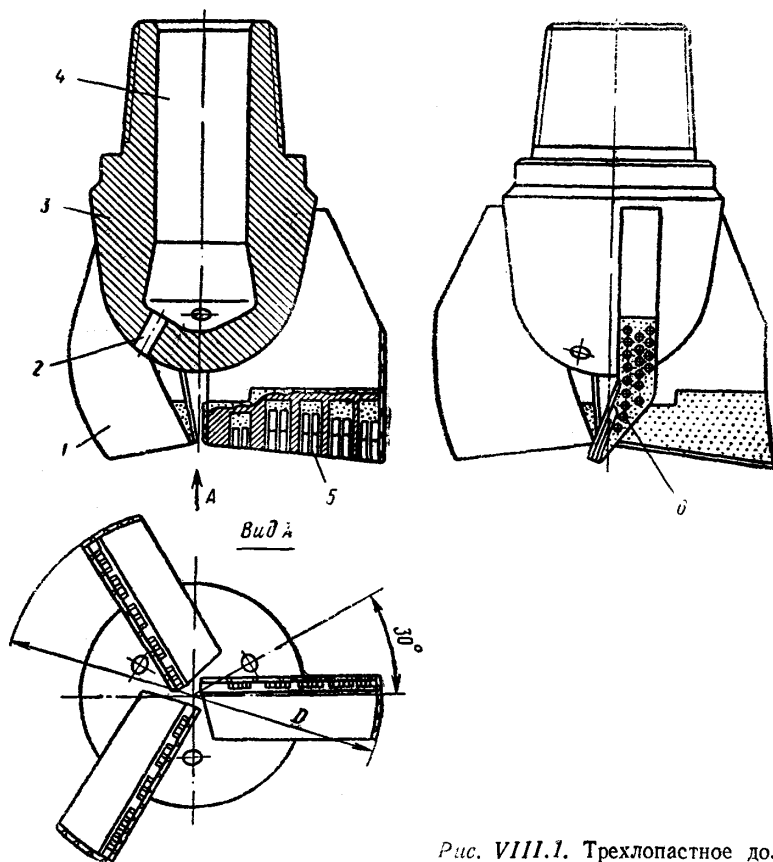


Рис. VIII.1. Трехлопастное долото

Принципиальное отличие этих долот от долот режуще-скалывающего действия — прерывистое выполнение режущей кромки лопастей с целью повышения удельного давления на забой и улучшения охлаждения режущих элементов промывочной жидкостью (рис. VIII.2). Эти цели достигаются установкой в стальные лопасти штырей из твердого сплава ВК8-В со значительным вылетом над кромкой лопасти, в результате чего получается гребенчатая режущая кромка. Армирование боковых граней лопастей такое же, как и у долот ЗЛ. После установки штырей

передняя и боковые грани лопасти наплавляются твердым сплавом.

Из сопоставления рис. VIII.1 и VIII.2 видно, что в отличие от долота ЗЛ долото ЗИР имеет лопасти со скосом у периферии для улучшения условий работы вооружения. Лопасти долота разные: одна полная (рис. VIII.2, а), две укорочены вырезом снизу до половины, а по длине — на одну треть радиуса долота (рис. VIII.2, б).

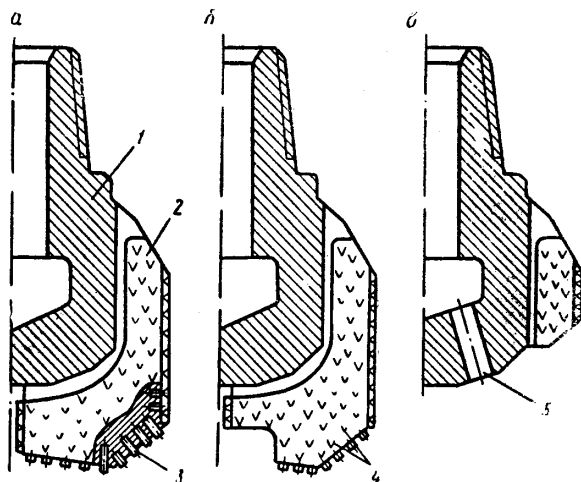


Рис. VIII.2. Особенности конструкции и вооружение истирающе-режущего долота:
1 — корпус; 2 — лопасть; 3 — твердосплавный штырь (зубок); 4 — наплавка твердого сплава;
5 — промывочное отверстие

Шестилопастные долота ИР имеют одну полную лопасть, две укороченные подобно лопастям долот ЗИР и три короткие боковые лопасти (рис. VIII.2, в), принимающие участие только в калибровке скважины. Такое выполнение долота позволило обеспечить высокое удельное давление на забой, сравнительно равномерное распределение износа вооружения по радиусу, практически круглое сечение скважины и снизить интенсивность уменьшения диаметра.

Для того чтобы уменьшить сопротивление горных пород разрушению по мере удаления от центра скважины, был разработан и испытан ряд конструкций ступенчатых долот [8]. Эти долота используют эффект снижения сопротивления разрушению горной породы при расширении скважины, образованной идущей впереди ступенью.

Ступенчатые долота ИР выпускают трехлопастными в двух-, трех- и четырехступенчатом исполнении. При этом все ступеньки имеют одинаковую длину режущих кромок, высота ступени равна длине ее режущей кромки, боковые грани ступеней армируются так же, как и боковые грани лопасти.

К недостаткам ступенчатых долот относятся худшие условия очистки забоя от шлама и охлаждения режущей кромки промывочной жидкостью по сравнению с рассмотренными выше конструкциями.

§ 2. СИСТЕМЫ ПРОМЫВКИ ЛОПАСТНЫХ ДОЛОТ

Обычная система промывки лопастного долота включает внутреннюю полость корпуса и промывочные отверстия (см. рис. VIII.1). Число отверстий совпадает с числом лопастей. Струя жидкости, формируемая системой промывки, направляется на забой перед передней гранью лопасти. Пересечение осей струй с забоем образует окружность радиусом $2/3 R_d$ (R_d — радиус долота). Эффективность очистки забоя от шлама зависит как от общего количества промывочной жидкости, так и от воздействия струи на породу.

Воздействие струи на породу характеризуется гидродинамическим давлением $p_d = k_d v_n^2$, где k_d — коэффициент пропорциональности; v_n — скорость истечения жидкости из отверстия долота. Численности; v_n — скорость истечения жидкости из отверстия долота.

Исследования показали, что влияние увеличения скорости истечения становится существенным при $v_n > 60$ м/с. Однако эрозионный износ стенок отверстий в стальном корпусе долота не позволяет повысить скорость истечения более 30 м/с.

Потери напора на долоте рассчитывают по формуле истечения жидкости из отверстия

$$P_d = \rho_l \frac{v_n^2}{2\mu^2},$$

где P_d — потеря напора (перепад давления) на долоте; ρ_l — плотность промывочной жидкости; μ — коэффициент расхода.

Коэффициент расхода отражает потери энергии потока в системе промывки. Следовательно, чем выше μ , тем выше гидродинамическое совершенство системы. Коэффициент μ всегда меньше единицы. Промывочные отверстия в виде сверления с острыми кромками (см. рис. VIII.1) имеют весьма низкий коэффициент расхода ($\mu = 0,64 \div 0,66$). Повысить μ можно путем оформления конического входа (например, раззенковкой отверстия) до 0,8—0,9 [24].

Гидромониторная система промывки отличается от обычной установкой в промывочных отверстиях долота гидромониторных узлов (ГМУ) с целью предупреждения размыва корпуса при высоких скоростях истечения жидкости. Долота с такой системой промывки называются гидромониторными. На рис. VIII.3 приведены конструкция и крепление ГМУ в корпусе 5 долота. ГМУ включает минералокерамическую насадку 4, уплотнение в виде двух резиновых колец 3 круглого сечения, фигурную шайбу 1, входящую буртом в паз корпуса долота, и стопорный болт 2, удерживающий шайбу от выпадения из пазов корпуса долота.

Насадка имеет скругленную кромку на входном участке H_1 , конический участок сжатия струи H_2 с углом при вершине конуса $13^\circ 30'$ и цилиндрический участок H_3 диаметром d_0 .

Струя жидкости после выхода из насадки встречает значительное сопротивление движению со стороны окружающей ее жидкости, расширяется и быстро теряет скорость. Чтобы расширение струи было минимальным, длина цилиндрического участка H_3 должна быть больше $0,5 d_0$. Наибольшая потеря скорости на периметре струи и наименьшая — на оси. Область, в которой скорость остается постоянной, называется ядром струи (на рис. VIII.3 ядро показано пунктиром). Длина ядра струи l_0 , по данным [24], составляет около $5d_0$. Чтобы получить наибольший гидромониторный эффект, необходимо стремиться к минимальному расстоянию l от нижнего торца насадки до забоя. Это расстояние ограничено опасностью размыва крепления насадки и корпуса долота отраженным от забоя потоком жидкости.

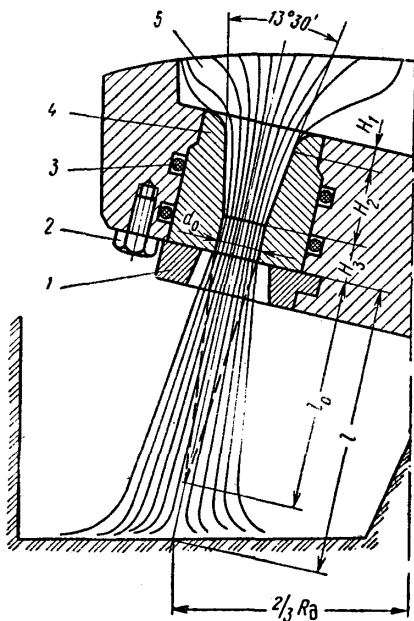


Рис. VIII.3. Схема гидромониторной системы промывки лопастного долота. ГМУ конструкции АЗИНМАШ

§ 3. КИНЕМАТИКА И ЭНЕРГЕТИКА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ЛОПАСТЕЙ ДОЛОТА С ГОРНОЙ ПОРОДОЙ

Под действием осевой нагрузки P_z (см. рис. V.1, а) лопасть долота внедряется в горную породу и далее, вращаясь вместе с долотом вокруг его оси, срезает-скалывает слой породы толщиной δ . При этом каждая точка лопасти совершает винтовое движение.

Поступательное перемещение любой точки (подача долота)

$$L_z = \delta n_d t, \quad (\text{VIII.1})$$

где n_d — частота вращения долота; t — время.

Если долото имеет m лопастей, то

$$L_z = m \delta n_d t. \quad (\text{VIII.2})$$

Произведение $m\delta = \delta_0$ не что иное, как проходка за один оборот долота.

Перемещение точки при ее вращательном движении

$$L_0 = 2\pi R n_d t, \quad (\text{VIII.3})$$

где R — расстояние от оси вращения до рассматриваемой точки лопасти (радиус вращения).

Скорость поступательного движения любой точки долота

$$v = dL_z/dt = \delta_0 n_d.$$

Окружная скорость рассматриваемой точки

$$v_0 = dL_0/dt = 2\pi R n_d. \quad (\text{VIII.4})$$

Абсолютная скорость движения рассматриваемой точки

$$v_a = \sqrt{v_0^2 + v^2}. \quad (\text{VIII.5})$$

Подставив значения v_0 и v в формулу (VIII.5), получим

$$v_a = n_d \sqrt{(2\pi R)^2 + \delta_0^2}. \quad (\text{VIII.6})$$

Из формулы (VIII.6) следует, что на оси долота ($R = 0$) скорость $v_a = v = n_d \delta_0$. По мере увеличения R влияние скорости v на v_a уменьшается. Для удаленных от оси долота точек, когда $R \gg \delta_0$, скоростью v можно пренебречь. Для этих точек скорость движения прямо пропорциональна радиусу R .

Работа, совершаемая долотом за один оборот, равна сумме вертикальной A_z и тангенциальной A_0 составляющих

$$A_0 = A_z + A_\theta, \quad (\text{VIII.7})$$

причем $A_z = G \delta_0$, $A_\theta = 2\pi M$, где G — осевая нагрузка на долото, M — крутящий момент на долоте.

В приближенных расчетах принимают [8]

$$M = M_{уд} G, \quad (\text{VIII.8})$$

где $M_{уд}$ — удельный момент на долоте. Тогда

$$A_0 = G (\delta_0 + 2\pi M_{уд}). \quad (\text{VIII.9})$$

Далее по формуле (VII.10) можно рассчитать энергоемкость разрушения породы лопастным долотом.

Момент на долоте складывается из сопротивления горной породы скалыванию, трения лопастей о забой и стенку скважины. Практически момент определяется либо прямыми измерениями, либо рассчитывается по мощности, расходуемой на бурение.

Эффективность процесса разрушения оценивается по удельной объемной работе разрушения A_v , определяемой по формуле (VII.10). В работе [8] рекомендуется по A_v проводить оценку области применения лопастных долот.

§ 4. ДИНАМИКА ЛОПАСТНОГО ДОЛОТА

В процессе бурения лопастными долотами наблюдаются крутильные и поперечные колебания долота, которые могут привести к значительным динамическим нагрузкам на лопасти и буриль-

ный инструмент. Основные причины возникновения колебаний — неравномерная подача долота и неравномерное скалывание горной породы перед лопастями. Условием, обеспечивающим развитие колебаний, является значительная потенциальная энергия U упругого деформирования бурильной колонны, которая связана с крутящим моментом M и углом закручивания колонны φ соотношением $U = M\varphi/2$.

Механизм развития крутильных колебаний. Неравномерная подача долота приводит к колебаниям осевой нагрузки P_z и толщины скалываемого слоя δ . При ускорении подачи возрастают P_z и δ , а следовательно, и момент на долоте. Это приводит к дополнительному закручиванию колонны на угол $\Delta\varphi_1$ и к увеличению потенциальной энергии до U_1 . При последующем замедлении подачи P_z и δ уменьшаются, уменьшается и момент на долоте, а потенциальная энергия колонны должна понизиться до U_2 . При этом бурильная колонна раскручивается на угол $\Delta\varphi_2$:

$$\Delta\varphi_2 = 2 \left(\frac{U_1}{M_1} - \frac{U_2}{M_2} \right). \quad (\text{VIII.10})$$

При бурении пластично-хрупких пород разрушение перед лопастью происходит неравномерно. Под действием тангенциальной силы в горной породе перед лопастью достигается предельное состояние, и порода скалывается. При этом δ уменьшается до величины, близкой к нулю, и соответственно резко уменьшается момент сопротивления вращению долота. Освободившаяся потенциальная энергия бурильного инструмента обуславливает вращение долота с ускорением. Однако по мере поворота долота δ вновь возрастает, сопротивление вращению увеличивается, ускорение уменьшается и, наконец, меняет знак, т. е. долото вращается с замедлением (в пределе угловая скорость может оказаться равной 0) до момента, пока не произойдет следующий скол породы перед лопастями.

Таким образом, угловая скорость колеблется около среднего значения с амплитудой и частотой, которые зависят от свойств горной породы и жесткости бурильного инструмента. В неравномерном вращении принимает участие и бурильный инструмент, имеющий значительную массу, что обуславливает возникновение больших динамических нагрузок на долото и инструмент в фазе замедления вращения при крутильных ударах. Если частота вынужденных колебаний близка к собственной частоте крутильных колебаний бурильного инструмента, то могут наблюдаться резонансные явления, опасные как для долота, так и для бурильного инструмента.

Механизм возникновения поперечных колебаний рассмотрим на примере двухлопастного долота (рис. VIII.4). Долото вращается вокруг оси O с угловой скоростью ω_d . В какой-то момент времени перед лопастью A происходит скол породы, а перед лопастью B не происходит. При этом меняется соотношение сил сопротивления

вращению у лопастей и ось вращения перемещается из точки O в точку O_1 (рис. VIII. 4, а), так как должно сохраняться условие $P'_\theta R' = P''_\theta R$.

Из схемы видно, что при вращении долота вокруг новой оси лопасть, двигаясь по дуге AA' , будет врезаться в стенку скважины, а лопасть B отходить от стенки. При этом ось долота движется по дуге OO' , т. е. происходит поперечное перемещение долота.

Брезание в стенку лопасти A увеличивает сопротивление ее движению. Соответственно растет усилие и на лопасти B , перед которой порода также скалывается и ось вращения перемещается

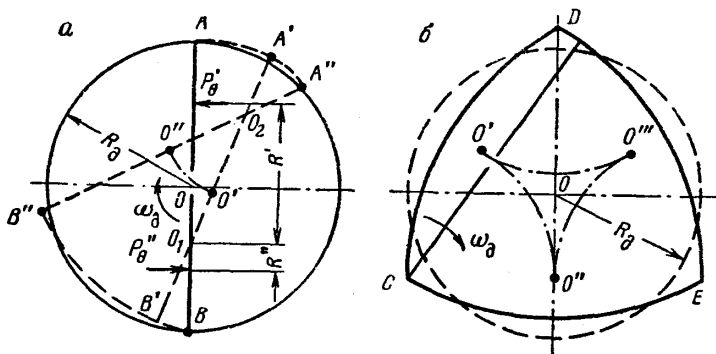


Рис. VIII.4. Схема движения лопастей двухлопастного долота (а) и сечение образуемой им скважины (б) при поперечных колебаниях:

$O'-O''-O'''$ — траектория движения оси долота

в точку O_2 . Далее лопасть B , двигаясь по дуге $B'B''$ врезается в стенку, а лопасть A отходит от нее. Ось долота движется по дуге $O'O''$, т. е. долото совершает поперечное движение в обратном направлении.

Результатом этого процесса является образование скважины в виде многоугольника с числом вершин на одну больше, чем число лопастей долота (рис. VIII.4, б), и переменное вращение долота вокруг осей, лежащих в вершинах многоугольника. Ось долота движется по траектории $O'O''O'''$. Треугольник CDE построен для идеализированного долота, в котором не учтены толщина лопастей и взаимодействие корпуса долота со стенкой скважины. Площадь CDE меньше, чем площадь круга радиусом R_d .

Следовательно, при постоянной энергоемкости разрушения породы на образование некруглой скважины понадобится меньше энергии, чем на образование круглой скважины, т. е. исходя из принципа наименьшего действия, вероятность получения некруглой скважины значительно выше, чем круглой. Некруглая форма скважины нежелательна, так как при проведении последующих работ в скважине создаются значительные трудности.

Чем больше лопастей имеет долото, тем ближе сечение скважины к круглому. Это одна из причин, по которой трехлопастные долота более широко применяют, чем двухлопастные, а долота ИР выполняют трех- и шестилопастными.

С целью уменьшения амплитуды поперечных колебаний и получения по возможности круглой скважины режущие кромки лопастей готовят так, чтобы образуемый ими забой имел выпуклую форму (см. рис. VIII.2), а над долотом устанавливают калибраторы.

§ 5. ИЗНОС ЛОПАСТНЫХ ДОЛОТ

При бурении рабочая кромка и боковые грани лопастей находятся в постоянном контакте с забоем и стенкой скважины и интенсивно изнашиваются. По мере изнашивания режущей кромки увеличивается притупление лопасти, уменьшается удельное давление на горную породу, и, как следствие, снижается механическая скорость проходки.

По мере изнашивания боковых граней уменьшается диаметр долота, а следовательно, и скважины. При значительном уменьшении диаметра скважину во время спуска нового долота необходимо расширять (проработать), чтобы не допускать заклинивания долота. Это снижает показатели бурения, поэтому боковые грани долот усиленно армируются.

Решающее влияние на износ вооружения долота оказывает мощность трения. Если принять, что интенсивность нормальной нагрузки P_i постоянна по длине лопасти, то интенсивность мощности трения

$$N_i = f P_i \omega_d R, \quad (\text{VIII.11})$$

где R — радиус вращения рассматриваемого сечения лопасти; ω_d — угловая скорость долота.

Удельная мощность трения связана с интенсивностью мощности зависимостью

$$N_{уд} = N_i / b, \quad (\text{VIII.12})$$

где b — притупление лопасти.

При линейной зависимости скорости изнашивания металла лопасти от удельной мощности логично ожидать линейного распределения износа по лопасти (рис. VIII.5, а).

В этом случае притупление b увеличивается тем больше, чем больше R , следовательно, произойдет изменение распределения P_i в соответствии с изменением b .

Рассмотрим два сечения 1—1 и 2—2 (рис. VIII.5, а). Если отношение $P'_i / P''_i = b_1 / b_2$, а отношение удельных мощностей

$$\frac{N'_{уд}}{N''_{уд}} = \frac{P'_i R_1 b_2}{P''_i R_2 b_1},$$

то, подставив значения отношения интенсивности нагрузок, получим

$$N'_{уд}/N''_{уд} = R_1/R_2, \quad (\text{VIII.13})$$

т. е. отношение удельных мощностей по сечениям в процессе изнашивания не изменилось, следовательно, нельзя ожидать и изменения распределения скоростей изнашивания по длине режущей кромки.

В случае нелинейной зависимости скорости изнашивания металла лопасти от удельной мощности трения следует ожидать нелинейного распределения износа по длине режущей кромки (рис. VIII.5, б).

Боковая грань лопасти более интенсивно изнашивается у режущей кромки. Вверх по грани интенсивность изнашивания снижается, что объективно обусловлено уменьшением нормальной нагрузки на грань лопасти по мере разрушения породы на стенке скважины.

Угол лопасти, образованный режущей кромкой и боковой гранью, находится в самых неблагоприятных условиях (наибольшая удельная мощность трения и наихудшие условия охлаждения промывочной жидкостью), поэтому в процессе изнашивания он скругляется.

Износостойкость лопастных долот определяется износостойкостью армирующих твердых сплавов, поэтому долговечность долот можно рассчитывать, если известны показатели абразивности пород по отношению к твердому сплаву.

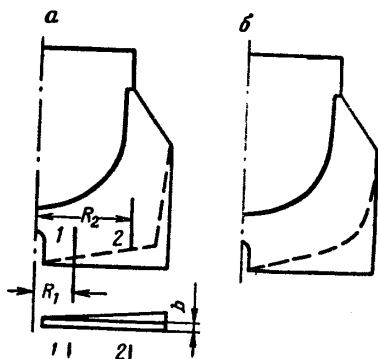


Рис. VIII.5. График распределения износа по длине режущей кромки лопасти при линейной (а) и нелинейной (б) зависимостях скорости изнашивания от удельной мощности трения

§ 6. ОДНОШАРОШЕЧНЫЕ ДОЛОТА

По мере увеличения твердости и абразивности горных пород проблема создания высокопроизводительного долота истирающе-режущего класса становится все сложнее. Для того чтобы повысить эффективность разрушения увеличением удельного давления на забой, необходимо уменьшить опорную поверхность вооружения, но при этом снижается долговечность долота, так как уменьшается запас вооружения.

Под запасом вооружения будем понимать объем металла, который может быть изношен в процессе бурения до полного выхода долота из строя.

Оптимальным решением было бы создание такого долота, у которого одновременно работала бы только часть вооружения,

а остальное вооружение вступало бы в работу по мере выхода из контакта с породой работающего вооружения.

Исходя из этого принципа был создан ряд конструкций дисковых и одношарошечных долот с шарошками разной формы, однако серийно выпускают только одношарошечные долота со сферическими шарошками. Конструкция такого долота приведена на рис. VIII.6, а. Долото имеет корпус 1 с присоединительной резьбой, нижняя часть корпуса выполнена в виде лапы 2 с на-

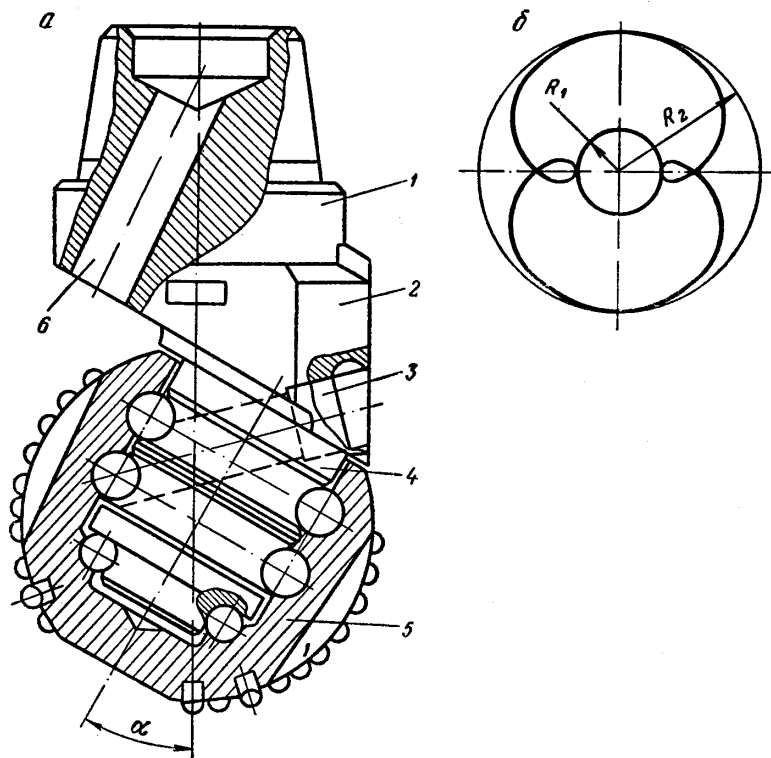


Рис. VIII.6. Одношарошечное долото

клоненной под 30° цапфой 4. На цапфе на радиально-упорных шарикоподшипниках установлена сферическая шарошка 5. Шарикоподшипники двустороннего действия (замковые) собирают через отверстие в лапе и цапфе. После сборки отверстие закрывают пальцем 3, который приваривают к корпусу. В корпусе имеются полость и промывочное отверстие 6, образующие систему промывки долота.

Сферическая шарошка вооружена твердосплавными зубками формы Г23. Кроме того, в теле шарошки выполнены пазы для

улучшения выноса шлама, охлаждения вооружения и проходимости долота по стволу скважин при спуско-подъемных операциях.

В процессе разрушения породы элементы вооружения шарошки совершают сложное движение относительно забоя скважины, обусловленное вращением шарошки вокруг своей оси и вращением корпуса долота. Подробно кинематика одношарошечного долота описана в [21]. Рассмотрим лишь основные результаты изучения кинематики.

Корпус долота вращается с угловой скоростью ω_d . Тогда угловая скорость шарошки ω относительно цапфы

$$\omega = \frac{\omega_d}{\cos \alpha + \sin \alpha \operatorname{tg} \alpha_0}, \quad (\text{VIII.14})$$

где α — угол наклона цапфы к оси долота; α_0 — угол наклона мгновенной оси вращения шарошки к горизонтальной плоскости.

Угол α_0 определяют из условия минимума суммы моментов всех сил, действующих на шарошку. Для практических расчетов рекомендуется принимать $\alpha_0 = 45^\circ - 55^\circ$. Тогда передаточное отношение $i = \omega / \omega_d = 0,62 - 0,71$, т. е. шарошка относительно цапфы вращается медленнее, чем долото вокруг своей оси.

Траектория движения элемента вооружения шарошки относительно забоя — пространственная эпитрохоида. Проекция траектории на горизонтальную плоскость приведена на рис. VIII.6, б. Из рис. VIII.6, б видно, что элемент вооружения периодически то удаляется, то приближается к оси долота в интервале $R_1 - R_2$, пересекая в двух точках свой след. Воздействие большого числа зубков на забой образует сетку поражения. При этом на забое остается большое количество целиков породы, не поражаемых зубками; эти целики разрушаются истиранием телом шарошки. Наличие целиков обуславливает значительные затраты энергии на неэффективный (весьма энергоемкий) процесс истирания породы и резко снижает скорость проходки одношарошечными долотами. Вредное влияние целиков породы можно снизить увеличением числа зубков на шарошке, оптимальным размещением зубков и увеличением вылета зубков над телом шарошки.

В настоящее время в СевкавНИПИнефть и производственном объединении «Куйбышевбурмаш» ведутся работы по реализации двух последних способов, так как увеличение числа зубков приводит к необходимости повышения нагрузки на долото свыше допустимой. Кроме того, проводятся работы по приближению промывки к забою, в частности, предлагается подвести промывочную жидкость к забою через цапфу и отверстия в шарошке. Однако при этом повышается эрозионный износ цапфы и шарошки.

Одношарошечные долота образуют круглый ствол скважины и в значительно меньшей степени возбуждают поперечные и крутильные колебания бурильного инструмента. Однако задачи многократного увеличения запаса вооружения и улучшения условий его охлаждения созданием одношарошечного долота не были решены.

§ 7. ДОЛОТА, ОСНАЩЕННЫЕ ПРИРОДНЫМИ И ИСКУССТВЕННЫМИ (СИНТЕТИЧЕСКИМИ) АЛМАЗАМИ

Алмаз — минерал, полиморфная модификация углерода. Кристаллы алмаза представляют собой октаэдры, ромбододекаэдры и др. Размеры кристаллов от микроскопических до весьма крупных, массой до 3000 карат (1 карат — 0,2 г). Кристаллическая структура атомная, отличается плотной упаковкой и равномерным распределением связей в пространстве. Это обуславливает высокую плотность ($3,5 \text{ г/см}^3$), твердость и жесткость алмаза. Микротвердость алмаза в 10 раз выше, чем кварца, и в 6 раз выше, чем твердого сплава. Модуль Юнга алмаза $88 \cdot 10^4 \text{ МПа}$, т. е. в 2 раза выше, чем у твердого сплава, и в 4 раза выше, чем у стали. Благодаря этим свойствам он имеет исключительно высокую износостойкость при трении скольжения.

Наряду с преимуществами алмаз имеет и недостатки: он весьма хрупок, имеет совершенную спайность по октаэдру. При температуре 1850°C в вакууме алмаз превращается в графит, на воздухе при температуре $>600^\circ\text{C}$ быстро окисляется и при более высокой температуре сгорает с образованием углекислого газа.

Алмазы делятся на две группы: ювелирные и технические. С точки зрения бурения скважин нас интересуют технические алмазы, которые разделены на три подгруппы: борт, баллас и карбонадо [23, 40].

Борт — алмазы в виде неправильных кристаллов и агрегатов. Цвет желтый, коричневый, серый.

Баллас — шаровидные агрегаты, представляющие собой крупнокристаллическое ядро, покрытое мелкокристаллической корочкой. Цвет от мутно-белого до серого.

Карбонадо — плотные, мелкозернистые агрегаты. Цвет от серого до черного.

Основным сырьем для изготовления буровых долот являются наиболее дешевые алмазы подгруппы борт.

На рабочих поверхностях буровых долот алмазы крепят разными способами. В настоящее время применяют способ порошковой металлургии. Алмазы раскладывают в пресс-форме по заданной схеме и фиксируют клеем. В форму засыпают порошкообразную шихту (например, смесь 90—95 % карбида вольфрама и 10—5 % кобальта) и спрессовывают, причем в качестве пуансона используют корпус долота. Далее проводят спекание при температуре до 1300°C в защитной среде (например, в водородной печи). Для оголения алмазов рабочие поверхности долота подвергают пескоструйной обработке. Зерна алмазов должны выступать над матрицей на $1/5$ — $1/4$ от их диаметра.

В рассмотренных случаях алмазы располагают только в поверхностном слое матрицы. Такие долота называются однослойными. При этом используют алмазы размером 2—3 мм (от 3 до 12 зерен на карат).

При использовании мелких зерен (до 1000 зерен на карат) их размещают в поверхностном слое матрицы толщиной 5—6 мм (т. е. они входят в состав шихты, образующей этот слой). Такие долота называются импрегнированными.

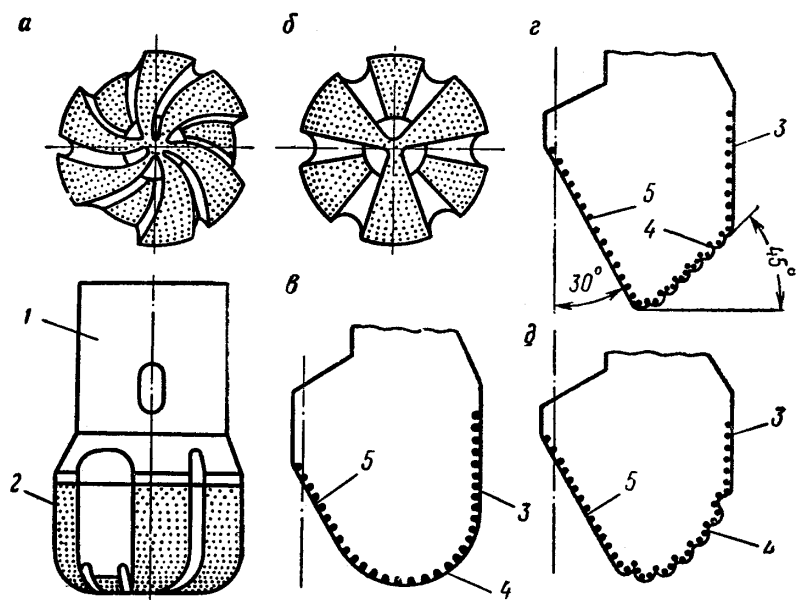


Рис. VIII.7. Алмазные долота

Алмазное долото (рис. VIII.7, а) состоит из стального корпуса 1, в котором нарезана присоединительная резьба, и твердосплавной матрицы 2, образованной из шихты. Корпус и матрица соединяются в процессе спекания шихты. Алмазосодержащие элементы выполнены в виде секторов, разделенных канавками для прохода промывочной жидкости. Раскладка алмазов должна обеспечивать полное перекрытие забоя по радиусу и примерное равенство работы трения, приходящейся на каждое зерно. Промывочные канавки выполняются спиральными (рис. VIII.7, а) и радиальными (рис. VIII.7, б).

На рис. VIII.7, в, г, д показаны профили секторов алмазных долот. Из рис. VIII.7 видно, что цилиндрическая поверхность 3 сектора, калибрующая стенку, переходит в торцовую или коническую наружную поверхность 4, разрушающую забой, прилегающий к стенке скважины. В свою очередь, наружная поверхность сектора переходит во внутреннюю коническую поверхность 5, разрушающую центральную часть забоя.

Профиль поверхности 4 может выполняться гладким (в), ступенчатым (г) и с торовидными (д) выступами. Высоту ступени

подбирают такой, чтобы на ней размещалось не менее трех рядов алмазов.

Долота ИСМ. Институтом сверхтвердых материалов (ИСМ) АН УССР на основе искусственных алмазов создан высокопрочный износостойкий материал славутич. Элементы вооружения из этого материала готовят в виде цилиндрических зубков со сферической рабочей поверхностью методом порошковой металлургии. Зубки запрессовываются в отверстия на рабочих элементах долота.

Вооружение долот ИСМ разрушает горную породу истиранием и микрорезанием выступающими над поверхностью зубков зернами искусственных алмазов. В мягких горных породах возможно резание-скалывание породы зубками из славутича, подобно работе твердосплавных штырей долот ИР.

Долота с вооружением из искусственных поликристаллических алмазов [12]. В отличие от алмазов в виде монокристаллов искусственные поликристаллические алмазы не имеют анизотропии свойств, что обеспечивает их повышенные прочность и износостойкость. На основе поликристаллических алмазов созданы новые износостойкие высокоэффективные элементы вооружения для режуще-скалывающих и истирающе-режущих буровых долот.

Основу элемента вооружения составляет алмазно-твердосплавная пластинка. В США такие пластинки выпускаются под названием Стратапакс (рис. VIII.8, а). Диаметр пластинок 13 мм, толщина (высота) 3,4; 8,0 и 13,2 мм, слой поликристаллических алмазов толщиной 0,5 и 0,7 мм. Прочность твердого сплава на изгиб на 70 % выше прочности поликристаллического алмаза, поэтому пластинка в виде композиции названных материалов обладает оптимальным сочетанием свойств: твердостью, абразивной износостойкостью и прочностью на изгиб. Пластинка методом диффузионной сварки крепится к твердосплавной опоре. В результате получается элемент вооружения (рис. VIII.8, б), который запрессовывается в отверстия стального корпуса долота или крепится в твердосплавной матрице методом вторичного спекания.

Для обеспечения высокой работоспособности поликристаллических алмазов необходимо, чтобы угол наклона пластинок к вертикали был не менее 20° (угол α на рис. VIII.8, б).

Долота с вооружением из поликристаллических алмазов предназначены для разбуривания мягких и средней твердости горных пород. Применение таких долот в трещиноватых породах, где возможны ударные нагрузки, нецелесообразно.

Долота для бурения мягких горных пород имеют стальной корпус. Для защиты от гидроэрозийного изнашивания поверхность долота имеет твердосплавное покрытие, которое наносится методом плазменно-дуговой наплавки. Общий вид вооружения одного из долот типа М показан на рис. VIII.8, в. Схему размещения элементов вооружения и промывочных каналов выбирают из условия, чтобы каждый элемент разрушал одинаковый объем породы и имел одинаковые условия охлаждения.

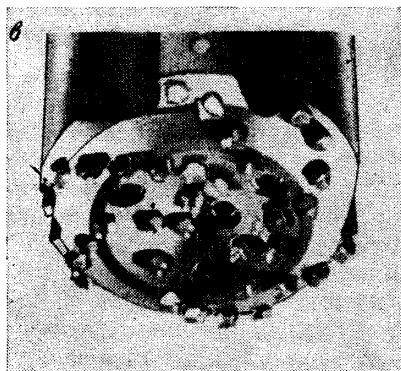
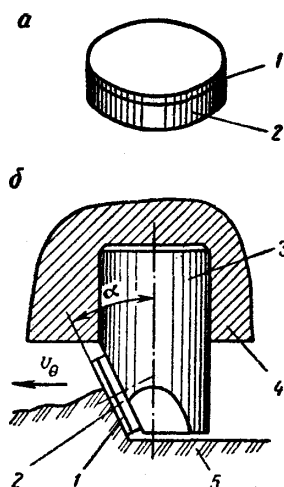


Рис. VIII.8. Общий вид пластинки Стратапакс (а), схема работы элемента вооружения (б) и общий вид вооружения долота фирмы «Кристенсен» для разбуривания мягких пород (в):

1 — поликристаллические алмазы; 2 — твердый сплав; 3 — твердосплавная опора; 4 — корпус долота; 5 — разрушаемая горная порода

Дорогие исходные материалы и сложная технология изготовления долот обуславливают их высокую стоимость (не ниже стоимости долот, оснащенных природными алмазами). Однако механическая скорость бурения такими долотами кратно выше, чем долотами, оснащенными природными алмазами. Это резко повышает их конкурентоспособность по отношению к РС, ИР и шарошечным долотам.

§ 8. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ И ОСОБЕННОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ АЛМАЗНЫХ ДОЛОТ

Область применения алмазных долот. Долота с гладким профилем секторов предназначены для разрушения средних с прослоями твердых и твердых горных пород средней абразивности, а долота с негладким профилем секторов используют для разрушения малоабразивных мягких и средней твердости горных пород. Стоимость алмазных долот зависит от качества (цены) и расхода алмазов на одно долото и, как правило, на порядок и более превышает стоимость долот ИР. Следовательно, применение таких долот экономически выгодно только в том случае, если проходка на алмазное долото многократно выше проходки на неалмазное.

Особенность показателей работы алмазных долот — низкая механическая скорость проходки, не превышающая 0,5—1,5 м/ч. Однако при правильной отработке проходка на долото превышает в 10—100 раз и более проходку на обычные долота. Поэтому алмазные долота целесообразно применять при глубине бурения более 2500 м, когда можно получить большую экономию времени в результате сокращения спуско-подъемных операций.

Особенности бурения алмазными долотами обусловлены конструкцией рабочих элементов и свойствами алмазов. Алмазные зерна выступают из матрицы на незначительную величину и разрушают горную породу микрорезанием и истиранием. Поэтому с увеличением осевой нагрузки на долото внедрение алмазов быстро достигает своего предельного значения. Дальнейшее повышение нагрузки не приводит к увеличению эффективности разрушения породы, а возрастающая при этом работа сил трения может вызвать значительный износ матрицы, оголение и выпадение алмазов. Кроме того, растет опасность чрезмерного повышения температуры алмазов, их окисления и даже графитизации. В этом случае большую роль играет эффективное охлаждение рабочих поверхностей долота. Однако очень высокая интенсивность промывки может вызвать эрозионный износ матрицы. Поэтому режим работы строго регламентирован инструкциями по применению алмазных долот.

Опасность перегрузок не допускает использования алмазных долот для проработки скважины (расширения ствола до номинального диаметра). В то же время некруглое сечение скважины, образованное предшествующими неалмазными долотами, затрудняет свободное прохождение алмазного долота по стволу. Поэтому диаметр алмазного долота меньше диаметра соответствующего неалмазного долота. Например, неалмазному долоту диаметром 190,5 мм соответствует алмазное долото диаметром 188 мм.

Высокая хрупкость алмазов не допускает наличия на забое скважины твердых предметов, обломков зубков долот и т. п. Перед спуском алмазного долота скважину необходимо прошаблонировать твердосплавным долотом, по форме подобным алмазному, с шламоуловителем. Диаметр шламоуловителя должен обеспечить скорость восходящего потока жидкости около 5 м/с. При такой скорости с забоя будут подняты даже обломки твердого сплава. Выше шламоуловителя скорость восходящего потока резко падает до 1 м/с. При этом крупный шлам и металлические обломки выпадают в шламоуловитель. Меньшие скорости нежелательны из-за засорения шламоуловителя мелким шламом.

Износ алмазных долот и выход их из строя может произойти в результате эрозионного и абразивного изнашивания матрицы и потери алмазов, растрескивания и выпадения алмазов под действием динамических нагрузок, пригорания и истирания алмазов, забивания системы промывки долота и образования на нем сальника.

Признаки выхода из строя долота — снижение скорости проходки и увеличение давления на насосе.

Долота ИСМ в значительно меньшей степени, чем алмазные, чувствительны к динамическим нагрузкам; они не требуют специальной подготовки скважины перед спуском. Все эти преимущества позволяют долотам ИСМ успешно конкурировать с алмазными долотами при бурении на больших глубинах. На малых

глубинах из-за низкой механической скорости проходки (как и у алмазных) эти долота применять нецелесообразно.

§ 9. ШИФРЫ ДОЛОТ РЕЖУЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО И ИСТИРАЮЩЕ-РЕЖУЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

Шифр долот [18] отражает особенности конструкции, диаметр и тип долота (для горных пород какой твердости они предназначены). Режуще-скалывающие долота шифруются следующим образом: арабская цифра обозначает число лопастей; буква Л означает, что долото лопастное; буква Г следует за буквой Л в случае гидромониторной системы промывки. В случае обычной системы промывки буква Г отсутствует; диаметр долота, мм; тип долота М или МС.

Например, 2Л-161,1М — двухлопастное долото с обычной системой промывки диаметром 161,1 мм для разбуривания мягких горных пород (типа М); 3ЛГ-190,5МС — трехлопастное долото с гидромониторной системой промывки диаметром 190,5 мм для разбуривания мягких с пропластками средней твердости горных пород (типа МС).

В шифре истирающе-режущих долот вместо буквы Л ставятся буквы ИР. Например, 3ИР-190,5МСЗ — трехлопастное долото с обычной системой промывки диаметром 190,5 мм типа МСЗ; 6ИРГ-215,9С — шестилопастное долото с гидромониторной системой промывки диаметром 215,9 мм типа С.

Долота с вооружением из природных алмазов выпускаются типов М, С и СТ. Общей в шифре для всех типов алмазных долот является первая буква Д.

Долота типа М имеют в шифре вторую букву К, означающую, что долото однослойное со ступенчатым профилем секторов, например ДК212М6. Первое число — диаметр долота в мм, последняя цифра — номер модификации.

Долота типа С имеют аналогичный шифр, например ДК188С6 в случае однослойного вооружения, а в случае импрегнированного вооружения буква К заменяется буквой И, например ДИ212С2.

Долота типа СТ предназначены для разбуривания переходных горных пород от средней твердости к твердым и имеют в своем шифре вторую букву Р, что означает радиальное расположение канавок для прохода промывочной жидкости, например ДР188СТ1.

Долота, вооруженные синтетическими алмазами, выпускаются только типа С, но четырех разновидностей. В шифре долота третья буква С означает, что алмазы синтетические, например ДКС188С6.

Долота ИСМ выпускаются трех разновидностей: режущие, подобные шестилопастным долотам; торцовые, похожие на фрезеры и предназначенные для вспомогательных работ в скважине; истирающие, похожие на алмазные долота.

Режущие долота могут выполняться как с обычной, так и гид-

ромониторной системой промывки и шифруются следующим образом: например, ИСМ-188-РГ-10 — долото ИСМ диаметром 188 мм, режущее с гидромониторной системой промывки, 10-я модификация.

Торцовые долота выпускаются типа МС и в шифре содержат букву А, например, ИСМ-212-А-МС-2.

Истирающие долота выпускаются трех типов: М, МС и С. Конструктивные особенности этих долот в шифре отражения не нашли. Примеры шифров: ИСМ-188-МС-2, ИСМ-212-С-3 и т. п., где последняя цифра означает модификацию долота.

Глава IX

ДОЛОТА ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

§ 1. ПРИНЦИПЫ РАБОТЫ И ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИИ ДОЛОТ ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

В начале XX в. при бурении скважин на нефть применяли два способа бурения: ударный и вращательный. При ударном способе долота эффективно разрушали твердые хрупкие породы, а в пластичных горных породах показатели были очень низкими. При вращательном способе использовали лопастные долота, которые, в свою очередь, обеспечивали хорошие показатели только в мягких пластичных горных породах. Развитие техники, создание все более мощных двигателей позволяли использовать на забое скважины все большую мощность и повышать скорости бурения. В этом направлении ударный способ бурения быстро исчерпал себя из-за больших инерционных нагрузок в бурильном инструменте при увеличении частоты ударов. Значительно большие возможности по реализации мощности на забое скважины имел вращательный способ бурения, но не было породоразрушающего инструмента, имеющего большой запас вооружения и способного эффективно разрушать твердые абразивные горные породы. Такое долото было изобретено в 1909 г. Юзом (США).

Долото Юза — прообраз современных долот дробяще-скалывающего действия с коническими шарошками. Оно имело две одноконусные шарошки со сплошными зубьями, нарезанными вдоль образующей конусов (около тридцати зубьев на шарошке). При вращении долота шарошки перекатывались по забою, опираясь на него то одним, то двумя зубьями. Следовательно, одновременно в контакте находилось не более четырех зубьев долота, а остальные пятьдесят шесть как бы в резерве. Каждый из зубьев можно противопоставить лопасти долота и убедиться, что запас вооружения увеличился в 30 раз по сравнению с двухлопастным долотом, хотя удельное давление на забой при одинаковой осевой нагрузке

не уменьшилось. Более того, перекатываясь с зуба на зуб (см. рис. V.1, *в*), долото наносило удары по забою, осуществляя дробящее действие, т. е. это долото обладало и эффектом ударного бурения.

Зубья шарошечного долота находятся в контакте с горной породой весьма короткое время, а выйдя из контакта, интенсивно охлаждаются промывочной жидкостью непосредственно со стороны рабочей поверхности. Это позволило резко увеличить удельную мощность, реализуемую зубьями, по сравнению с лопастными долотами без опасности развития катастрофического изнашивания.

Первые шарошечные долота имели одноконусные шарошки с вершиной, лежащей на оси долота. Они обладали незначительной скалывающей способностью и давали хорошие результаты только в хрупких горных породах. Однако при бурении пластично-хрупких и особенно высокопластичных горных пород скорость проходки была весьма низкой. Для разрушения таких горных пород необходимо было повысить скалывающую способность долот. Решение этой задачи велось двумя путями.

Первый путь — создание долот с цилиндрическими и слабokonическими шарошками. При вращении такой шарошки (рис. IX.1, *а*) вокруг зуба, которым она опирается на забой, одновременно шарошка поворачивается вокруг оси, перпендикулярной к забою, в результате вращения долота вокруг своей оси. В процессе поворота шарошки из позиции I в позицию II зуб долота относительно забоя совершает два движения — поворот вокруг вертикальной оси и возвратно-поступательное движение вначале к центру скважины, а затем от центра. При этом зуб оказывает скалывающее воздействие на участке забоя, показанном на рис. IX.1, *а* штриховкой. Скважина калибруется углами зубьев, контактирующими со стенкой скважины.

Основные недостатки таких шарошек — их плохое вписывание в скважину и очень большой износ части зубьев, прилегающей к торцам шарошек. Для уменьшения этих недостатков конструкторы вынуждены были уменьшать диаметр шарошек и их длину, т. е. проектировать многошарошечные долота. Для улучшения калибровки скважины оси шарошек, обрабатывающих стенку скважины, устанавливали наклонно к плоскости забоя, а шарошки выполняли слабokonическими. В настоящее время долота с такими шарошками применяют в основном при бурении кольцевым забоем.

Второй путь — приспособление вооружения долот с коническими шарошками и кинематики их взаимодействия с забоем для эффективного разрушения пластично-хрупких и высокопластичных горных пород. Эта задача решается (рис. IX.1, *б*) выполнением шарошек многоконусными, выносом их вершин за ось долота на величину f и смещением осей шарошек в плане на величину k в направлении вращения долота. Эти приемы позволяют получить необходимый скалывающий эффект.

Шарошки имеют два обязательных конуса (см. рис. IX.1, б): основной 3, взаимодействующий с забоем скважины, и обратный 1, взаимодействующий со стенкой скважины. Остальные конусы, взаимодействующие с забоем скважины, называются дополнительными. Нумерация их ведется от основного конуса: первый дополнительный конус 2, второй дополнительный конус и т. д.

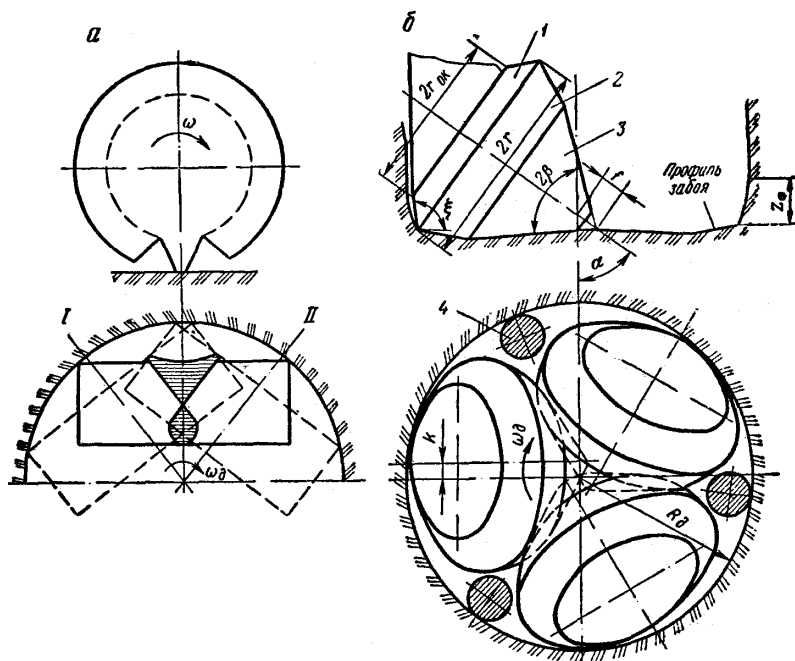


Рис. IX.1. Схема взаимодействия цилиндрической (а) и двухконусной (б) шарошек с забоем скважины:

ω — угловая скорость шарошки; ω_d — угловая скорость долота; 1, 2, 3 — обратный, дополнительный и основной конусы шарошек соответственно; 4 — зона поражения забоя гидромониторной струей жидкости

Многоконусность шарошек обуславливает неплоскую поверхность забоя (см. рис. IX.1, б). Основной конус шарошек формирует выпуклую часть забоя, а дополнительные конусы — вогнутую часть забоя. Выпуклый забой способствует центрированию долота в процессе бурения. Угол 2β при вершине основного конуса выбирают из условия получения шарошки максимального объема.

Смещение осей шарошек приводит к тому, что образующая скважины при подходе к забою искривляется (отрезок z_ϕ на рис. IX.1, б). На этом участке ствола стенка скважины фрезеруется вооружением обратного конуса шарошки. Для сохранения диаметра скважины неизменным необходимо, чтобы обратный конус касался стенки скважины не в одной точке, а по всей высоте. Поэтому $\xi > 90^\circ$ и только в случае $k=0$ $\xi = 90^\circ$.

Основные элементы современного шарошечного долота рассмотрим на конкретном примере (рис. IX.2). Шарошечные долота выпускают главным образом в секционном исполнении. Каждая

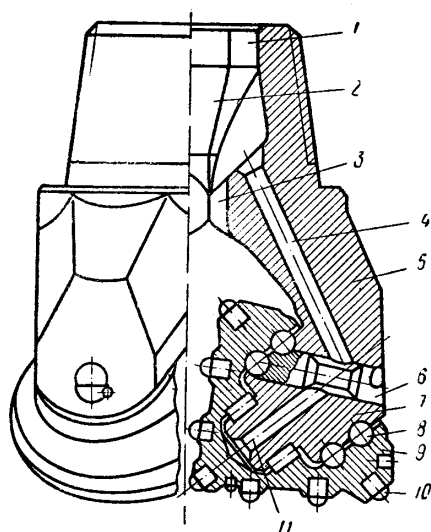


Рис. IX.2. Трехшарошечное долото

секция включает лапу 5, на цапфе 7 которой с помощью подшипников 8 установлена шарошка 9, имеющая вооружение в виде зубчатых или сплошных венцов 10. Секции соединены между собой сваркой. На верхнем конце сваренных секций (долота) выполняется конус и нарезается присоединительная резьба. Двухрядный шариковый подшипник собран через отверстие, которое закрывается пальцем 6.

Шарошечные долота выполняются с обычной и гидромониторной системами промывки. Система промывки долота, показанная на рис. IX.2, включает внутреннюю полость долота 1, сужающийся подводящий канал 2 и цилиндрическое промывочное отверстие 3. В долотах для бурения с продувкой воздухом в лапах и цапфе сверлят отверстия 4 и 11 для охлаждения подшипников и защиты их от засорения шламом.

Подшипники опоры долота, приведенного на рис. IX.2, смазываются промывочной жидкостью. В настоящее время разработаны долота с герметизированными опорами и автономной системой смазки подшипников.

Таким образом, современное шарошечное долото дробяще-скалывающего действия состоит из лап, шарошек, несущих на себе породоразрушающие элементы (вооружение), и опор шарошек. Кроме того, долото имеет две системы — промывки и смазки опор.

Основные марки стали для изготовления долот приведены в табл. IX.1.

Таблица IX.1 Марки сталей для изготовления долот

Диаметр долота, мм	Марка стали		
	для шарошек	для лап	для тел качения
≤ 190	17НЗМА	14Х2НЗМА	55СМ5ФА
≥ 214	18ХНЗМА, 20ХЗА	14Х2НЗМА	55СМ5ФА

Из табл. IX.1 видно, что долота изготавливают из легированных никель-молибденовых и хромоникель-молибденовых сталей. Дл

повышения износостойкости лапы и шарошки подвергаются цементации на глубину 0,6—2,4 мм с последующей двойной закалкой и отпуском.

В последнее время широко применяют высококачественные стали электрошлакового и вакуумно-дугового переплавов.

§ 2. ВООРУЖЕНИЕ ДОЛОТ ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ ИХ ПО НАЗНАЧЕНИЮ

Шарошечные долота имеют вооружение шарошек в виде зубчатых или дисковых венцов. Элементы вооружения могут быть стальными, выфрезерованными в теле шарошки, или твердосплавными, запрессованными в отверстия на венцовых поверхностях шарошек.

Стальное зубчатое вооружение венцов выполняют в виде притупленных клиньев (рис. IX.3, а) фрезерованием. Основные параметры вооружения: начальное притупление b , длина зубьев l (совпадает с шириной венца), начальная высота зубьев h_0 , угол при вершине клина 2γ , шаг размещения зубьев в венце s .

Площадка bl является рабочей поверхностью притупленного клина.

Параметры зубьев зависят от размера и типа долота. Для долот диаметром от 93 до 490 мм b изменяется от 1 до 2,8 мм, l — от 5 до 19 мм (на первых венцах первых шарошек l — от 10 до 48 мм), h_0 — от 5 до 25 мм, 2γ — от 36° до 56° и шаг — от 10 до 80 мм.

Для повышения износостойкости зубья могут быть наплавлены твердым сплавом. Схема наплавки, разработанная во ВНИИБТ, показана на рис. IX.3, а. Высота наплавки одной из граней и внешнего торца зуба не менее $0,7h_0$, а второй грани — не менее $0,3h_0$. Исследования, выполненные в производственном объединении «Куйбышевбурмаш», показали, что у долот типа М и С целесообразно наплавлять оба торца зубьев и одну боковую грань.

Рабочими поверхностями периферийных зубьев являются не только площадки притупления, но и торцы зубьев со стороны обратного конуса, фрезерующие стенку скважины. Поэтому эти зубья выполняются как в виде клина, так и специальной формы: Г-, Т-, П-образные и поперечные (см. рис. IX.3). Со стороны обратного конуса эти зубья имеют твердосплавные цилиндрические вставки и наплавку твердым сплавом. Для улучшения охлаждения на обратном конусе шарошки выполнены канавки.

Твердосплавное зубчатое вооружение венцов выполняется в виде вставных зубков из сплава ВК8-В. Конструкции зубков и схема их установки в теле шарошки приведены на рис. IX.4. Зубки формы Г25 (рис. IX.4, а) имеют радиус скругления рабочей поверхности $R_1=1$ мм и предназначены для разрушения от мягких до твердых горных пород. Зубки Г26 с полусферической головкой (рис. IX.4, б) изготавливают для разрушения крепких и очень крепких пород. Зубки названных форм выпускаются диаметром от 3,2 до 14,3 мм. В настоящее время применяются ограниченно.

Зубки формы К (рис. IX.4, в) в отличие от зубков формы Г26 имеют практически постоянный радиус сферы (у зубков диаметром 8 мм $R_c=3$ мм, а у остальных $R_c=4,2$ мм). Сфера поднята на конусе, что позволило увеличить высоту h головки зубка.

Зубки формы М (рис. IX.4, г) выполняются конусно-клиновыми и предназначены для разрушения мягких горных пород. Радиус скругления рабочей поверхности постоянный и составляет $R_{\text{ц}}=2,5-2,6$ мм.

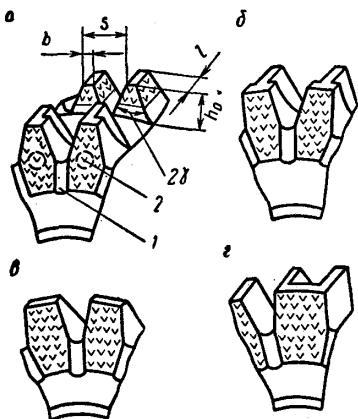


Рис. IX.3. Вооружение шарошек в виде притупленных клиньев и формы зубьев периферийных венцов (вид со стороны обратного конуса):

1 — канавка; 2 — твердосплавная вставка

Зубки формы С (рис. IX.4, д) также конусно-клиновые и предназначены для разрушения пород средней твердости. Радиус скругления рабочей поверхности ($R_{\text{ц}}$) увеличивается с ростом диаметра зубков от 2,6 до 3,2 мм.

Зубки формы Т (рис. IX.4, е) клиновые со скругленной радиусами R_1 и R_2 вершиной. Причем радиус R_1 постоянный и равен 1,8 мм. Эти зубки предназначены для разрушения твердых горных пород.

Зубки форм М, С, Т и К выпускаются с условными диаметрами 8, 10, 11, 12, 13 и 14 мм. Из рис. IX.4 видно, что у зубков от М к Т высота h уменьшается. Например, для зубков с условным диаметром 12 мм высота головки зубка следующая:

Форма зубка	М	С	Т	К
h , мм	8,0	6,5	6,0	5,5

Важнейшие характеристики твердосплавного вооружения — диаметр зубков d , радиус кривизны рабочих поверхностей, вылет зубков h_0 над телом шарошки и шаг s размещения в венце. С точки зрения прочности зубков и надежности крепления их в теле шарошки важными характеристиками являются диаметр d и глубина запрессовки h_1 (см. рис. IX.4, а).

Вооружение периферийных венцов отличается тем, что зубки установлены под наклоном к плоскости забоя, а со стороны обратного конуса запрессованы цилиндрические твердосплавные зубки с плоскими торцами (см. рис. IX.2). Такая конструкция вооружения обеспечивает сохранение диаметра долота неизменным при бурении абразивных пород.

Вооружение шарошек может быть выполнено в виде сплошных дисков. Теория и описание конструкций таких долот даны в [28].

Для бурения в различных горных породах по ГОСТ 20692—75 выпускают долота тринадцати типов. Ниже приведена классификация шарошечных долот по назначению.

Тип долота	М	МС	С	СТ	Т	ТК	—	—
Категория твердости пород	1—3	3, 4	4, 5	5, 6	6, 7	7, 8	—	—
Тип долота	МЗ	МСЗ	СЗ	—	ТЗ	ТКЗ	К	ОК
Категория твердости пород	1—3	3—5	4—6	—	6—8	7—9	8—10	10—12

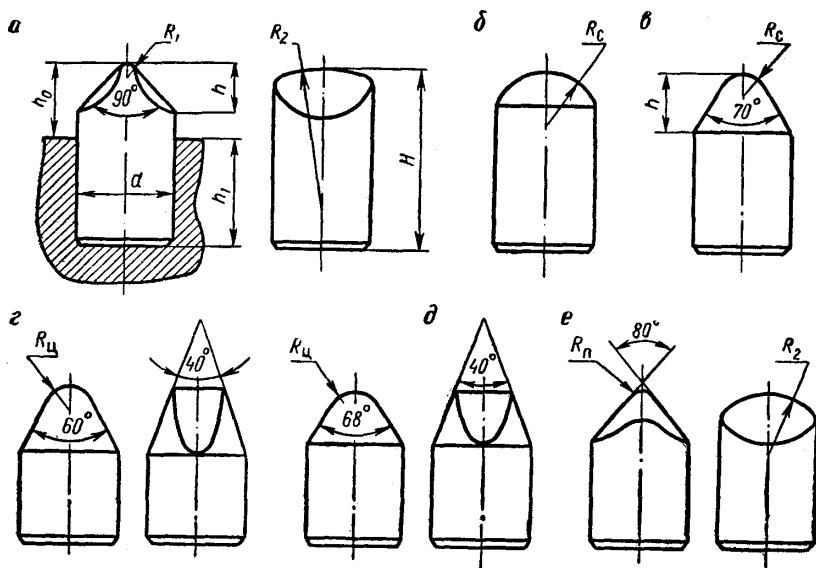


Рис. IX.4. Твердосплавные зубки

Долота типов от М до Т выпускают со стальным фрезерованным вооружением, они предназначены для бурения в мало- и среднеабразивных горных породах. Для бурения высокоабразивных горных пород выпускают долота с твердосплавным вооружением соответствующих типов (МЗ, СЗ, ТЗ). Буква З означает, что вооружение этих долот выполнено из клиновидных твердосплавных зубков.

Для разрушения наиболее твердых пород вооружение выполняют из зубков с полусферической рабочей поверхностью. В шифре долота такое вооружение обозначается буквой К. К этим долотам относятся типы К и ОК.

Для переслаивающихся по твердости пород предназначены долота с комбинированным вооружением: МСЗ — фрезерованные зубья и зубки формы М, ТКЗ — вставные зубки форм С и К.

Фрезерованное вооружение долот различных типов отличается по величине угла 2γ , высоте зубьев h_0 и по их шагу s в венце, а твердосплавное — типом зубков, их вылетом над телом шарошки h_0 (см. рис. IX.4, а) и шагом.

Угол при вершине зубьев 2γ (см. рис. IX.3) должен быть минимальным, чтобы уменьшить интенсивность прироста площади контакта зубьев по мере их износа по высоте, но достаточным с точки зрения прочности зубьев на сжатие с изгибом. Фактические углы 2γ для разных типов долот приведены ниже.

Тип долота	М, МС	С	СТ	Т	ТК
2γ , градус	36—42	42—44	44—46	48—52	52—56

Шаг зубьев в венце должен быть тем больше, чем больше ожидаемая глубина их внедрения в породу, и может быть рассчитан из условия, чтобы в момент вертикального положения рассматриваемого зуба соседние по венцу зубья не воспринимали нагрузку. Это условие запишем в виде

$$\delta_{\max} = r \sin \alpha \left(1 - \cos \frac{2\pi}{z} \right), \quad (\text{IX.1})$$

где $\delta_{\max}$ — максимальное внедрение зуба в породу; z — число зубьев в венце.

Выбранный шаг корректируется с учетом необходимого запаса вооружения венца и схемы поражения забоя.

Высота зубьев определяется шагом, углом 2γ и ограничивается минимально допустимой толщиной тела шарошки, т. е. зависит и от размеров внутренней полости шарошки, где размещаются цапфа и опора. В табл. IX.2 приведены относительные высота и шаг зубьев на основном и периферийном конусах шарошек по типам долот.

Таблица IX.2 Относительные высота h'_0 и шаг s' зубьев

Тип долота	Основной конус		Периферийный венец	
	h'_0	s'	h'_0	s'
М	1	1	1	1
С	0,8	0,6	0,9	0,5
Т	0,6	0,5	0,7	0,4

Стоимость долота зависит главным образом от размера и материала вооружения. Долота с твердосплавным вооружением в 1,5—2 раза дороже долот со стальным.

§ 3. КОЭФФИЦИЕНТ ПЕРЕКРЫТИЯ И ПОРАЖАЕМОСТЬ ЗАБОЯ ВООРУЖЕНИЕМ ДОЛОТ

Расположение венцов на шарошках в пределах долота рассмотрим на схеме развертки долота, показанной на рис. IX.5. Приняты следующие обозначения шарошек и венцов. Самая длинная (полная) шарошка первая, средняя по длине — вторая и самая короткая — третья. Нумерация венцов на шарошках ведется от вершины. Последние венцы называются периферийными.

Из рис. IX.5 видно, что венцы одних шарошек входят в межвенцовое пространство других. Выполнение вооружения в виде венцов позволило кратно увеличить интенсивность нагрузки на вооружение шарошек при неизменной нагрузке на долото и, кроме того, увеличить объем шарошек.

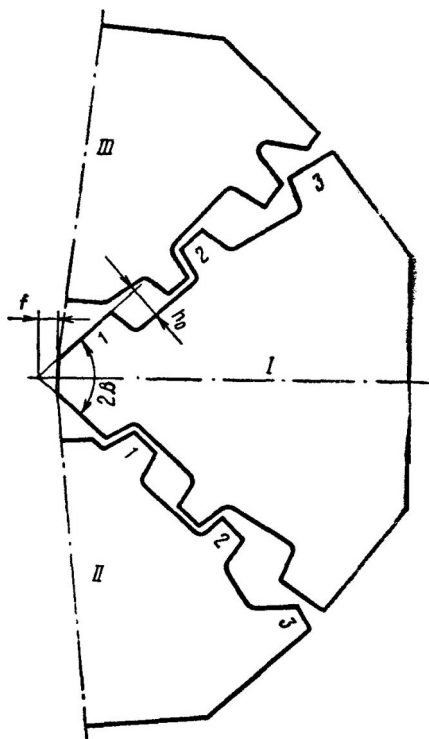


Рис. IX.5. Схема развертки долота типа Т диаметром 190,5 мм:

1, II, III — номера шарошек; 1, 2, 3 — номера венцов

На рис. IX.6 приведена схема поражения забоя вооружением долота. Из рис. IX.6 видно, что каждый венец разрушает свой кольцевой участок забоя. И только периферийные венцы всех шарошек разрушают часть забоя, прилегающую к стенке скважины, последовательно друг за другом. Для того, чтобы периферийные венцы взаимно не зацеплялись, они размещены на дополнительном конусе шарошек. Участки забоя между смежными венцами не поражаются вооружением. Эти участки называются воротниками. Они разрушаются за счет боковых сколов породы и биений долота. Ширина воротников составляет 1,5—2,5 мм.

Полнота разрушения забоя по радиусу скважины характеризуется коэффициентом перекрытия забоя, который вычисляют по формуле

$$\eta = \frac{1}{R_d} \sum_{i=1}^m l_i, \quad (\text{IX.2})$$

где R_d — радиус долота; m — число венцов; l_i — ширина i -го венца.

Трехшарошечные долота имеют коэффициент перекрытия от 0,7 до 1,3, т. е. η близок к единице. Если бы долота имели сплошные зубья по образующей, то $\eta \approx 3$.

Из схемы на рис. IX.6 видно, что зубья поражают забой при первом проходе с шагом s , близком к шагу их размещения в венце.

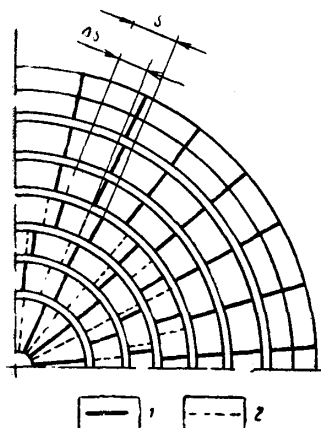


Рис. IX.6. Схема последовательности поражения забоя зубьями долота типа Т:

1 — при первом проходе; 2 — при втором проходе

При повторном проходе одна часть венцов поражает забой в тех же точках, а другая — с некоторым смещением по шагу Δs . Смещение по шагу будем измерять в направлении вращения долота. Обозначим $s_0 = \Delta s/s$ и назовем его относительным смещением по шагу. Величина s_0 изменяется от 0 до 1. При s_0 , равном 0 и 1, забой поражается «след в след». Следы зубьев не лежат на одном радиусе долота. Это значит, что в разные моменты времени с забоем взаимодействует разное число зубьев и фактический коэффициент перекрытия забоя — величина, переменная во времени. Оценим фактический коэффициент перекрытия (η_f). Для удобства рассмотрим его относительную величину

$$\eta' = \eta_f/\eta = \Sigma l' / \Sigma l_i, \quad (\text{IX.3})$$

где $\Sigma l'$ — число зубьев, контактирующих в данный момент. Определение η' — задача статистическая. Ниже приведены статистические характеристики этого коэффициента для долота типа Т.

Размах варьирования	0,083—0,708
Среднее арифметическое η'	0,295
Среднее квадратическое отклонение $s_{\eta'}$	0,115
Диапазон изменения η' с вероятностью 0,95	0,08—0,52

Физический смысл η' — доля от Σl_i вооружения, одновременно участвующего в разрушении забоя скважины.

Полнота разрушения забоя скважины характеризуется поражаемостью забоя, которая равна отношению площади забоя, накрываемой зубками всех шарошек за один оборот долота, к площади забоя скважины:

$$\eta_n = \frac{\sum_{i=1}^z F_i \bar{i}}{\pi R_d^2}, \quad (\text{IX.4})$$

где F_i — площадь сечения зубка; z — число зубков за исключением запрессованных в обратные конусы шарошек; $\bar{i}$ — среднее передаточное отношение долота. Этим показателем принято характеризовать долота с твердосплавным вооружением.

§ 4. КИНЕМАТИКА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ВООРУЖЕНИЯ С ГОРНОЙ ПОРОДОЙ

Шарошечное долото с точки зрения кинематики представляет собой часть пространственного зубчатого или фрикционного механизма с подвижными осями рабочих звеньев — шарошек. Механизм включает ведущее звено в виде соединенных между собой лап, ведомые звенья — шарошки и невращающееся звено — забой. Исследование такого механизма не представляло бы трудностей, если бы были известны передаточные отношения как средние, так и мгновенные, от корпуса долота к каждой из шарошек, т. е.

$$i_j = \omega_j / \omega_d, \quad (IX.5)$$

где i_j — передаточное отношение от корпуса долота к j -й шарошке; ω_j — угловая скорость j -й шарошки; ω_d — угловая скорость долота.

Аналитически определить i_j весьма сложно. Поэтому в настоящее время его определяют экспериментально замером частот вращения шарошек на стенде. При разрушении твердых горных пород частоты вращения шарошек обратно пропорциональны числам зубьев на периферийных венцах. Такой характер вращения обусловлен тем, что зубья периферийных венцов, разрушая забой, образуют на нем зубчатую рейку, которая в дальнейшем обуславливает закон вращения шарошек. Шаг рейки близок к наибольшему шагу периферийных венцов $s_{\max}$. Это позволяет приблизительно оценить число зубьев рейки $z_p: z_p = 2\pi R_d / s_{\max}$. Полученный результат округляется до целого в большую сторону. Тогда передаточные отношения шарошек приблизительно равны

$$i_I = z_p / z_I; \quad i_{II} = z_p / z_{II}; \quad i_{III} = z_p / z_{III}, \quad (IX.6)$$

где I, II, III — индексы, соответствующие номерам шарошек. В случае, когда на периферии шарошки выполнены два венца рядом, а их зубья или зубки расположены в шахматном порядке, число периферийных зубьев принимается равным сумме зубьев этих венцов.

При разрушении пород средней твердости и особенно мягких горных пород устойчивость рейки весьма мала и ее влияние на характер вращения шарошек не столь определенное. Другие важные характеристики долота, влияющие на кинематику взаимодействия элементов вооружения с горной породой, — геометрические размеры шарошек, угол наклона осей шарошек к оси долота α и смещение осей шарошек в плане k .

Величину k удобно привести к безразмерному виду: $k_0 = k / R_d$. По величинам α и k_0 все шарошечные долота делятся на три кинематические подгруппы.

Подгруппа	1	2	3
α , градус	52	54; 57; 57,5	57; 57,5
k_0	0—0,01	0,04—0,05	0,06—0,09
Типы долот, входящие в подгруппу	СТ, Т, ТЗ, ТКЗ, К, ОК	МС, МСЗ, С, СЗ	М, МЗ

Основные уравнения кинематики взаимодействия элемента вооружения долота с горной породой рассмотрим при следующих условиях и допущениях. Перемещение, обусловленное вращением шарошки, принимаем в качестве относительного движения, а перемещение, обусловленное вращением долота,— в качестве переносного.

При качении одиночного венца мгновенная ось вращения скачком переходит с одного элемента вооружения на последующий, в результате чего плоскость, в которой лежит мгновенная ось, отклоняется от вертикали на угол, составляющий до половины углового шага венца, т. е. на $\varphi_z = \pi/z$, где z — число зубьев в венце.

Однако для долота в целом, в котором зубья воздействуют на породу в разных сочетаниях, мгновенная ось вращения переходит не с зуба на зуб одного венца, а с зуба на зуб в пределах всего долота, что резко уменьшает φ_z , так как $\varphi_z = \pi/z_c$, где z_c — число зубьев в свету.

Поскольку z_c — величина случайная, то и φ_z — величина случайная. В пределе, когда $z_c \rightarrow \infty$ $\varphi_z = 0$. В общем случае φ_z нам не известно. Принимаем предельный случай, когда $\varphi_z = 0$ (рис. IX.7).

Координаты точки M , принадлежащей элементу вооружения, равны

$$x = k + r \sin (\varphi_n - \varphi); \quad (\text{IX.7})$$

$$y = c + r \cos \alpha \cos (\varphi_n - \varphi); \quad (\text{IX.8})$$

$$z = r \sin \alpha [1 - \cos (\varphi_n - \varphi)], \quad (\text{IX.9})$$

где φ_n — угол начала взаимодействия элемента вооружения, измеряемый в плоскости вращения венца; φ — угол поворота шарошки от начала взаимодействия.

При принятом допущении φ_n зависит от интенсивности разрушения забоя δ_1 (проходка за один оборот долота) и радиуса R вращения точки M относительно оси долота. В соответствии с рис. IX.7

$$\varphi_n = \arcsin \frac{1}{r} \left[\frac{z_0 \operatorname{tg} \varepsilon}{\operatorname{tg}^2 \varepsilon + \sin^2 \alpha} - \sqrt{\left(\frac{z_0 \operatorname{tg} \varepsilon}{\operatorname{tg}^2 \varepsilon + \sin^2 \alpha} \right)^2 - \frac{z_0^2 - r^2 \sin^2 \alpha}{\operatorname{tg}^2 \varepsilon + \sin^2 \alpha}} \right], \quad (\text{IX.10})$$

где

$$z_0 = \delta_1 - r \cos \varepsilon (\sin \alpha + \operatorname{tg}^2 \varepsilon),$$

ε — угол подъема винтовой линии забоя,

$$\varepsilon = \operatorname{arctg} \frac{\delta_1}{2\pi R}.$$

Точка M в процессе контактирования с забоем движется по сложной траектории, которую удобно описывать в цилиндрической

системе координат $R\theta z$. Тогда дифференциальное уравнение движения точки M будет иметь вид:

$$dL = \sqrt{dL_\theta^2 + dL_R^2 + dL_z^2}, \quad (IX.11)$$

где L_θ — тангенциальное перемещение (скольжение) в направлении, перпендикулярном к радиусу-вектору R ; L_R — радиальное перемещение (скольжение) в направлении радиуса-вектора R ; L_z — вертикальное перемещение (вдавливание).

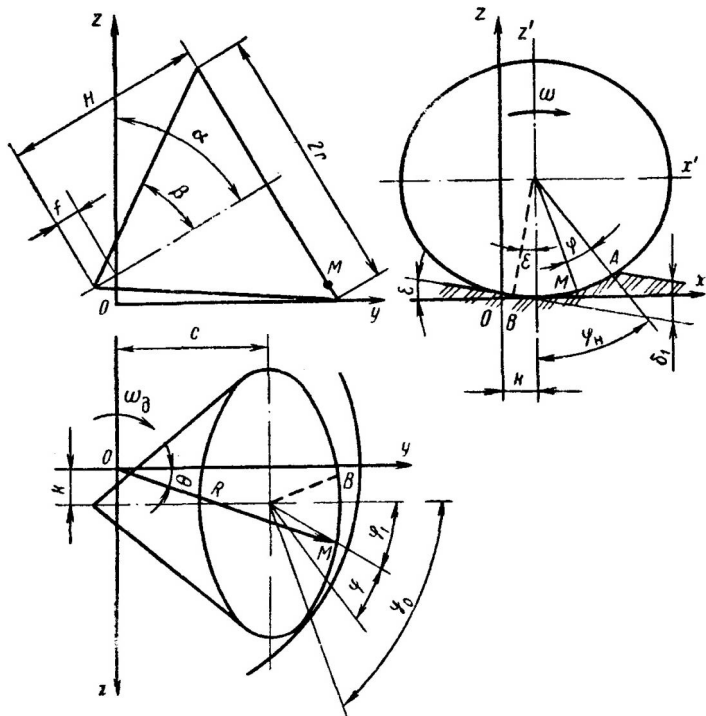


Рис. IX.7. Схема к расчету кинематики взаимодействия вооружения шарошки с забоем скважины

Длина радиуса-вектора R зависит только от положения точки M на шарошке: $R = \sqrt{x^2 + y^2}$.

Из рис. IX.7 следует, что относительное движение точки M приведет к уменьшению угла θ , а переносное — к его увеличению. Отсюда $d\theta = d\theta_d - d\theta_w$. За время t от начала взаимодействия шарошка повернется на угол φ , а долото на угол $\varphi_d = \omega_d t$; тогда

$$\theta \Big|_0^t = \varphi_d - \theta_w \Big|_0^t, \quad (IX.12)$$

где θ_w — положение радиуса-вектора при относительном движении в рассматриваемый момент времени, $\theta_w = \text{arctg}(x/y)$. Тогда танген-

циальное скольжение $dL_0 = R d\theta$. В связи с тем, что длина радиуса-вектора — функция угла поворота шарошки, точное решение приведенного уравнения приводит к эллиптическому интегралу второго рода. Поэтому тангенциальное скольжение удобнее вычислять методом численного интегрирования по формуле

$$L_0 = \frac{1}{2} \sum_{j=1}^n (R_{j+1} + R) (\theta_{j+1} - \theta_j), \quad (\text{IX.13})$$

где $j = 1, 2, 3, \dots, n$.

Изменение длины радиуса-вектора в процессе поворота шарошки обуславливает *радиальное скольжение* точки M $dL_R = dR$. Радиальное скольжение при повороте шарошки от $\varphi = 0$ до $\varphi = \varphi_n$

$$L_R = R_n - R_0, \quad (\text{IX.14})$$

где R_n — длина радиуса-вектора, когда $\varphi = 0$; L_R — длина радиуса-вектора, когда $\varphi = \varphi_n$.

Вертикальное перемещение точки M с момента взаимодействия с породой соответствует погружению зуба в породу (см. рис. IX.7):

$$L_z = z_n - z - \frac{\delta_1 \varphi}{2\pi i_j}. \quad (\text{IX.15})$$

В случае фрезерования стенки скважины или воротников торцовыми поверхностями зубьев L_z следует рассматривать как вертикальное скольжение, причем фрезерование стенок начинается с момента $\varphi_n = \varphi_0$.

Из схемы на рис. IX.7 следует, что чем больше k , тем больше φ_0 и тем больше L_z для периферийных точек вооружения шарошек. Следовательно, чем больше номер кинематического подкласса долот тем больше L_z при прочих равных условиях. Это обуславливает рост износа обратных конусов шарошек по мере увеличения k_0 .

В общем случае зависимость внедрения зуба в породу δ от φ может не совпадать с уравнением (IX.15). Это несовпадение будет проявляться как подъем корпуса долота, когда $\delta(\varphi) < L_z(\varphi)$, или как его опускание, когда $\delta(\varphi) > L_z(\varphi)$, т. е. в виде вертикальных колебаний долота.

Скорости скольжения элемента вооружения рассмотрим при допущении, что $\omega = \text{const}$. Угловая скорость тангенциального скольжения точки M относительно забоя равна

$$\omega_0 = d\theta/dt = \omega_d - (d\theta_{\text{ш}}/dt), \quad (\text{IX.16})$$

а линейная скорость

$$v_0 = R\omega_0 = R \left(\omega_d - \frac{d\theta_{\text{ш}}}{dt} \right). \quad (\text{IX.17})$$

Обозначим $v_d = R\omega_d$ (окружная скорость точки M , обусловленная вращением долота). Подставив значение $\theta_{\text{ш}}$ и сделав необходимые преобразования с учетом, что $d\varphi/dt = \omega$, получим

$$v_0 = v_d - \frac{r\omega}{R} [x \cos \alpha \sin (\varphi_n - \varphi) + y \cos (\varphi_n - \varphi)]. \quad (\text{IX.18})$$

Перейдем к безразмерным величинам, для чего обе части уравнения разделим на v_d , учитывая при этом, что $\omega = i\omega_d$. Тогда получим

$$v'_0 = \frac{v_0}{v_d} = 1 - \frac{ri}{R^2} [x \cos \alpha \sin (\varphi_n - \varphi) + y \cos (\varphi_n - \varphi)]. \quad (\text{IX.19})$$

В частном случае, если $\varphi = \varphi_n$, то $R = R_n$, $y = c + r \cos \alpha$. Тогда

$$v'_0 = 1 - \frac{ri}{R_n^2} (c + r \cos \alpha). \quad (\text{IX.20})$$

Если $k = 0$, то в формуле (IX.20) $c + r \cos \alpha = R_n$, а

$$v'_0 = 1 - \frac{ri}{R_n}. \quad (\text{IX.21})$$

Безразмерную скорость тангенциального скольжения можно вычислить и в долях от окружной скорости шарошки, равной $v = i\omega_d r$,

$$v''_0 = \frac{v_0}{v} = \frac{R}{ir} - \frac{1}{R} [x \cos \alpha \sin (\varphi_n - \varphi) + y \cos (\varphi_n - \varphi)]. \quad (\text{IX.22})$$

В частных случаях при $\varphi = \varphi_n$

$$v''_0 = \frac{R_n}{ir} - \frac{c + r \cos \alpha}{R_n}, \quad (\text{IX.23})$$

а при $\varphi = \varphi_n$ и $k = 0$

$$v''_0 = \frac{R_n}{ir} - 1. \quad (\text{IX.24})$$

Формулы (IX.21) и (IX.24) совпадают с рекомендуемыми в [28] для расчета показателей, названных удельным скольжением.

На рис. IX.8 приведены зависимости v'_0 от φ для точки, лежащей на калибрующей окружности шарошки долота второй кинематической подгруппы. Угол φ изменяется от 0 до $\varphi_n = \varphi_0$, т. е. за начало взаимодействия принят момент касания эллипса и огибающей окружности. Момент $\varphi = \varphi_n = 0,89$ рад соответствует вертикальному положению элемента вооружения. Из рис. IX.8 видно, что v'_0 с увеличением φ уменьшается и принимает минимальное значение при вертикальном положении элемента вооружения. Безразмерная скорость первой шарошки, имеющей минимальное передаточное отношение в начальный момент, составляет более 0,4, а в конце взаимодействия

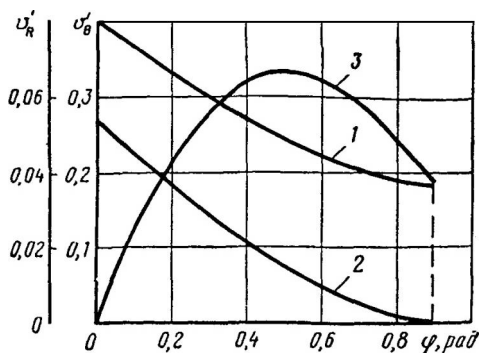


Рис. IX.8. Зависимости v'_0 и v'_R от φ для долота второй кинематической подгруппы: 1 — v'_0 от φ при $i = 1,208$; 2 — v'_0 от φ при $i = 1,478$; 3 — v'_R от φ при $i = 1,208$

около 0,2 от окружной скорости долота. Даже в случае, когда в вертикальном положении $v_0 = 0$, относительная скорость скольжения в начале взаимодействия составляет 0,27 (см. рис. IX.8, кривая 2).

Скорость радиального перемещения точки M относительно забоя $v_R = dR/dt$. Подставив значения координат и сделав необходимые преобразования, получим

$$v_R = \frac{r_0}{R} [x \cos (\varphi_n - \varphi) - y \cos \alpha \sin (\varphi_n - \varphi)]. \quad (\text{IX.25})$$

Из формулы (IX.25) видно, что радиальная скорость скольжения вооружения долота зависит только от угла взаимодействия и окружной скорости шарошки. Безразмерная радиальная скорость скольжения в долях от окружной скорости долота

$$\dot{v}_R = \frac{v}{v_d} = \frac{ir}{R} [x \cos (\varphi_n - \varphi) - y \cos \alpha \sin (\varphi_n - \varphi)]. \quad (\text{IX.26})$$

Если $\varphi = \varphi_n$, то $x = k$, $R = R_b$. Тогда

$$\dot{v}_R = irk/R_b^2. \quad (\text{IX.27})$$

В случае $R_b/r = i$ формула (IX.27) примет вид $\dot{v}_R = k/R$.

На рис. IX.8 приведена также зависимость $\dot{v}_R$ от φ для точки, лежащей на калибрующей окружности первой шарошки долота типа С. Из рис. IX.8 видно, что по мере увеличения φ $\dot{v}_R$ вначале возрастает до максимального значения, а затем снижается до величины, определяемой по формуле (IX.27).

Распределение скольжения L по высоте шарошек H рассмотрим на примере долот первой (тип Т) и второй (тип С) кинематических подгрупп (рис. IX.9).

Из рис. IX.9 видно, что распределение скольжения по высоте шарошек весьма неравномерно. Наибольшие по модулю значения тангенциального скольжения принимает для вершины первой шарошки и для основания второго дополнительного конуса (периферии шарошки).

Для шарошек долота первой кинематической подгруппы (рис. IX.9, а) характерно преимущественно отрицательное скольжение вооружения, за исключением периферийных венцов шарошек, а для шарошек долота второй кинематической подгруппы (рис. IX.9, б) — положительное скольжение вооружения.

Из рис. IX.9 видно также, что кривые распределения тангенциального скольжения по высоте шарошек подобны, но смещены относительно друг друга. Это смещение обусловлено разными значениями передаточных отношений шарошек.

Радиальное скольжение наибольшее значение принимает на вершине шарошки, а затем сначала весьма быстро, а затем медленнее понижается по мере увеличения H .

Для долота первой кинематической подгруппы радиальное скольжение первого венца первой шарошки по величине соответ-

ствуется тангенциальному скольжению, а для остальных венцов — значительно ниже, чем тангенциальное скольжение. Для долота второй кинетической подгруппы радиальное скольжение вооружения в пределах основного и первого дополнительного конусов выше, чем тангенциальное скольжение. Исключение составляют лишь крайние сечения первой шарошки. В пределах второго дополнительного конуса радиальное скольжение хотя и ниже, чем тангенциальное, но остается весьма значительным и не может не учитываться при исследовании работы вооружения долота.

Следовательно, с точки зрения абразивного изнашивания вооружения в наиболее неблагоприятных условиях работают первые и периферийные венцы шарошек.

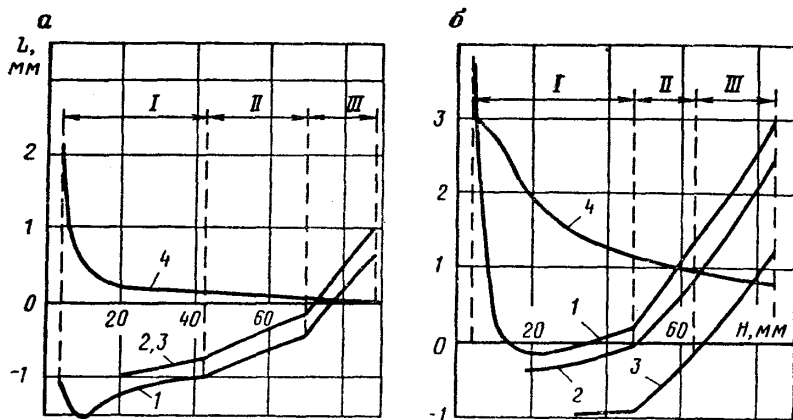


Рис. IX.9. График распределения тангенциального (1, 2, 3) и радиального (4) скольжений по высоте шарошек долот при $\delta_1 = 1$ мм

I, II, III — номера конусов шарошек

Таким образом, распределение тангенциального и радиального скольжений по высоте шарошек весьма неравномерно, наибольшее скольжение имеют крайние сечения шарошек, т. е. первые и периферийные венцы, причем для периферийных венцов характерно положительное, а для первых венцов — отрицательное тангенциальное скольжение; по мере увеличения номера кинематической подгруппы долот изменяется соотношение между положительным и отрицательным скольжением в сторону увеличения положительного скольжения, увеличивается радиальное скольжение по всей высоте шарошки и вертикальное скольжение обратного конуса относительно стенки скважины.

Шарошечные долота в результате длительной эволюции достигли высокой степени совершенства. Дальнейшее их улучшение возможно только на базе детального углубленного изучения особенностей работы и изнашивания отдельных его элементов. Изучение кинематики взаимодействия элементов вооружения с забоем скважины и влияния кинематики на изнашивание вооружения и

разрушение горных пород позволяют выявить новые резервы совершенствования вооружения.

§ 5. ДИНАМИКА РАБОТЫ ДОЛОТ ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

Элементы вооружения шарошечных долот воздействуют на горную породу периодически с частотой, равной частоте вращения шарошек. Схема поражения забоя зависит от передаточных отношений шарошек. Поскольку зубья не расположены на одной образующей шарошек, то в разные моменты времени с забоем взаимодействуют зубья, находящиеся в разной фазе работы: один зуб работает в фазе нагружения, а другой — в фазе разгрузки. Рассмотрим вертикальные перемещения корпуса долота при перекачивании по забою при допущениях:

- 1) проходка за один оборот долота равна нулю;
- 2) долото жесткое, ось вращения долота всегда перпендикулярна к плоскости забоя скважины;
- 3) долото и шарошки вращаются равномерно, частоты вращения шарошек определяются их взаимодействием с рейкой забоя.

Построим траекторию движения точки O_i , лежащей на оси цапфы (рис. IX.10). За начало отсчета принимаем вертикальное положение зуба, тогда

$$z_i = r_i(1 - \cos \omega_i t) \sin \alpha, \quad (\text{IX.28})$$

где z_i — вертикальное перемещение оси вращения i -го венца; r_i — радиус i -го венца; ω_i — угловая скорость j -й шарошки; t — время.

Рассчитаем траекторию точек O_i для всех венцов первой шарошки и совместим их, принимая за начало отсчета момент, когда зубья всех венцов лежат на одной образующей. Результаты расчета и совмещения показаны на рис. IX.11. Поскольку точки O_i принадлежат корпусу долота, то корпус долота совершает такие же движения, как и эти точки.

Из рис. IX.11 видно, что сразу после начала вращения шарошка опирается только на зуб венца 1. В момент t_1 в контакт с забоем приходит зуб периферийного венца 3, и до момента t_2 шарошка опирается на этот зуб. В момент времени t_2 в контакт приходит зуб венца 2 и т. д. Отсюда следует, что закон вертикального перемещения корпуса долота будет обусловлен огибающей к траекториям всех венцов шарошки. Рассуждая аналогично, получаем закон вертикального перемещения корпуса долота при работе всех трех шарошек.

Был построен ряд огибающих кривых, отличающихся разным сочетанием зубьев в начальный момент. Анализ этих кривых показал, что они статистически устойчивы. Средняя частота перемещения составляет 75 колебаний за 1 оборот и соответствует среднему углу поворота долота $\varphi_d = 0,084$ рад. Максимальная амплитуда вертикальных перемещений 0,12 мм.

Если бы все зубья на шарошках были размещены на одной образующей, то траектории любых венцов и шарошек совпали бы с траекториями периферийных зубьев. Тогда частота колебаний за 1 оборот составила бы около 30, а амплитуда — 0,92 мм. Следовательно, размещение зубьев на венцах «вразбежку» позволяет почти на порядок уменьшить амплитуду вертикальных перемещений долота, обусловленных зубчатостью вооружения.

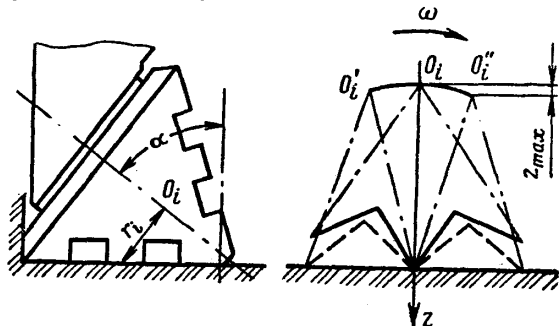


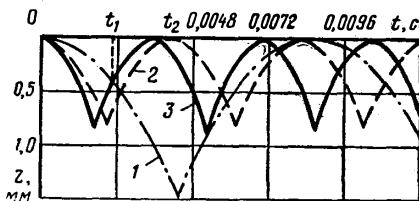
Рис. IX.10. Расчетная схема к определению вертикального перемещения долота

Используя полученные данные, рассмотрим характер изменения интенсивности нагрузки P_i на зубья долота при тех же допущениях

$$P_i = \frac{G}{\Sigma l_i} = \frac{G}{\eta R_d}, \quad (\text{IX.29})$$

где G — нагрузка на долото (статическая); Σl_i — сумма длин зубьев до одного с каждого венца каждой шарошки.

Рис. IX.11. Зависимости z от t при $n = 10$ об/с для первой шарошки долота типа Т



По аналогии с учетом (IX.29) запишем, что фактическая интенсивность нагрузки равна

$$P'_i = \frac{G}{\Sigma l'_i} = \frac{G}{\eta' \Sigma l_i}.$$

Обозначим отношение

$$\frac{P'_i}{P_i} = \frac{G \Sigma l_i}{\Sigma l'_i G} = \frac{\Sigma l_i}{\Sigma l'_i} = \frac{1}{\eta'} = P_{i0} \quad (\text{IX.30})$$

и назовем его относительной интенсивностью нагрузки. Из формулы (IX.30) следует, что при размещении зубьев на шарошках

по одной образующей $P_{i0}=1$. В реальных долотах возможно большое число сочетаний, в которых контактируют зубья. Поэтому задачу далее рассматриваем как статистическую.

Результаты расчета размаха варьирования относительной интенсивности нагрузки, среднего значения ее P_{i0} и среднего квадратического отклонения s_P приведены в табл. IX.3.

Таблица IX.3. Статистическая характеристика интенсивности нагрузки на зубья долота типа Т диаметром 190,5 мм

Шарошка	Венец	Диапазон изменения P_{i0}	k_c
I	1	1,27—3,15	1,0
	2	1,27—11,80	3,6
	3	1,34—4,67	1,4
II	1	1,27—5,85	1,8
	2,3	1,27—4,72	1,5
III	1	1,27—3,37	1,0
	2,3	1,27—4,72	1,5

Примечание. $P_{i0} = 3,3$; $s_P = 0,87$.

Из табл. IX.3 видно, что относительная интенсивность нагрузки на все зубья меняется в широких пределах, но всегда больше единицы. Отношение $P_{i0 \max}/P_{i0}=k_c$ характеризует перегрузку вооружения долота от статической нагрузки. Результаты расчета k_c также приведены в табл. IX.3.

Следует отметить, что перегрузка зубьев неодинакова не только по венцам, но и в пределах отдельных венцов и является одной из основных причин смятия и поломок зубьев долота.

Выполненные исследования показывают, что формула (IX.29) справедлива только для случая равенства числа зубьев на всех венцах и размещения их на одной образующей.

В общем случае эта формула имеет вид

$$P_t = P_{i0} \frac{G}{r_i R_d} = \frac{G}{r_i' \sum l_i'}$$

Для приближенных расчетов принимаем, что

$$P_t = \bar{P}_{i0} \frac{G}{r_i R_d} = \frac{G}{r_i' \sum l_i'} \quad (IX.31)$$

Изменение интенсивности нагрузки во времени в процессе качения шарошек по забою приводит к его неравномерному разрушению. Например, для долота типа Т при этом могут возникнуть колебания корпуса долота с средней частотой 28 колебаний за 1 оборот и с амплитудой, превышающей амплитуду колебаний от зубчатости долота. Кроме того, возможно возникновение колебаний с частотой за 1 оборот долота, равной числу шарошек [29]. Эти колебания также связаны с неравномерностью разрушения

забоя, приводящей к возникновению ухабов, и характеризуются наибольшей амплитудой вертикальных перемещений. Возникающие при этом динамические нагрузки могут привести к поломкам долота или бурильного инструмента.

Таким образом, долота дробяще-скалывающего класса испытывают при работе на забое ряд возмущений:

- 1) высокочастотных, обусловленных зубчатостью шарошек;
- 2) среднечастотных, вызванных изменением во времени числа контактирующих с забоем зубьев;
- 3) низкочастотных, обусловленных возникновением ухабов на забое скважины.

Динамическая нагрузка на долото. Осевая нагрузка на долото создается частью веса упругого бурильного инструмента. При движении долота вверх часть инструмента поднимается и сжимается, т. е. происходит накопление потенциальной энергии. При движении долота вниз эта энергия может быть реализована на разрушение забоя. Вертикальное движение инструмента обуславливает динамическую составляющую осевой нагрузки на долото G_d . В общем виде можно записать, что нагрузка на вооружение долота G_m , действующая в данный момент времени,

$$G_m = G \pm G_d. \quad (IX.32)$$

Изменение нагрузки на долото, различные сочетания фаз работы элементов вооружения, неравномерность разрушения забоя приводят к значительным колебаниям момента на долоте, т. е.

$$M_m = M \pm M_d, \quad (IX.33)$$

где M_m — мгновенный момент на долоте; M — средний момент на долоте; M_d — динамическая составляющая момента на долоте.

Относительные колебания нагрузки на долото принято характеризовать коэффициентом динамичности k_d

$$k_d = G_{d \max} / G. \quad (IX.34)$$

Тогда максимальная интенсивность нагрузки на вооружение

$$P_{i \max} = \frac{k_d G}{\eta' \sum l_i}. \quad (IX.35)$$

Измерения нагрузок на долото в промысловых условиях [5] показали, что коэффициент динамичности может достигнуть 1,7, т. е. имеет тот же порядок, что перегрузка зубьев от статической нагрузки. Коэффициент динамичности возрастает с увеличением твердости горной породы, шага зубьев и частоты вращения долота.

В приближенных расчетах можно принять

Кинематическая подгруппа	1	2	3
Коэффициент динамичности	1,3	1,2	1,1

§ 6. ЭНЕРГЕТИКА ДОЛОТ ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ.

Работа, совершаемая долотом за 1 оборот,

$$A_0 = G\delta_0 + 2\pi M, \quad (\text{IX.36})$$

где G — осевая нагрузка на долото; δ_0 — проходка за 1 оборот долота; M — вращающий момент на долоте.

Вращающий момент на долоте зависит от осевой нагрузки, свойств разбуриваемых пород и типа долота. В общем случае зависимость момента от осевой нагрузки имеет вид

$$M = M_0 + M_1 G + M_2 G^2, \quad (\text{IX.37})$$

однако эта зависимость с достаточной для практических целей точностью заменяется уравнением

$$M = M_x + M'_{уд} G, \quad (\text{IX.38})$$

где M_x — момент, не зависящий от осевой нагрузки и обусловленный трением долота о жидкость и стенки скважины; $M'_{уд}$ — удельный момент на долоте.

Результаты промысловых исследований моментоемкости долот описаны в работе [37]. Ниже приведены значения M_x трехшарошечных долот при $n_d = 680$ об/мин с промывкой глинистым раствором.

Диаметр долота, мм	190,5	215,9	244,5	269,9	295,3
M_x , Н·м	60—120	70—140	100—200	140—280	220—440

Момент измеряют и используют при расчетах в области рабочих нагрузок на долото. В этом случае можно пойти на дальнейшее упрощение зависимости M от G и принять $M = M_{уд} G$.

Зависимость $M_{уд}$ от типа долота обусловлена как разной областью применения, так и разной скалывающей способностью долот. Соотношение моментоемкостей по типам приближенно составляет $M : C : T : K = 1 : 0,8 : 0,6 : 0,5$. По данным [37], $M_{уд}$ прямо пропорционален диаметру (радиусу R_d) долота.

С учетом изложенного выше окончательно можно записать:

$$M = m_0 R_d G, \quad (\text{IX.39})$$

где m_0 — коэффициент сопротивления вращению долота. Для приближенных расчетов можно принять для разных типов долот:

Тип долот	М	С	СТ	Т	К
m_0	0,095	0,074	0,058	0,053	0,042

Измеряемые в промысловых условиях удельные моменты ($M_{уд} = m_0 R_d$) колеблются в широких пределах. Приведенные цифры соответствуют средним значениям m_0 при высокооборотном бурении и могут быть использованы в расчетах в случаях применения долот по назначению.

Наибольшее влияние на m_0 оказывает смещение осей шарошек в плане. Это подтверждается прямыми измерениями момента при бурении горной породы средней твердости лабораторными долотами с одинаковым вооружением (типа С), но с разным смещением. Обобщенные результаты приведены на рис. IX.12.

Из рис. IX.12 видно, что зависимость m_0 от k_0 имеет четко выраженный минимум при небольшом положительном значении k_0 . В области отрицательных значений смещения при его увеличе-

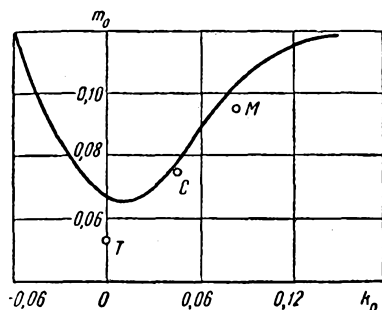


Рис. IX.12. Зависимость коэффициента сопротивления вращению долота от относительного смещения осей шарошек в плане при разрушении горной породы средней твердости

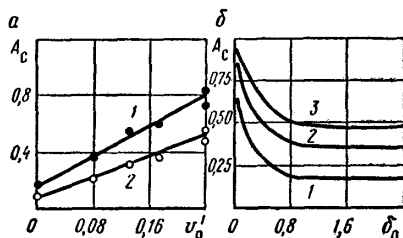


Рис. IX.13. Зависимости A_c от v'_p (а) при глубине внедрения притупленного клина в мрамор 0,3 (1), 1,2 мм (2) и A_c от δ_0 (б) для долот первой (1), второй (2) и третьей (3) кинематических подгрупп

нии по модулю наблюдается быстрый рост m_0 . При $k_0 < -0,06$ происходит самозаклинивание долота в скважине, которое обусловлено тем, что в процессе взаимодействия с забоем в случае отрицательного смещения k_0 радиальное скольжение вооружения направлено от центра к стенке скважины и сопровождается защемлением разрушаемой породы между обратным конусом шарошки и стенкой скважины. И лишь при некотором значении $k_0 > 0$ эффект защемления полностью устраняется. Для современных долот $k_0 \approx 0,01$ и соответствует минимуму m_0 . Далее m_0 с увеличением k_0 монотонно возрастает.

На рис. IX.12 нанесены значения m_0 , соответствующие долотам типов Т, С и М при применении их по назначению. Точка для долота типа С наиболее близка к графику, так как тип вооружения и горная порода соответствовали этому типу.

Более низкое положение m_0 для долота типа Т обусловлено совместным влиянием несоответствия твердости породы и меньшего шага, а для долота типа М — несоответствия твердости породы и большего шага по сравнению с лабораторными условиями получения зависимости m_0 от k_0 . Известно, что с увеличением твердости при прочих равных условиях m_0 снижается, причем особенно значительно в области $p_{ш} < 1500$ МПа, а при увеличении шага зубьев долота m_0 повышается.

С увеличением частоты вращения долота наблюдается снижение m_0 , причем наиболее значительное в области $n_d < 400$ об/мин, а далее m_0 , а следовательно, и $M_{уд}$ стабилизируются.

Работа взаимодействия элемента вооружения с горной породой может быть представлена в виде суммы: $A_p = A_z + A_R + A_\theta$, где A_p — полная работа взаимодействия; A_z — работа силы, нормальной к плоскости забоя (работа вдавливания); A_R — работа радиальной силы; A_θ — работа тангенциальной силы.

Обозначим

$$\frac{A_\theta + A_R}{A_p} = A_c, \quad (IX.40)$$

A_c — доля работы скольжения при разрушении горных пород. Экспериментально показано, что работа скольжения оказывает решающее влияние на абразивное изнашивание вооружения долот.

На рис. IX.13, а приведены зависимости A_c от относительной расчетной скорости скольжения

$$v'_p = |v'_\theta| + v'_R, \quad (IX.41)$$

полученные экспериментально при разных значениях v'_θ и v'_R и глубинах внедрения притупленного клина в горную породу. Из рис. IX.13, а следует, что A_c возрастает с увеличением скольжения вооружения и снижается с увеличением интенсивности разрушения. О количественном влиянии некоторых факторов на A_c можно судить по уравнению регрессии, полученному для притупленного клина:

$$A_c = 0,026 \frac{1}{\delta_0} + 1,94v'_p + 0,13s_0 - 0,05, \quad (IX.42)$$

где $\delta_0 = \delta_1/b$ — относительная интенсивность разрушения горной породы (δ_1 — проходка за один оборот долота, b — притупление клина); s_0 — относительное смещение по шагу при повторном поражении забоя. Данные о количественном влиянии основных факторов на долю работы скольжения позволили оценить ее для кинематических подгрупп долот (рис. IX.13, б). Из рис. IX.13, б видно, что A_c увеличивается от долот первой подгруппы к долотам третьей подгруппы. Такой характер изменения A_c определяется в основном радиальным скольжением вооружения, обусловленным смещением шарошек в плане. Большое влияние на A_c оказывает интенсивность разрушения горной породы. Относительная интенсивность разрушения пород δ_0 связана с областью применения долот и для разных кинематических подгрупп не совпадает. Например, при высокооборотном бурении в Башкирии долотами первой подгруппы $\delta_0 = 0,05 \div 0,2$, а при бурении в Западной Сибири долотами второй подгруппы $\delta_0 = 0,4 \div 2,0$. Это приводит к кажущемуся противоречию, когда оказывается, что доля работы скольжения для долота типа Т выше, чем для долота типа С или типа М.

§ 7. ВИДЫ И ОБЛАСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Осевая нагрузка на долото — средство отбора энергии от вращающегося бурильного инструмента для реализации ее на разрушение горной породы. При этом последовательно по мере поворота долота создается необходимое напряженное состояние в горной породе забоя скважины. В зависимости от осевой нагрузки Л. А. Шрейнер выделил три характерные области разрушения горной породы, которые на рис.

IX.14 обозначены соответственно I , II , III .

Область I . Скорость разрушения горной породы прямо пропорциональна G и весьма мала. Скважина образуется вследствие истирания горной породы. Такой вид разрушения горной породы называется *поверхностным истиранием*.

Область II . Прямая пропорциональность между скоростью разрушения горной породы и осевой нагрузкой на долото нарушается. Это связано с развитием усталостных явлений при многократном воздействии породоразрушающего инструмента. Такой вид разрушения горной породы называется *усталостным*.

Область III . Напряженное состояние в горной породе достигает такой величины, что обеспечивается выкол породы при каждом воздействии элементов вооружения долота. Скорость разрушения горной породы и соответственно механическая скорость бурения вначале быстро возрастают, а затем темп роста снижается. Такой вид разрушения горной породы называется *объемным*.

Зависимость v_m от G имеет характерный вид и получила название S-образной кривой. Такой вид зависимости при бурении шарошечными долотами наблюдается при разрушении как самых твердых, так и самых мягких горных пород. На основе экспериментальных данных уточним особенности разрушения горных пород разной твердости и трактовку S-образной кривой.

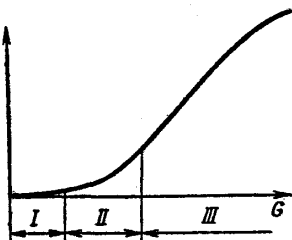


Рис. IX.14. Обобщенный вид зависимости механической скорости бурения от нагрузки на долото (по Л. А. Шрейнеру)

§ 8. БЕЗРАЗМЕРНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ШАРОШЕЧНЫМИ ДОЛОТАМИ.

ФОРМУЛЫ ПОДОБИЯ

При анализе и обобщении промысловых и экспериментальных данных удобно пользоваться не натуральными нагрузками, а безразмерными, представляющими собой отношение действующей интенсивности нагрузки к интенсивности нагрузки, необходимой для достижения в горной породе предела текучести. Такими безразмерными нагрузками являются

для притупленного клина

$$\alpha_n = P_i \frac{1}{b\rho_0}; \quad (\text{IX.43})$$

для клинового зубка с цилиндрической рабочей поверхностью радиуса $R_{\text{ц}}$

$$\alpha_{\text{ц}} = P_i \frac{C}{\pi R_{\text{ц}} \rho_0^2}; \quad (\text{IX.44})$$

для зубка со сферической рабочей поверхностью радиуса $R_{\text{с}}$

$$\alpha_{\text{с}} = P_i \frac{6dC^2}{\pi^2 R_{\text{с}}^2 \rho_0^3}, \quad (\text{IX.45})$$

где b — притупление клина; ρ_0 — предел текучести горной породы по штампу; C — модуль деформации горной породы при вдавливании; d — диаметр зубка.

Формулы (IX.44) и (IX.45) получены на основании рассмотренных выше решений задач Герца. При экспериментальных исследованиях $P_i = P_{i \text{ max}}/l$ или $P_i = P_{i \text{ max}}/d$, где l — длина площадки притупления клина.

Соответственно были приведены к безразмерному виду и глубины внедрения элементов вооружения:

для притупленного клина $\delta_n = \delta_{\text{max}}/b$;

для зубка с цилиндрической рабочей поверхностью $\delta_{\text{ц}} = \delta_{\text{max}}/R_{\text{ц}}$;

для зубка со сферической рабочей поверхностью $\delta_{\text{с}} = \delta_{\text{max}}/R_{\text{с}}$.

Формулы подобия. Рассмотрим два случая. Интенсивность нагрузки, геометрические параметры вооружения и показатели свойств пород обозначим соответственно индексами 1 и 2. Тогда условию равенства безразмерных нагрузок на вооружение долот будут соответствовать следующие формулы подобия:

для притупленного клина

$$\frac{P_{i2}}{P_{i1}} = \frac{\rho_{02} b_2}{\rho_{01} b_1}; \quad (\text{IX.46})$$

для зубков с цилиндрической рабочей поверхностью

$$\frac{P_{i2}}{P_{i1}} = \left(\frac{\rho_{02}}{\rho_{01}} \right)^2 \frac{C_1 R_{\text{ц}2}}{C_2 R_{\text{ц}1}}, \quad (\text{IX.47})$$

для зубков со сферической рабочей поверхностью

$$\frac{P_{i2}}{P_{i1}} = \left(\frac{\rho_{02}}{\rho_{01}} \right)^3 \left(\frac{C_1}{C_2} \right)^2 \left(\frac{R_{\text{с}2}}{R_{\text{с}1}} \right)^2 \frac{d_1}{d_2}. \quad (\text{IX.48})$$

Формулы подобия связывают геометрические параметры элементов вооружения и показатели механических свойств горных пород и позволяют проводить расчеты при выборе типа долота и нагрузки на долото, опираясь на данные промысловых и экспериментальных исследований.

§ 9. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВООРУЖЕНИЕМ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ

Экспериментальное изучение разрушения горных пород отдельными элементами вооружения долота выполнены авторами вместе с Б. Н. Трушкиным на установке АИ-4. Схемы испытания приведены на рис. IX.15, *а, б* (пунктиром показано положение зуба в начале взаимодействия).

В процессе опыта осциллографировались нормальная нагрузка на зуб, крутящий момент относительно оси вращения венца, содержащего зуб, вертикальное перемещение оси вращения венца отно-

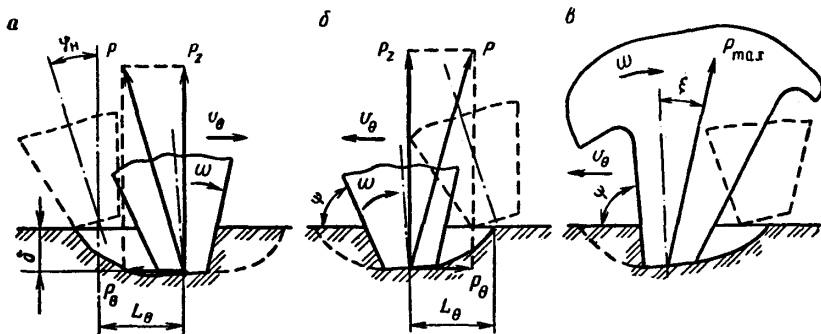


Рис. IX.15. Схемы работы элемента вооружения долота на установке АИ-4 при положительном (*а*) и отрицательном (*б*) тангенциальных скольжениях и наклонного зуба (*в*)

сительно поверхности горной породы и момент прохождения зубом вертикального положения. Кинематически задавалось требуемое тангенциальное скольжение, рассчитанное по формуле (IX.24). Опыты проведены при угловой скорости венца $\omega = 89$ рад/с с промывкой водой.

На рис. IX.16, *а* показаны зависимости глубины внедрения (δ_n) от максимальной нагрузки (α_n) в безразмерных координатах для притупленного клина, а на рис. IX.17 (*а — в, а₁ — в₁*) — зоны разрушения. Из рис. IX.16, *а* видно, что на графиках можно выделить три области разрушения горной породы.

В области I разрушение развивается от упругого деформирования; появления следа на поверхности породы до хрупкого выкола по контуру следа без разрушения ядра сжатия (рис. IX.17, *а*). По аналогии с динамическим вдавливанием штампа появление следа и развитие хрупкого выкола отнесено к первому скачку разрушения горной породы.

На границе между областями I и II происходит скачок общего хрупкого разрушения при $\alpha_n = \text{const}$. При этом ядро сжатия разрушается и развивается второй скачок разрушения (см. рис. IX.15, *б*) горной породы. Область II — область существования устойчивой формы разрушения породы (рис. IX.17, *в*), а поэтому темп роста глубины внедрения резко снижается.

На границе между областями II и III наблюдается третий скачок разрушения горной породы, характеризующийся резким увеличением глубины внедрения клина при $\alpha_n = \text{const}$.

На рис. IX.16, б приведены зависимости δ_c от α_c для зубка со сферической рабочей поверхностью, а на рис. IX.17, г, д, е — зоны

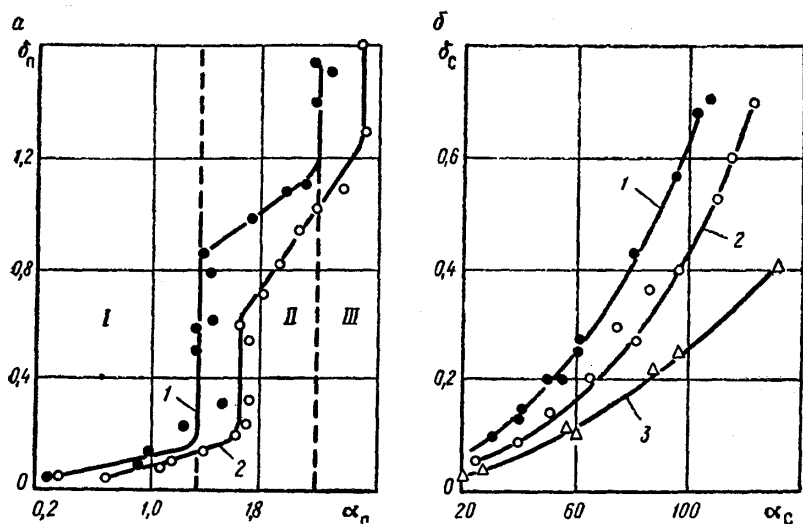


Рис. IX.16. Зависимости относительной глубины разрушения мрамора притупленным клином (а) и сферой (б) от безразмерных нагрузок:

1 — $v_0'' = 0,15$; 2 — $v_0'' = 0$; 3 — $v_0'' = -0,15$

разрушения. Из рис. IX.16, б видно, что криволинейная рабочая поверхность зубка обуславливает монотонный вид зависимостей δ_c от α_c , и только анализ осциллограмм $P_z(t)$ позволяет выделить области разрушения породы.

Первый скачок разрушения в виде кругового скола без разрушения ядра (рис. IX.17, г) развивается, начиная с весьма малой α_c . В диапазоне $50 < \alpha_c < 80$ развивается второй скачок общего хрупкого разрушения (см. рис. IX.17, д, е) и т. д. Положительное скольжение зубка приводит к смещению влево границ скачков разрушения породы, а отрицательное скольжение — к уменьшению глубины внедрения зубка. Аналогичное явление наблюдалось и при разрушении горных пород притупленным клином.

Из рис. IX.17 видно, что в случаях скольжения элементов вооружения зоны разрушения породы несут на себе следы сдвига.

Разрушение пород клиновыми зубками не имеет принципиальных отличий от описанного выше и отдельно не рассматривается.

Из сопоставления рис. IX.16, а и рис. IX.14 следует, что описание разрушения начато не от областей поверхностного истирания или усталостного разрушения, а от первого скачка разрушения, так как эти области при единичных воздействиях не выявля-

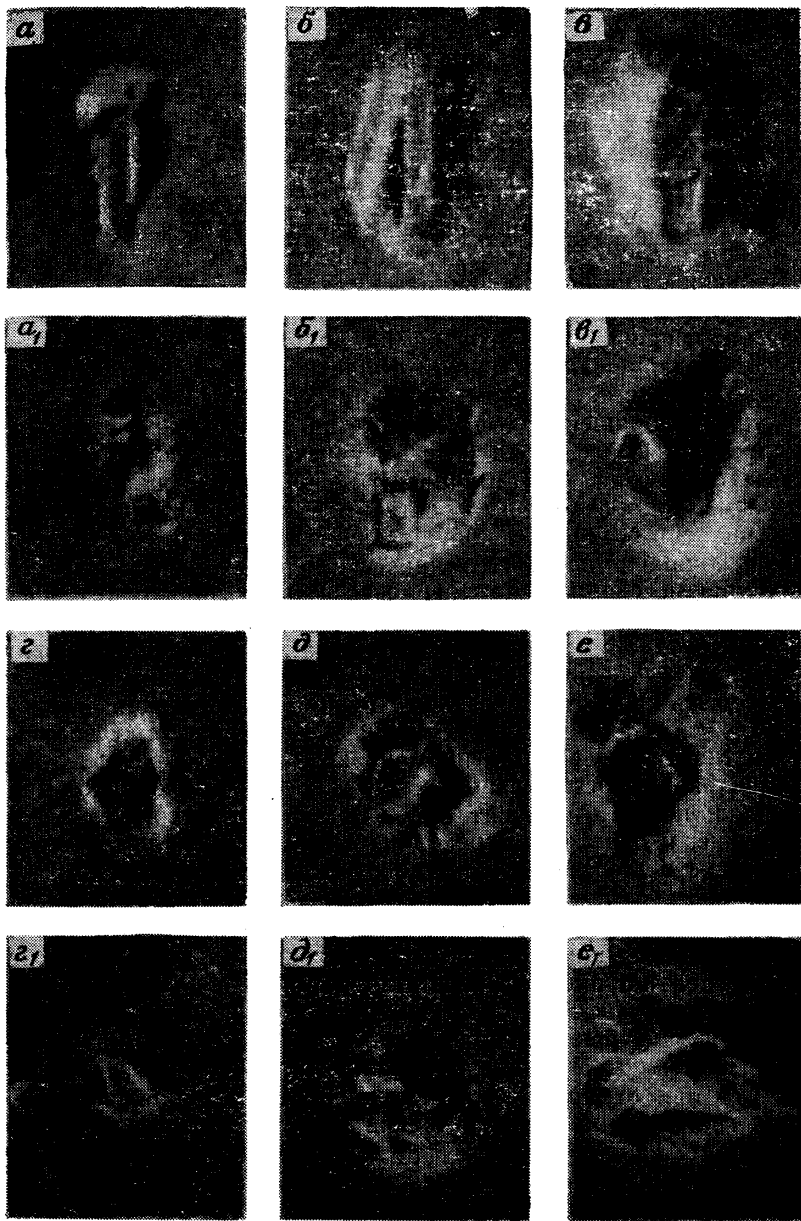


Рис. IX.17. Вид зон разрушения на мраморе притупленным клином ($a - b, a_1 - b_1$) и зубком Г26 ($z - e, z_1 - e_1$).

Скользяние слева направо, верхний ряд $\bar{v}_0 = 0$, нижний ряд $\bar{v}_0 = 0,15$

ются. Глубина внедрения зубьев в первой области составляла 0,1—0,3 мм. Известно, что в твердых горных породах проходка за 1 оборот долота практически не бывает меньше 0,05 мм. Следовательно, первый участок S-образной кривой в этом случае будет связан не с поверхностным разрушением, а с первой областью хрупкого разрушения породы. Второй участок S-образной кривой (область II) связан с достижением второго скачка разрушения горной породы.

Наклон участка для реальных долот обусловлен тем, что зубья разных венцов имеют разное скольжение. И, кроме того, зубья контактируют с забоем в разных сочетаниях. При этом интенсивность нагрузки изменяется в широких пределах. Поэтому переход от области I разрушения породы ко второму скачку происходит не сразу; по мере роста нагрузки на долото постепенно уменьшается доля разрушения в первой области и увеличивается доля разрушения, соответствующая второму скачку. Большая разность глубин разрушения сопровождается ростом коэффициента динамичности работы долота. Третий участок S-образной кривой (область III) связан с устойчивым разрушением породы при одном скачке. Снижение темпа роста механической скорости проходки в конце области III обусловлено переходом ко второй области разрушения породы (см. рис. IX.16, а).

При бурении средних по твердости горных пород интенсивность разрушения составляет более 0,5 мм/об. В этом случае в качестве области I может быть принята область разрушения между вторым и третьим скачками разрушения, а в качестве II и III — область развития третьего скачка разрушения горной породы и т. д., т. е. вновь приходим к S-образному виду зависимости, но уже на совершенно ином уровне. Таким образом, S-образный вид зависимости механической скорости проходки от осевой нагрузки на долото носит более общий характер, чем было описано выше, и отражает переход из одной области разрушения горной породы в другую независимо от вида ее разрушения.

Следует отметить, что темп снижения скорости бурения в конце области III (см. рис. IX.14) может быть обусловлен и другими причинами, такими как неудовлетворительная очистка забоя от шлама и предельное внедрение зубьев в забой.

Эксперименты показали, что скольжение повышает энергоемкость разрушения породы, причем наиболее существенно отрицательное тангенциальное скольжение. Из схемы на рис. IX.15, б следует, что при отрицательном тангенциальном скольжении набегающая грань клина надвигается на зону разрушения и блокирует (угнетает) ее. Этот эффект тем больше, чем меньше угол Ψ .

Изучение годографов силы, действующей на зуб (вектор P), показало, что в случае отрицательного тангенциального скольжения они расположены со стороны сбегавшей грани зуба и обуславливают изгибающую силу одного знака. Аналогично, но гораздо ближе к оси симметрии зуба расположены годографы в случае нулевого тангенциального скольжения. При положитель-

ном скольжении годографы переходят через ось зуба, что обуславливает знакопеременную изгибающую нагрузку на элементы вооружения.

Устойчивость положения годографов при нулевом и отрицательном тангенциальном скольжении позволила уменьшить угнетающий эффект со стороны набегающих граней зубьев и снизить неравномерность напряженного состояния в них путем наклона их в направлении вращения шарошки на расчетный угол ξ (см. рис. IX.15, в). При обосновании угла наклона была выдвинута и проверена гипотеза о том, что максимальные напряжения на гранях зуба будут наименьшими в случае, когда биссектриса профиля зуба будет совпадать с математическим ожиданием максимального вектора силы, действующей на зуб. При этом практически исключаются растягивающие напряжения на набегающих гранях зубьев, которые препятствовали наплавке твердого сплава на названных гранях. Перенос наплавки на набегающую грань в случае отрицательного скольжения существенно повышает износостойкость венцов шарошек.

Перечисленные выше мероприятия реализованы в конструкции шарошечного долота III 215,9С-ГН-3. Эти долота успешно применяются на многих месторождениях Советского Союза.

§ 10. ОБОБЩЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ СОПРОТИВЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД РАЗРУШЕНИЮ ВООРУЖЕНИЕМ ДОЛОТ И ИХ ПРАКТИЧЕСКОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ

Интенсивность нагрузки на элементы вооружения, соответствующую k -му скачку разрушения породы, обозначим P_{ik} , а соответствующие расчетные безразмерные нагрузки α_{kn} , α_{kc} и α_{ks} соответственно. Эти величины назовем обобщенными показателями сопротивления горных пород разрушению соответствующими элементами вооружения. Для перехода к долоту в целом были установлены зависимости α_{kn} , α_{kc} и α_{ks} от характеристик тангенциального и радиального скольжения. Затем были рассчитаны средневзвешенные величины этих характеристик по кинематическим подгруппам долот и далее соответствующие им значения обобщенных показателей сопротивления горных пород разрушению долотами. Конечные результаты расчета приведены в табл. IX.4.

Таблица IX.4. Обобщенные показатели сопротивления горных пород (α_{kn} , α_{kc} , α_{ks}) разрушению вооружением долот

Вид вооружения	Кинематическая подгруппа долот	Скачки разрушения породы			
		1	2	3	4
Притупленный клин	1	0,4	1,64	2,37	—
	2	—	1,38	2,06	2,90
	3	—	1,29	1,96	2,80
Клиновый зубок	1	—	8,4	12,1	21,3
	2	—	6,0	9,4	16,8
Сфера	1	—	54	86	135

Обобщенные показатели сопротивления горных пород разрушению могут быть определены для конкретных типоразмеров долот при стендовом бурении. Наличие таких данных позволит весьма строго определять область применения долот. Однако имеются факторы, оказывающие существенное влияние на точность расчетов.

Первый фактор — неоднородность горных пород по механическим свойствам. Поэтому в качестве показателей свойств принимаются их статистические характеристики: среднее арифметическое значение ($\bar{p}_0$ и $\bar{C}$) и среднее квадратическое отклонение (s_p и s_c). Долото должно обеспечивать разрушение всех разновидностей пород, вероятность встречи с которыми достаточно высока, т. е. горных пород с показателями $p_0 = \bar{p}_0 + ts_p$ и $C = \bar{C} + ts_c$, где t — параметр распределения Стьюдента для заданной вероятности P . Для условий бурения $P = 0,90 \div 0,95$.

Второй фактор — более высокое сопротивление горных пород разрушению в забойных условиях по сравнению с условиями на стенде при атмосферном давлении.

Ранее (гл. V, § 14) было показано, что это явление обусловлено давлением промывочной жидкости на забой скважины и получило название угнетения разрушения, а действующее давление — угнетающего давления (p_y). В зависимости от частоты вращения инструмента, проницаемости горных пород и качества промывочной жидкости угнетающее давление может изменяться от давления в скважине (p_c) до нуля и даже менять знак в случае $|p_n| > |p_c|$ (здесь p_n — давление жидкости в порах горных пород). Приближенной оценкой угнетающего давления является дифференциальное давление (V.54). Анализ экспериментальных данных К. Д. Швецова показал, что для предела текучести горных пород справедливо соотношение

$$\frac{p_{03}}{p_0} = 1 + a (\sqrt{10p_y} - 1), \quad (\text{IX.49})$$

где p_{03} и p_0 — пределы текучести горных пород при наличии p_y и атмосферном давлении; a — коэффициент пропорциональности. Причем

$$a = 0,071 \exp(-0,00084 p_0). \quad (\text{IX.50})$$

В формулах (IX.49) и (IX.50) p_0 и p_y в МПа. Из формулы (IX.49) следует, что для интенсивности нагрузок на притупленный клин можно записать

$$P_{ik3}/P_{ik} = p_{03}/p_0. \quad (\text{IX.51})$$

Справедливость выражения (IX.51) была проверена авторами учебника по экспериментальным данным как советских, так и зарубежных исследователей.

Следовательно, условия в скважине при расчете α_n , α_c и α_s можно приближенно учитывать, определив p_{03} из формулы (IX.49) и далее подставив p_{03} в соответствующие расчетные формулы.

Для оценки области применения долот с разным видом вооружения необходимо:

1. По предельно допустимой нагрузке (G_n) на долото рассчитать максимальные безразмерные нагрузки:
для притупленного клина

$$\alpha_{n\max} = \frac{k_d G_n}{\bar{\eta}' \sum l_i} \frac{1}{\tilde{b} \tilde{p}_{03}}; \quad (\text{IX.52})$$

для зубка с цилиндрической рабочей поверхностью

$$\alpha_{ц\max} = \frac{k_d G_n}{\bar{\eta}' \sum d_i} \frac{\bar{C}}{\pi \tilde{R}_ц \tilde{p}_{03}^2}; \quad (\text{IX.53})$$

для зубка со сферической рабочей поверхностью

$$\alpha_{с\max} = \frac{k_d G_n}{\bar{\eta}' \sum d_i} \frac{6d \bar{C}^2}{\pi^3 \tilde{R}_с^2 \tilde{p}_{03}^3}, \quad (\text{IX.54})$$

где k_d — коэффициент динамичности работы долота; $\bar{\eta}'$ — средняя доля одновременно работающего вооружения (для трехшарошечных долот $\bar{\eta}' \approx 0,3$); $\tilde{b}$, $\tilde{R}_ц$, $\tilde{d}$ и $\tilde{R}_с$ — средневзвешенные геометрические характеристики вооружения.

2. Полученные значения $\alpha_{n\max}$, $\alpha_{ц\max}$ и $\alpha_{с\max}$ сравнить с $\alpha_{kп}$, $\alpha_{kц}$ и α_{kc} (см. табл. IX.4). Наилучшим будет тот вид вооружения, который обеспечит наивысший скачок разрушения породы. При одинаковых номерах скачков предпочтение отдается притупленному клину, затем клиновому зубку.

3. Границы достижимой области разрушения (например, $\alpha_{kп}$ и $\alpha_{(k+1)п}$ при k -ом скачке) позволяют рассчитать диапазон осевой нагрузки на долото. Нижнее значение нагрузки

для притупленного клина

$$G_n = \alpha_{kп} \tilde{b} (\tilde{p}_{03} + t_{sp}) \frac{\bar{\eta}' \sum l_i}{k_d}; \quad (\text{IX.55})$$

для клинового зубка

$$G_n = \alpha_{kц} \pi \tilde{R}_ц \frac{\bar{\eta}' \sum d_i (\tilde{p}_{03} + t_{sp})^2}{\bar{C} + t_{sc}}; \quad (\text{IX.56})$$

для зубка со сферической рабочей поверхностью

$$G_n = \alpha_{kc} \frac{\pi^3 \tilde{R}_с^2 \bar{\eta}' \sum d_i (\tilde{p}_{03} + t_{sp})^3}{6d (k_d (\bar{C} + t_{sc})^2)}. \quad (\text{IX.57})$$

Если при расчете окажется, что $G_n \geq G_n$, то работа при k -ом скачке разрушения породы невозможна и необходимо перейти к $(k-1)$ -му скачку.

Верхнее значение нагрузки рассчитывается по $\alpha_{(k+1)}$ и по средним значениям показателей свойств пород (т. е. по $\tilde{p}_{03}$ и $\bar{C}$). Если $G_n \geq G_n$, то принимается $G_n = G_n$. В интервале $G_n \leq G_0 \leq G_n$ лежит оптимальное значение нагрузки (G_0) на долото, которое отыскивается бурйльщиком в процессе бурения.

§ 11. ОПОРЫ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ

Опора шарошки предназначена для передачи осевой нагрузки и крутящего момента от корпуса долота к вооружению с мини-

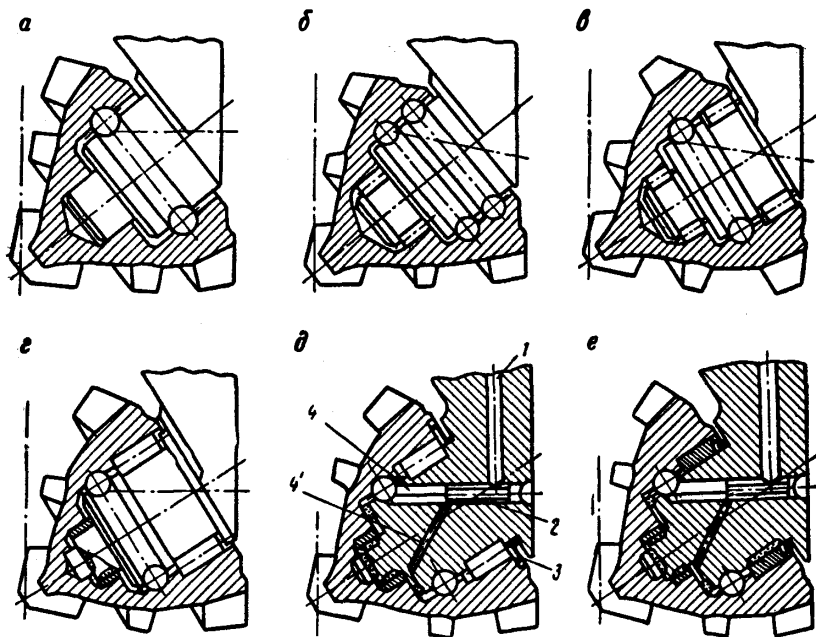


Рис. IX.18. Основные конструкции (схемы) опор шарошечных долот

Таблица IX.5. Подшипники опор шарошек

Тип подшипника	Краткое описание
Радиальный:	
Р	Цилиндрические ролики
С	Скольжения со специальным покрытием цапфы
С _б	Скольжения без покрытия
Радиально-упорный	
Ш	Шариковый
Ш _з	Шариковый двустороннего действия (замковый)
Упорный:	
С _у	Скольжения со специальным покрытием цапфы
С _т	Скольжения без покрытия

мальными внутренними потерями энергии и выполняется в виде комбинации радиальных, радиально-упорных и упорных подшипников. При этом обязательно хотя бы один радиально-упорный подшипник должен быть двустороннего действия (замковый). Описание подшипников приведено в табл. IX.5, а основные схемы опор показаны на рис. IX.18.

Обозначения подшипников, приведенные в табл. IX.5, используются для краткого описания схемы опоры. Запись ведется последовательно от периферии к оси долота, например РШ_зСС_у (см. рис. IX.18, з) и читается: опора включает подшипники радиальный роликовый, замковый

шариковый, радиальный скольжения со специальным покрытием цапфы и упорный скольжения со специальным покрытием цапфы.

Шариковый подшипник имеет малую несущую способность, однако он хорошо работает в условиях перекоса шарошки и не замением для замкового подшипника.

Роликовый подшипник имеет среднюю несущую способность. Основной недостаток — при износе тел качения и беговых дорожек и в условиях перекоса шарошек имеет тенденцию к самозаклиниванию в результате поворота ролика.

Подшипники скольжения имеют высокую несущую способность и наименьшие габаритные размеры. Они могут быть образованы как непосредственно поверхностями цапфы и шарошки (типы C_6 и C_7), так и поверхностью цапфы, наплавленной твердым сплавом и кольцом или пятой из инструментальной стали Р-18, запрессованными в шарошку (типы C и C_y). Недостатком является низкая долговечность, особенно подшипников без покрытия, при высоких частотах вращения.

Выбор типа подшипника и их комбинации при конструировании опоры определяется размером и типом долота. Так как с уменьшением размера долота ухудшаются условия вписываемости подшипников, вместо роликовых подшипников ставят шариковые и даже скольжения.

В твердых горных породах долота работают при максимальной осевой нагрузке и высокой динамичности, поэтому необходимо применять подшипники с высокой несущей способностью.

При бурении в мягких и средних горных породах осевые нагрузки несколько меньше, причем значительно ниже динамичность. Поэтому для уменьшения размеров внутренней полости шарошек и увеличения высоты зубьев допускается использовать шариковые подшипники вместо роликовых.

Опоры долот работают при высоких динамических нагрузках и частотах вращения. Из рис. IX.18, а — г видно, что опоры со стороны лапы открыты для доступа в них промыточной жидкости.

Промывка скважин осуществляется преимущественно водой и водными растворами, которые имеют высокую охлаждающую, но низкую смазывающую способность. Кроме того, промыточная жидкость в призабойной зоне содержит большое количество шлама, который, попадая в опору долот, увеличивает сопротивление вращению и вызывает абразивное изнашивание элементов опоры. В результате долговечность таких опор весьма мала. При высокооборотных способах бурения она редко превышает 5—8 ч, а при низкооборотных 20—30 ч.

В настоящее время в связи с широким использованием твердого сплава для вооружения шарошек увеличение долговечности опор стало одной из основных задач проблемы повышения производительности долот.

Одно из направлений в решении этой задачи — создание герметизированной автономной системы смазки опор шарошек. Основные элементы системы смазки — это лубрикатор и уплотне-

ние шарошки относительно цапфы. Лубрикатор выполняется или в виде отдельного переводника, устанавливаемого над долотом, или в лапах долота. Во втором случае каждая секция долота имеет свою систему смазки.

Создание автономной системы смазки позволило значительно расширить область применения подшипников скольжения.

Проблема охлаждения опор шарошек особенно остро стоит при бурении с продувкой скважины воздухом. В долотах, предназначенных для бурения с продувкой воздухом, делается специальный канал в лапе и цапфе, соединяющий внутреннюю полость долота с полостью шарошки (см. рис. IX.2). Задача смазки опоры решается распылением масла, залитого в установленный над долотом лубрикатор-переводник, потоком воздуха. Воздух, выходя из шарошки у основания цапфы, препятствует попаданию шлама в опору и защищает ее от абразивного изнашивания.

Простейшую опору (рис. IX.18, а) по схеме $\text{Ш}_3\text{С}_6$ применяют при изготовлении долот диаметром до 93 мм. Для сборки замкового подшипника в лапе просверлено отверстие. После сборки в отверстие вставляют палец и крепят сваркой. Этот метод сборки замковых подшипников характерен для всех схем опор.

Опоры по схеме $\text{Ш}_3\text{Ш}_3\text{Р}$ (рис. IX.18, б) применяют в долотах диаметром до 215, 9 мм, опоры $\text{РШ}_3\text{Р}$ (рис. IX.18, в) используют в долотах диаметром 215,9 мм и более. Разновидностями являются схемы $\text{Ш}_3\text{Ш}_3\text{Ш}$, $\text{РШ}_3\text{Ш}$ и $\text{ШШ}_3\text{Ш}$. Эти опоры предназначены для высокооборотного бурения и относятся к типу В.

Опоры по схемам $\text{РШ}_3\text{СС}_у$ (рис. IX.18, г) и $\text{РШ}_3\text{С}_у\text{СС}_у$ предназначены для бурения при средних и низких частотах вращения и относятся к типу Н. Эти же схемы опор используются в долотах с герметизацией подшипников. На рис. IX.18, д приведена схема $\text{РШ}_3\text{С}_у\text{СС}_у$. Отличительная особенность герметизированной опоры — канала 1 для подвода смазки от лубрикатора, проточки на пальце 2, наличие резинометаллического уплотнения 3 и смазкоподводящих каналов 4, 4' (канал 4 выполнен в виде лысок на пальце).

Опоры по схеме $\text{СШ}_3\text{С}_у\text{СС}_у$ (рис. IX.18, е) предназначены для бурения только при низких частотах вращения и относятся к типу А. Выполняются такие опоры только герметизированными. Герметизация их осуществляется резиновым кольцом круглого или овального сечения.

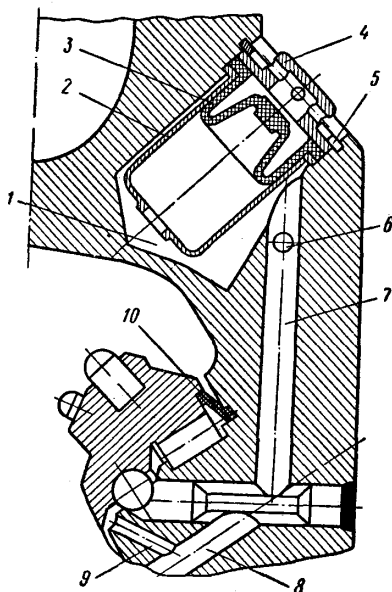
Серийно выпускаются долота с лубрикатором в лапе долота (рис. IX.19). Для этого со стороны спинки лапы выполняется полость 1, в которую вставляется стакан 2, ограничивающий деформацию диафрагмы 3. Лубрикатор закрывается крышкой 4, удерживаемой упругим разрезным кольцом 5. Полость над диафрагмой через отверстия в крышке сообщается с внешней средой. Полость под диафрагмой через полость 1 и канал 7 (см. рис. IX.18, д, канал 1) сообщается с полостью подшипников.

Лубрикатор работает следующим образом. При спуске долота в скважину давление промывочной жидкости передается через

диафрагму на смазку, находящуюся в полости 1, и далее в полость подшипников. Таким образом происходит выравнивание давления с внутренней и наружной сторон уплотнения. В процессе бурения происходят колебания шарошки относительно цапфы и связанные

Рис. IX.19. Герметизированная система смазки шарошечного долота:

1 — полость в лапе; 2 — стакан; 3 — диафрагма; 4 — крышка; 5 — пружинное кольцо; 6 — клапан; 7 — канал в лапе; 8, 9 — каналы в цапфе; 10 — уплотнение



с ними колебания объема полости подшипников. При уменьшении этого объема избыток смазки вытесняется в лубрикатор, а при увеличении объема возвращается в опору. Из сказанного выше следует, что лубрикатор выполняет функции компенсатора. Для работы при повышенных частотах вращения долот этого недостаточно, так как подшипники перегреваются. В настоящее время ведутся работы по созданию систем смазки с продавкой и циркуляцией масла через подшипники, обеспечивающих надежное смазывание и охлаждение рабочих поверхностей опоры.

§ 12. СИСТЕМЫ ПРОМЫВКИ ДОЛОТ ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ

Промывка забоя скважины — обязательный технологический процесс; она предназначена для очистки призабойной зоны от шлама и охлаждения рабочих элементов долота в процессе разрушения горной породы.

При очистке призабойной зоны от шлама необходимо решить две задачи: отделить шлам от забоя и вынести шлам в кратчайший срок в пространство над долотом. Из схемы на рис. V.21 следует, что отколотая частица породы прижимается к забою действием веса столба жидкости. Отрыв частицы можно осуществить в результате либо смены знака прижимающей силы, либо сдвига или опрокидывания ее силой, направленной в плоскости забоя. Первая схема реализуется скоростным напором струи жидкости, воздействующей на забой вблизи частицы; вторая —

потоком жидкости в плоскости забоя скважины. Оторванная от забоя частица должна быстро подниматься из зоны работы шарошек. В противном случае она возвращается на забой и повторно разрушается, т. е. непроизводительно расходуется энергия и дополнительно изнашивается инструмент.

В настоящее время в долотах реализуются две основные схемы промывки — обычная (центральная) и гидромониторная (боковая).

Обычная система промывки в долотах по ГОСТ 20692—75 включает внутреннюю полость долота, подводящий канал и одно центральное отверстие круглого сечения (см. рис. IX.2). Такая система промывки имеет весьма высокий коэффициент расхода ($\mu = 0,90 \div 0,95$). Известны также системы промывки с треугольным или щелевидным промывочными отверстиями и с числом отверстий по числу шарошек. В настоящее время эти разновидности обычной системы промывки находят ограниченное применение.

Преимуществом системы является хорошая организация радиального потока на забое вследствие растекания от центра к стенке скважины; кроме того, решена задача выноса шлама в пространство над долотом. Отрыв шлама от забоя происходит только по второй схеме — это большой недостаток данной системы промывки.

Гидромониторная система промывки выполняется преимущественно у долот типов М, МЗ, МСЗ, С и СЗ и обеспечивает скорости истечения жидкости из насадок 80—120 м/с. Практически полное перекрытие забоя шарошками (см. рис. IX.1) вызывает значительные трудности с точки зрения направления струй непосредственно на забой и приближения насадок к забою. В современных долотах струи направляются на периферийную часть забоя между периферийными конусами шарошек (см. рис. IX.1, б). Эта задача решается (рис. IX.20) путем выполнения в лапе долота глубоко проштампованного кармана 1, из которого начинается проводящий канал 2 к гидромониторному узлу. Гидромониторный узел (ГМУ) включает насадку 3, уплотнение 4 и пружинное кольцо 5.

Наибольшее приближение насадки к забою обеспечивает крепление насадки резьбовой втулкой [24].

Перепад давления на гидромониторном долоте

$$P_d = \rho_1 \frac{Q_n^2}{2\mu^2 f_n^2}, \quad (IX.58)$$

где ρ_1 — плотность промывочной жидкости; Q_n — расход жидкости через насадку; μ — коэффициент расхода системы промывки; f_n — площадь сечения насадки.

Из рис. IX.20 видно, что гидромониторная система промывки как бы состоит из последовательно соединенных местных сопро-

тивлений. Основное влияние на потери напора будут оказывать подводящий канал и ГМУ как элементы с наименьшим сечением каналов, тогда

$$P_d = P_n + P_{\text{н}}, \quad (\text{IX.59})$$

где P_n и $P_{\text{н}}$ — потери напора в подводящем канале и насадке.

Величины P_n и $P_{\text{н}}$ также можно найти по формуле (IX.58), если подставить в нее коэффициенты расхода подводящего канала μ_n , насадки $\mu_{\text{н}}$ и соответствующие площади сечений f_n и $f_{\text{н}}$.

Подставив соответствующие выражения для расчета P_d , P_n и $P_{\text{н}}$ в уравнение (IX.58) и решив его относительно μ , получим

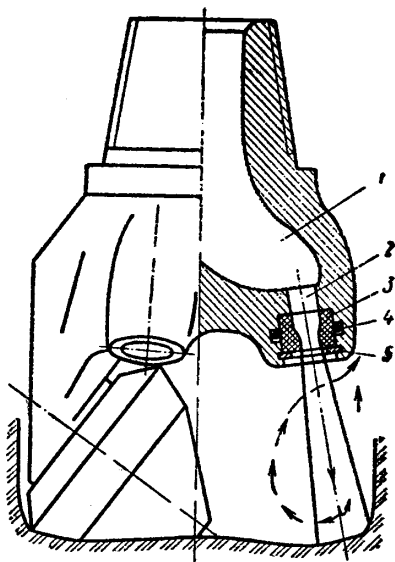
$$\mu = \frac{\mu_{\text{н}}}{\sqrt{(\mu_{\text{н}}\mu_n)^2 (f_{\text{н}}/f_n) + 1}}. \quad (\text{IX.60})$$

Рис. IX.20. Трехшарошечное долото с гидромониторной системой промывки (стрелками показано направление потока промывочной жидкости)

Из формулы (IX.60) следует, что коэффициент расхода системы промывки долота меньше, чем коэффициент расхода насадки, и может быть приближен к последнему путем увеличения μ_n и уменьшения отношения площадей $f_{\text{н}}/f_n$.

Преимущество системы — высокая энергия струи, позволяющая реализовать отрыв шлама на периферийной части забоя по первой схеме. В средней части забоя шлам отрывается под действием радиального потока к центру скважины. Взаимодействие встречных потоков у центра — недостаток такой системы. Недостатком системы является также подъем жидкости с шламом через те же проемы между лапами, в которых размещены ГМУ. Струи жидкости из ГМУ увлекают часть жидкости со шламом обратно на забой. Это означает, что организация потока жидкости у гидромониторных долот значительно хуже, чем у долот с центральной промывкой. Улучшению организации потока способствуют приближение выхода из насадок к забою, а также асимметричная схема промывки.

Совершенствование системы промывки долот всегда находится



в центре внимания исследователей. Некоторые направления этих работ освещены в [30].

§ 13. РАЗМЕРЫ И ШИФР ДОЛОТ ПО ГОСТ 20692—75

В соответствии с ГОСТ 20692—75 могут выпускаться шарошечные долота 39 диаметров от 46 до 508 мм. Эти долота отличаются от ранее выпускаемых номинальным диаметром, размером присоединительной резьбы и точностью изготовления. Ниже приведены диаметры некоторых долот (в мм) по старой нормали и по действующему в настоящее время ГОСТу.

ОН26-02-128—69		161	190	214	243	269	295
ГОСТ 20692—75		165,1	190,5	215,9	244,5	269,9	295,9

В современный шифр долота последовательно входят:

1. Вид долота по числу шарошек: одношарошечные (I), двухшарошечные (II), трехшарошечные (III).

2. Диаметр долота (в мм).

3. Тип долота, отражающий исполнение вооружения шарошек и область их применения (например, М, МЗ, С и т. д.). Типы долот и их обозначение по ГОСТ 20692—75 совпадают с нормалью Н 26-02-128—69.

4. Расположение промывочных или продувочных каналов: с центральной промывкой (Ц), с гидромониторной (боковой) промывкой (Г), с центральной продувкой (П), с боковой продувкой (ПГ).

5. Особенности конструкции опоры: только на подшипниках качения (опора типа В), два подшипника качения, остальные скольжения (опора типа Н); все подшипники скольжения, кроме замкового (опора типа А); в случае герметизации опоры добавляется буква (У).

Примеры шифров: III 215,9С-ГН ГОСТ 20692—75; III 190,5Т-ЦВ ГОСТ 20692—75; III 215,9ТЗ-ГНУ ГОСТ 20692—75; III 215,9С-ГН-3 ГОСТ 20692—75. В последнем случае цифра 3 означает номер модификации.

При маркировке трехшарошечных долот и долот с центральной промывкой не маркируются цифра III и буква Ц. Маркировка приведенных выше долот имеет вид: 215,9С-ГН ГОСТ 20692—75; 190,5ТВ ГОСТ 20692—75.

§ 14. ИЗНАШИВАНИЕ И ПОЛОМКИ ЭЛЕМЕНТОВ ДОЛОТА

В процессе бурения наиболее интенсивному изнашиванию подвергаются вооружение, опоры и система промывки долот. При достижении предельного износа хотя бы одного элемента долото становится непригодным к дальнейшему применению и требует замены. Наряду с постепенным изнашиванием нередко наблюдаются и поломки отдельных элементов, которые могут привести

к внезапной частичной или полной потере работоспособности долота.

Изнашивание элементов вооружения долота имеет смешанный абразивный и ударно-абразивный характер.

В зависимости от характера взаимодействия с горной породой формируются три основных профиля изнашиваемых зубьев: с плоской вершиной, параллельной начальной площадке притупления; со скруглением вершины; с приострением вершины.

Экспериментальное изучение изнашивания зуба в виде притупленного клина было проведено при бурении кольцевым забоем доломита и алевролита на установке АИ-4. Некоторые результаты опытов при бурении доломита приведены в табл. IX.6.

Таблица IX.6. Режим и скорость изнашивания зубьев в виде притупленного клина при бурении доломита

v_0	Работа взаимодействия, Дж		$A_c = \frac{A_0 + A_R}{A_p}$	Скорость изнашивания, мм/ч	Графики на рис. IX.21
	A_p	$A_0 + A_R$			
-0,15	4,5	2,9	0,65	—	a
0	4,5	0,1	0,02	1,6	b
15	6,5	1,6	0,24	7,7	—
30	5,5	4,3	0,78	31,2	в

Из табл. IX.6 видно, что скорость изнашивания зубьев по высоте обусловлена работой трения.

На рис. IX.21 приведены профили зубьев, полученные в процессе бурения доломита, и графики реализации энергии (зависимости мгновенной мощности N от угла поворота φ_1 , начиная с момента контактирования до момента выхода из контакта с породой).

Из рис. IX.21, a видно, что при отрицательном скольжении формируется практически плоский профиль изношенного зуба вследствие равномерного изнашивания металла по всей рабочей поверхности зуба.

При $v_0 = 0$ (рис. IX.21, б) опережающему износу подвергается кромка зуба со стороны набегающей грани (поверхность I), несколько меньшему износу подвержена кромка зуба со стороны сбегающей грани. Износ зуба со стороны поверхности II весьма мал, что и обусловило сравнительно низкую скорость изнашивания зуба по высоте. Ранее было показано, что при угле взаимодействия $\varphi_1 = 0$ скорость скольжения $v_0 \neq 0$. Это скольжение зуба обуславливает повышенное изнашивание его кромок. В целом формируется профиль зуба со скругленной вершиной, смещенной к его сбегающей грани.

При положительном скольжении (рис. IX.21, в) наблюдается изнашивание зуба с приострением вершины вследствие износа со стороны как набегающей, так и сбегающей граней. Причем со

стороны набегающей грани интенсивность изнашивания значительно выше, чем со стороны сбегающей.

Логично предположить, что распределение износа по ширине зуба связано с характером реализации энергии в процессе поворота зуба. Из рис. IX.21 видно, что реализация энергии крайне нестационарна. Общая мгновенная мощность быстро достигает максимума, а затем понижается. Принципиальное отличие имеет реализация мощности трения N_θ при отрицательном и положительном скольжении.

При отрицательном скольжении N_θ принимает максимальное значение в вертикальном положении зуба, что и обуславливает практически плоский профиль изнашиваемого зуба. При положительном скольжении первый максимум мощности трения имеет место в начале взаимодействия и обуславливает опережающее

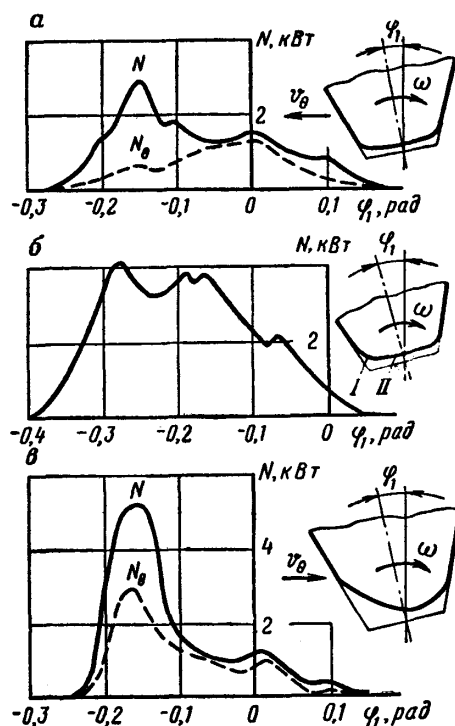
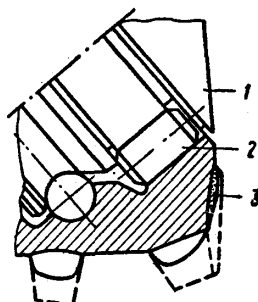


Рис. IX.21. Профили изношенных зубьев и графики реализации энергии этими зубьями при разрушении доломита:

а — $v_\theta'' = -0,15$; б — $v_\theta = 0$; в — $v_\theta'' = 0,30$

Рис. IX.22. Схема распределения износа по длине зубьев:

1 — спинка лапы; 2 — ролик; 3 — наплавка твердого сплава



изнашивание зуба со стороны набегающей грани. Второй максимум, хотя и более низкий, чем первый, наблюдается после прохождения зубом вертикального положения и обуславливает высокую скорость изнашивания сбегающей грани зуба. При бурении алевролита получены аналогичные результаты.

Неравномерно также и распределение износа по длине зубьев (рис. IX.22) из-за повышенной скорости изнашивания у торцов. Особенно интенсивно изнашиваются торцы периферийных зубьев,

калибрующих скважину. Для повышения износостойкости торцы этих зубьев обязательно армируются со стороны обратного конуса (см. рис. IX.3). В случае износа армирующего слоя возможны интенсивное уменьшение диаметра долота, износ лапы, оголение большого роликового подшипника и выпадение роликов.

Единого мнения, какой износ вооружения считать предельным, нет. Например, В. С. Федоров рекомендовал считать, что вооружение долота вышло из строя, если хотя бы один венец изношен по высоте более чем на 75 % начальной высоты. На промыслах Тюмени принимают, что долото по вооружению отработано полностью, если хотя бы один венец изношен по высоте на 100 %. Основным признаком износа вооружения является снижение механической скорости проходки. Принято считать, что долото по вооружению отработано полностью, если скорость проходки снизилась до 0,4—0,5 от начальной.

При разбуривании шарошечными долотами некоторых обломочных горных пород наблюдается резкое падение механической скорости в процессе бурения, не соответствующее износу воору-

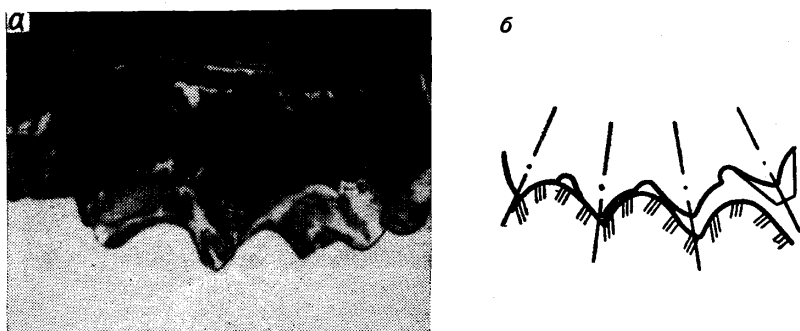


Рис. IX.23. Зубья периферийного венца, изношенные с приострением (а), и схема взаимодействия их с рейкой на забое скважины (б)

жения. Рассмотрим это явление на примере долота типа Т, отработанного турбинным способом в доманиковых слоях на Серафимовской площади Башкирии. Для этого долота механическая скорость к концу бурения упала почти в 3 раза, хотя износ по высоте не превышал в среднем одной трети начальной высоты зубьев. Специфична только форма периферийных зубьев с острыми вершинами (рис. IX.23, а). Такое изнашивание называется самозатачиванием зубьев.

Графическим методом был построен профиль забойной рейки. Результаты построения приведены на рис. IX.23, б.

Из рис. IX.23 видно, что самозатачивание зубьев свидетельствует о принципиальном изменении взаимодействия зубьев с породой. Опорными поверхностями периферийных зубьев в этом

случае являются не вершины, а их боковые грани и впадины, которыми эти венцы как бы обкатываются по рейке забоя. По мере приработки венцов к рейке удельное давление на горную породу быстро уменьшается, при этом падает и механическая скорость проходки — долото как бы зависает на рейке. Эффективность работы долот в этом случае может быть повышена в результате разрушения рейки.

Поломки элементов вооружения обусловлены цикличностью работы, весьма высокой неравномерной нагрузкой и характерны для долот, разрушающих твердые и очень твердые горные породы. Для фрезерованного вооружения характерны следующие

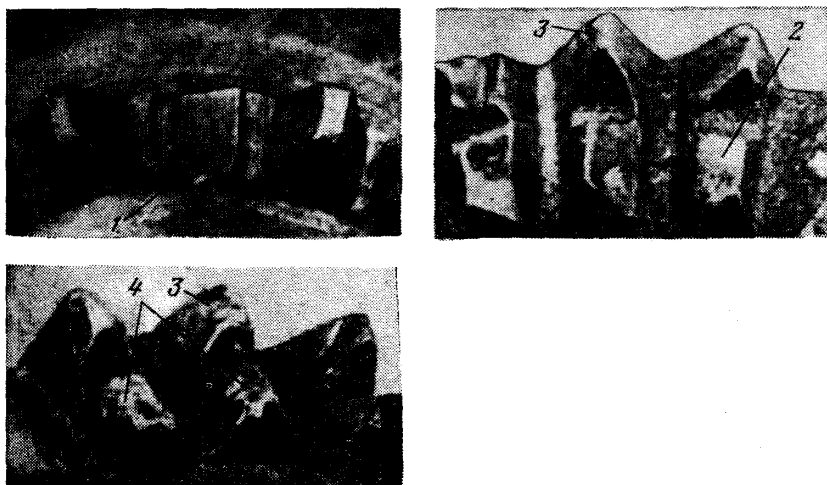


Рис. IX.24. Виды поломок зубьев долота типа Т:

1 — под корень; 2 — в среднем сечении; 3 — выкрашивание; 4 — смятие

виды поломок (рис. IX.24): поломка под корень, поломка в среднем сечении, выкрашивание части вершины зубьев, смятие зубьев.

Механизм разрушения зубьев описан в [10]. Большое количество поломок зубьев долот с фрезерованным вооружением свидетельствует о несоответствии типа долота разбуриваемым породам.

По мнению ряда исследователей, армирование боковых граней зубьев твердым сплавом снижает их стойкость к поломкам и выкрашиванию. Поэтому долота, предназначенные для бурения малоабразивных пород, не имеют наплавки на боковых гранях зубьев.

Поломки и выпадение зубков — основной вид выхода из строя твердосплавного вооружения шарошек, так как скорость абразивного изнашивания твердого сплава весьма мала и не определяет долговечности долота. Основные виды поломок — скол вершин и слом зубков. С целью повышения долговечности твердосплавного вооружения шарошек в настоящее время ведутся работы по повышению качества твердого сплава и надежности крепления зубков. Резервы повышения долговечности — улучшение схемы размещения вооружения долот на шарошках для уменьшения кратности перегрузки отдельных элементов и применение демпфирующих устройств с целью уменьшения динамической составляющей осевой нагрузки.

Изнашивание опор качения долот носит осповидный и абразивный характер. Высокие нагрузки на элементы подшипника вызывают значительные пластические деформации на контакте, а в случае качения роликов и шариков со скольжением приводят к проявлению теплового износа. Изнашивание элементов подшипников увеличивает люфты, изменяет условия работы тел качения, а внешне оно проявляется в увеличении момента на долоте из-за роста сопротивления вращению шарошек на опорах.

В случае, когда момент сопротивления вращению шарошек становится равным или большим, чем крутящий момент относительно оси шарошки, создаваемый реакцией забоя, наблюдается прекращение вращения шарошки, называемое заклиниванием. Бурение с заклиненными шарошками может привести к аварии, а поэтому долото необходимо заменить.

Изнашивание системы промывки, приводящее к выходу долота из строя, характерно для гидромониторных долот. Основным признаком выхода из строя системы промывки является резкое падение давления на выходе бурового насоса из-за выпадения насадок на забой.

Причинами выпадения насадок могут быть недостаточные прочность крепления и герметичность уплотнения, а также размыв подводящего канала.

Испытания на прочность и герметичность не подтвердили гипотезы об их основном влиянии на отказ системы промывки [24]. Изучение состояния системы промывки на разных стадиях работы, выполненное производственным объединением «Куйбышевбурмаш», позволило уточнить механизм изнашивания.

Промывочная жидкость, резко изменяя скорость и направление движения на входе в подводящий канал, изнашивает кромку этого канала. Область изнашивания распространяется вниз и достигает уплотнения. После размыва канавок уплотнения жидкость начинает двигаться через крепление насадки, размывает его, и насадка выпадает на забой. При этом резко падает давление на выходе насоса.

Для снижения скорости изнашивания промывочного канала рекомендуется увеличить его диаметр так, чтобы скорость движения жидкости не превышала 30 м/с.

§ 15. КОД ДЛЯ КРАТКОЙ ЗАПИСИ ВЕЛИЧИН И ХАРАКТЕРА ИЗНАШИВАНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ ДОЛОТА

В соответствии с [14] принята следующая система краткой записи данных об изнашивании элементов долота.

Износ вооружения оценивается по наиболее изношенному венцу и измеряется в четвертых долях от начальной высоты зубьев. Он обозначается: В1 — уменьшение высоты зубьев на $\frac{1}{4}$. В2 — уменьшение высоты зубьев на $\frac{1}{2}$ ($\frac{2}{4}$) и т. д.

При наличии скола зубьев, скола и выпадения зубков добавляется буква «С», а в скобках показывается количество разрушенных элементов (в %).

При закруглении зубьев периферийных венцов (см. рис. IX.22) добавляется буква «Р». При зацеплении зубьев шарошек добавляется буква «Ц». Пример записи: В3С(20)РЦ — вооружение одного из венцов изношено на $\frac{3}{4}$ по высоте, 20 % зубьев сколото, зубья периферийного венца скруглены, имелось зацепление отдельных венцов.

Износ опоры оценивается по наибольшей «качке» торца шарошки относительно оси цапфы и обозначается:

П1 — износ небольшой (например, для долот диаметрами 190,5—215,9 мм «качка» торца шарошек до 2 мм);

П2 — износ средний («качка» торца для тех же долот до 5 мм);

П3 — износ большой («качка» торца для долот 190,5—215,9 мм более 5 мм, имеется опасность выпадения тел качения и наблюдается «заедание» шарошки при вращении от руки);

П4 — отказ (разрушение) опоры.

В случае повреждения узла герметизации ставится буква «У», а в скобках показывается число поврежденных узлов.

При заклинивании шарошки добавляется буква «К», а в скобках показывается число заклиненных шарошек. Пример записи: П2У(1)К(2) — износ подшипников средний, один узел герметизации разрушен, две шарошки заклинены.

В случае повреждения гидромониторного узла ставится буква «Г», а в скобках показывается число поврежденных узлов, например Г(2).

Уменьшение диаметра долота измеряется в мм. В записи ставится буква «Д» и далее цифра уменьшения диаметра в мм. Пример полной записи: В2С(15)РЦПЗУ(2)К(1)Г(1)Д3.

В случае аварийного износа обозначение следующее:

Ав — долото поднято без вершин шарошек, в скобках количество вершин шарошек, оставленных в скважине;

Аш — долото поднято без шарошек, в скобках количество шарошек, оставленных в скважине;

Ас — долото поднято без шарошек и лап, в скобках количество шарошек с лапами, оставленных в скважине.

§ 16. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ДОЛГОВЕЧНОСТИ ВООРУЖЕНИЯ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ ПРИ АБРАЗИВНОМ ИЗНАШИВАНИИ

Схема к расчету изнашивания зуба долота по высоте приведена на рис. IX.25. Дифференциальное уравнение, связывающее время и скорость изнашивания, имеет вид

$$dt = dh/a, \quad (\text{IX.61})$$

где t — время; h — износ вооружения по высоте; a — скорость изнашивания вооружения по высоте.

Для определения долговечности T элемента вооружения принимаем граничные условия:

$$t = 0, h = 0;$$

$$t = T, h = h_n,$$

где h_n — предельный износ зуба по высоте.

Решение уравнения (IX.61) найдем для двух случаев:

1) зависимость a от $N_{\text{уд}}$ ($N_{\text{уд}}$ — удельная мощность трения) линейная, вида (VI.10);

2) зависимость a от $N_{\text{уд}}$ степенная, вида (VI.11).

Для расчета долговечности элемента вооружения шарошечного долота определим $N_{\text{уд}}$ по формуле

$$N_{\text{уд}} = \frac{NA_c}{\Sigma z F}, \quad (\text{IX.62})$$

где N — мощность, реализуемая вооружением долота; A_c — доля работы сил трения (см. рис. IX.13); Σz — сумма зубьев долота; F — средневзвешенная площадь рабочей поверхности одного элемента вооружения долота.

В процессе изнашивания зуба по высоте площадь F монотонно увеличивается. Рассмотрим зависимость F от h для притупленного клина (рис. IX.25). Нетрудно показать, что при плоском износе

$$F_n = l(b + 2h \operatorname{tg} \gamma) \left[1 + \frac{h}{l} (\operatorname{tg} \alpha_1 + \operatorname{tg} \alpha_2) \right]. \quad (\text{IX.63})$$

Обозначим множитель в квадратных скобках K_1 и оценим его величину. Для современных долот $h_0 \approx l$ (h_0 — начальная высота зуба), углы α_1 и α_2 изменяются от 0 до 10° , причем сумма $\alpha_1 + \alpha_2 \approx 10^\circ$. Принимаем, что h изменяется от нуля до $0,75h_0$ (предельный износ).

Одновременно в процессе изнашивания увеличивается рабочая поверхность зубьев долота вследствие скругления вершин, что можно учесть коэффициентом K_2 : $F' = K_2 F_n$, где F' — рабочая поверхность зуба при наличии скругления вершины.

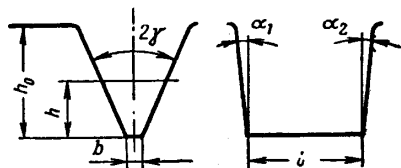


Рис. IX.25. Схема к расчету долговечности элементов вооружения долота

Коэффициент K_2 для долота В-190Т можно определить по эмпирической формуле

$$K_2 = 1,42 - 0,29 \frac{h}{h_0}. \quad (\text{IX.64})$$

Окончательно зависимость площади рабочей поверхности зуба от h представим в виде

$$F = K_0 l (b + 2h \operatorname{tg} \gamma), \quad (\text{IX.65})$$

где $K_0 = K_1 K_2$. Ниже приведены результаты расчета этих коэффициентов.

h/h_0	0	0,25	0,5	0,75
K_1	1,0	1,04	1,09	1,13
K_2	1,42	1,35	1,28	1,20
K_0	1,42	1,41	1,39	1,36

Из приведенных данных видно, что произведение $K_1 K_2$ с увеличением h/h_0 изменяется незначительно. Поэтому принимаем $K_0 = \text{const}$.

Формулу (IX.62) перепишем с учетом выражения (IX.65)

$$N_{\text{уд}} = \frac{N A_c}{\Sigma z K_0 l (b + 2h \operatorname{tg} \gamma)} \quad (\text{IX.66})$$

и обозначим

$$N_t = \frac{N A_c}{\Sigma z K_0 l}, \quad (\text{IX.67})$$

где N_t — интенсивность мощности трения; l — средневзвешенная длина зуба.

Тогда

$$N_{\text{уд}} = \frac{N_t}{b + 2h \operatorname{tg} \gamma}. \quad (\text{IX.68})$$

Подставив (IX.68) в формулу (VI.10) и далее в уравнение (IX.61), получим дифференциальное уравнение для первого случая

$$dt = \frac{(b + 2h \operatorname{tg} \gamma) dh}{A N_t + B (b + 2h \operatorname{tg} \gamma)}. \quad (\text{IX.69})$$

Проинтегрировав уравнение (IX.69) и подставив граничные условия, получим формулу для определения долговечности:

$$T = \frac{h_{\text{п}}}{B} - \frac{A N_t}{2 B^2 \operatorname{tg} \gamma} \ln \left| 1 + \frac{2 B h_{\text{п}} \operatorname{tg} \gamma}{A N_t + B b} \right|. \quad (\text{IX.70})$$

Аналогично получим дифференциальное уравнение для второго случая

$$dt = \frac{(b + 2h \operatorname{tg} \gamma)^k dh}{A N_t^k}. \quad (\text{IX.71})$$

Решение этого уравнения

$$T = \frac{(b + 2h_n \operatorname{tg} \gamma)^{k+1} - b^{k+1}}{2AN_i^k (k+1) \operatorname{tg} \gamma}. \quad (\text{IX.72})$$

Формулы (IX.70) и (IX.72) позволяют рассчитать долговечность элементов вооружения долота, если известны интенсивность мощности трения и абразивность горных пород по отношению к материалу вооружения.

Расчеты области применения различных форм вооружения в зависимости от механических свойств горных пород и диапазона нагрузок, а также долговечности вооружения являются основанием для принятия решения о перспективных типах долот для разбуривания рассматриваемого интервала пород.

Долговечность вооружения шарошечных долот необходимо сопоставить с ожидаемой долговечностью опор шарошек, которая зависит от режима работы и свойств разбуриваемых пород. Ориентировочно долговечность негерметизированных опор долот при высокооборотном бурении составляет 2—6 ч, а при низкооборотном — 10—30 ч. В случае, если долговечность фрезерованного вооружения долот меньше долговечности опоры, рекомендуется применять долота соответствующих типов с твердосплавным вооружением. При этом следует учитывать, что долговечность вооружения долот типов М и С может быть существенно повышена армированием зубьев наплавкой твердого сплава.

Окончательное решение о рациональном типе долота и оптимальном режиме его работы принимается на основании статистического анализа результатов работы перспективных типов долот.

Глава X.

КОЛОНКОВЫЕ ДОЛОТА И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ИНСТРУМЕНТ

§ 1. ЦЕЛЬ БУРЕНИЯ И ОСОБЕННОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КОЛЬЦЕВЫМ ЗАБОЕМ

Разрушение горных пород кольцевым забоем при бурении на нефть и газ применяется с целью выбуривания образцов горных пород (кернов) и осуществляется с помощью специальных колонковых долот. Извлекаемый на поверхность керн служит основным материалом для прямого изучения состава, строения и механических свойств горных пород разреза, а также для изучения геологического строения месторождений, определения запасов нефти и газа, составления проектов разработки и для решения ряда других задач. Поэтому извлечение высококачественного керна в достаточном количестве — основная задача при бурении разведочных скважин.

Основным количественным показателем отбора керна принят вынос керна B (в %):

$$B = (H_k/H) 100, \quad (X.1)$$

где H_k — длина керна; H — длина пробуренного интервала.

Признаками качества керна являются: диаметр керна; степень размыва и загрязненности промывочной жидкостью; цельность керна (неразрушенность).

Для проведения механических испытаний и других исследований диаметр керна не должен быть меньше 60 мм. Желательно иметь керн диаметром 70—110 мм.

Размыв, выщелачивание и загрязнение керна промывочной жидкостью искажают как свойства горных пород, так и состав и свойства насыщающих керн флюидов. Задача полной изоляции керна от промывочной жидкости не решена. Вредное влияние промывочной жидкости на керн снижается при уменьшении скорости и времени активного воздействия жидкости на керн.

Цельность (неразрушенность) керна — одно из основных условий для проведения испытаний по определению механических и других свойств горной породы. Чем больше диаметр керна, тем выше его устойчивость к внешним нагрузкам, тем лучше он сохраняет свойства горной породы в условиях залегания. Для сохранения керна необходимо по возможности исключить динамические воздействия на него как в процессе бурения, так и при последующем извлечении и хранении.

Принцип разрушения горных пород кольцевым забоем не отличается от принципа разрушения сплошным забоем. Основными особенностями являются калибровка вооружением долота двух цилиндрических поверхностей (стенки скважины и керна) и предохранение керна от размыва промывочной жидкостью.

§ 2. ОСНОВНЫЕ СХЕМЫ КОЛОНКОВЫХ ДОЛОТ И КОНСТРУКТИВНЫЕ ОСОБЕННОСТИ КОЛОНКОВЫХ СНАРЯДОВ

Схема образования керна и основные схемы колонковых долот приведены на рис. X.1. Всякое колонковое долото состоит из бурильной головки, предназначенной для разрушения забоя и образования керна, и колонкового снаряда (керноприемного устройства), предназначенного для размещения керна, его сохранения, отрыва от забоя и транспортирования на поверхность. До рассмотрения схем, пользуясь обозначениями на рис. X.1, введем основные показатели, характеризующие совершенство долот с точки зрения отбора керна.

Коэффициент керноотбора

$$K_{\kappa_0} = D_{\kappa}/D_r, \quad (X.2)$$

где D_{κ} — диаметр керна; D_r — диаметр бурильной головки. Чем выше K_{κ_0} , тем больше долото удовлетворяет требованию отбора керна максимально возможного диаметра.

Коэффициент керноприема

$$K_{\text{кп}} = D_{\text{к}}/h_{\text{к}}, \quad (\text{X.3})$$

где $h_{\text{к}}$ — расстояние от забоя до входа в керноприемное устройство долота. Чем больше $K_{\text{кп}}$, тем меньше керн подвергается прямому воздействию промывочной жидкости и вращающегося инструмента, т. е. тем меньше керн размывается и разрушается.

Простейшее колонковое долото (рис. X.1, а) состоит из бурильной головки (коронки) 1, корпуса 2, выполняющего одновременно функции колонковой трубы, и переводника 3 для присоединения к бурильному инструменту. Такие долота широко применяют при бурении структурно-поисковых скважин малого диаметра от 36 до 151 мм.

Коронка предназначена для выбуривания керна. Вооружение коронки может быть твердосплавным или алмазным, т. е. это инструмент истирающе-режущего действия. Выбуренный керн размещается в колонковой трубе. Промывочная жидкость проходит в долоте через зазор между керном и колонковой трубой, и далее, пройдя между элементами вооружения, выходит в кольцевой зазор между колонковой трубой и стенкой скважины.

Керн отрывается от забоя и при подъеме инструмента удерживается в колонковой трубе внутренним конусом коронки. В мягких горных породах проводится «затирка» керна. При «затирке» перед подъемом инструмента бурят без промывки до 1 м. Выбуриваемый при этом шлам набивается между керном и коронкой и при подъеме инструмента заклинивает керн в коронке. В средних и твердых горных породах бурить без промывки нельзя. В этом случае перед подъемом в бурильный инструмент засыпают заклинивающий материал (например, битое стекло, щебень) и продавливают промывочной жидкостью. Момент попадания заклинивающего материала в конус коронки отмечается по повышению давления на насосе. В этот момент насос отключают и начинают подъем инструмента.

Основным преимуществом простейшего колонкового долота является получение максимального коэффициента керноотбора (до 0,87). К недостаткам относятся непрерывное воздействие потока промывочной жидкости и вращающейся трубы на керн и низкая надежность отрыва и удержания керна при подъеме инструмента из скважины.

Колонковые долота для глубокого роторного бурения (рис. X.1, б) включают бурильную головку 1, соединенную с корпусом 2. Бурильные головки могут иметь наружную присоединительную резьбу (например, у ДКНУ2 — двойной колонковый набор УфНИИ, вторая модель), внутреннюю (например, у СК — снаряд керноотборочный конструкции ВНИИБТ). Колонковое долото через переводник 3 соединяется с бурильным инструментом. В корпусе на подшипнике 4 подвешена колонковая труба. В верхней части колонковой трубы установлен дренажный клапан 5 со сбрасываемым шаром. К нижней части колонковой трубы 6

привинчивается корпус кернарвателя 7, в котором установлен кернарватель 8. В ДКНУ2 предусмотрена установка последовательно двух кернарвателей.

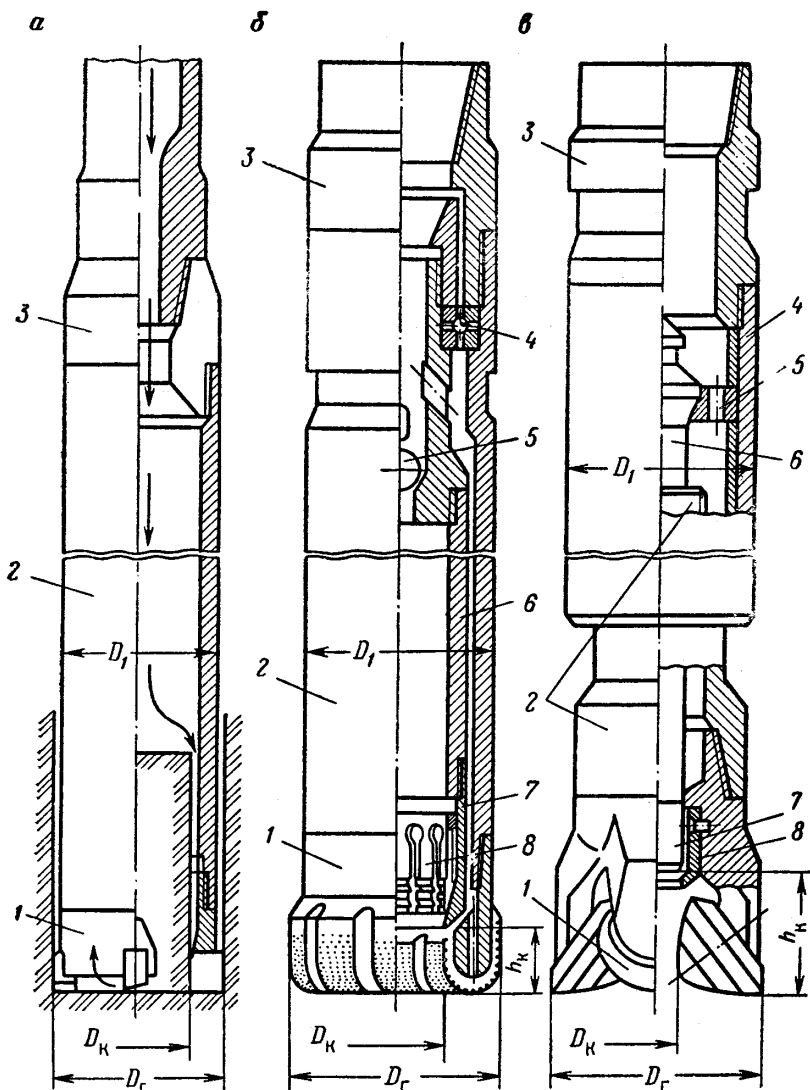


Рис. X.1. Схемы колонковых долот

Кернарватели применяют двух основных типов: цанговые для твердых пород (такой кернарватель показан на рис. X.1, б) и рычажковые для мягких пород. Принцип работы цангового кернарвателя — заклинивание керна в конусной части кернаприемного устройства, принцип работы рычажкового кернарвателя — подрезание керна и перекрытие входа кернаприемного устройства.

В скважину колонковое долото спускают без шара дренажного клапана. Перед началом бурения колонковую трубу промывают, затем в бурильные трубы сбрасывают шар. В процессе углубления скважины керн приподнимает кернорватель, раздвигает его рабочие элементы и проходит в колонковую трубу. Промывочная жидкость из колонковой трубы вытесняется через дренажный клапан. После окончания бурения долото приподнимают, а керн и кернорватель движутся вниз относительно долота. Кернорватель сжимается конусом керноприемного устройства, заклинивает в нем керн, и при дальнейшем движении долота вверх керн отрывается от забоя.

Размещение керна в колонковой трубе, защита от размыва и применение кернорвателей позволили повысить вынос керна и уменьшить влияние на него промывочной жидкости. Однако при этом уменьшился коэффициент керноотбора, который не превышает 0,44.

Схема на рис. X.1, б соответствует колонковому долоту СК, созданному на базе ДКНУ2 и КДИМ типа «Недра II» (колонковое долото, вторая модификация), схемы которых не имеют принципиальных отличий. Конструкции других колонковых долот приведены в [13, 18, 23].

Отбор керна при турбинном бурении (рис. X.1, в) осуществляется турбодолотами типа КТД3 и КТД4 (колонковое турбодолото, третья и четвертая модели), созданными на базе турбобура с полым валом, через который проходит съемная колонковая труба (грунтоноска).

Турбодолото включает бурильную головку 1 преимущественно дробяще-скалывающего действия, установленную на валу 2. Переводником 3 турбодолото присоединяется к бурильному инструменту. В корпусе 4 на неподвижной конической подвеске 5 установлена грунтоноска 6, которая проходит через вал 2 и керноприемной частью 7 входит в центрирующую втулку 8 бурильной головки. В верхней части грунтоноска снабжена головкой для захвата ее шлипсом и имеет дренажный клапан. В керноприеме грунтоноски установлен кернорватель.

В скважину турбодолото спускают без грунтоноски, которую сбрасывают в бурильные трубы после промывки перед началом бурения. После окончания отбора керна с помощью шлипса, спускаемого в скважину на канате, захватывают грунтоноску и извлекают на поверхность. Если бурильная головка не изношена, то в скважину сбрасывают другую грунтоноску, и бурение продолжают.

Серийно выпускают турбодолота КТД3 и КТД4С:КТД3-240, КТД4С-240, КТД4С-195 и КТД4С-172. В шифре первая цифра означает модель, трехзначное число — диаметр корпуса (D_1 на рис. X.1), С — секционное.

Основное преимущество турбодолот — высокая скорость проходки. К недостаткам относятся самый низкий коэффициент керноотбора, не превышающий 0,28, и высокая динамичность

работы. Поэтому удовлетворительный вынос керна они обеспечивают только в твердых плотных горных породах.

§ 3. ОСОБЕННОСТИ КОНСТРУКЦИИ БУРИЛЬНЫХ ГОЛОВОК

Бурильные головки, как и долота, различаются по типу, принципу воздействия на забой, материалу вооружения и конструкции основных рабочих элементов.

Трехлопастная бурильная головка типа М показана на рис. X.2, а. Вооружены лопасти зубками Г23 с одновременным смещением по высоте и окружности. Кернообразующая часть

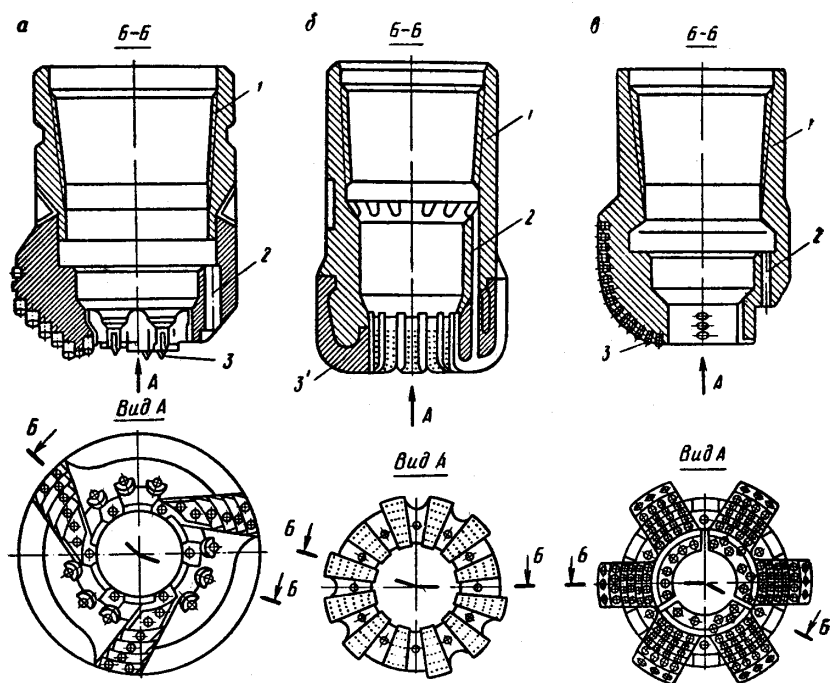


Рис. X.2. Твердосплавная (а), алмазная радиальная (б) и ИСМ (в) бурильные головки:

1 — корпус; 2 — промывочное отверстие; 3 — элемент вооружения; 3' — матрица

выполнена в виде коронки с усиленным вооружением. Основной поток промывочной жидкости отведен от керна. Полный шифр бурильной головки КУК212,7/80М (первая цифра — диаметр бурильной головки, вторая — диаметр керна).

В соответствии с ОСТ 39.026—76 выпускаются бурильные головки с алмазным вооружением и ИСМ (рис. X.2, б, в), предназначенные для работы со снарядами СК.

Бурильные головки типов М и С из природных алмазов готовятся однослойными ступенчатыми радиальными и обозначаются,

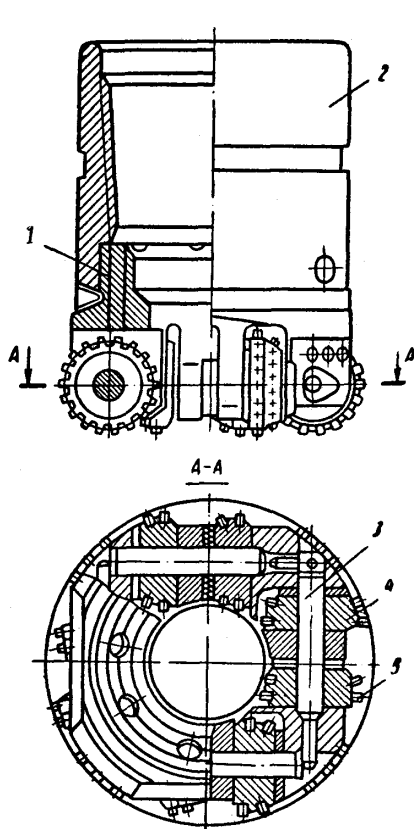


Рис. X.3. Восьмишарошечная бурильная головка:

1, 2 — сварной корпус; 3 — ось шарошек; 4 — шарошка; 5 — твердосплавный зубок

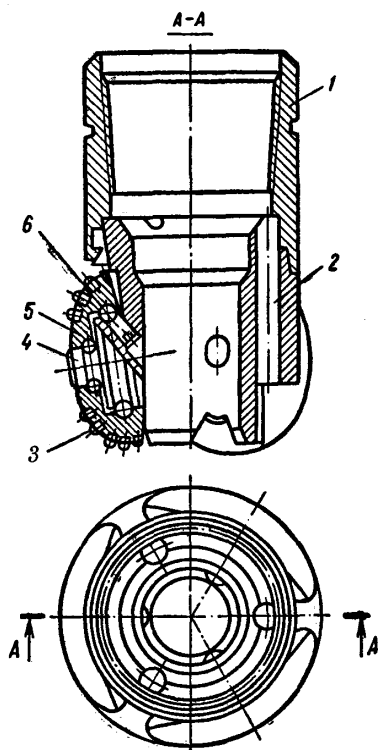


Рис. X.4. Трехшарошечная бурильная головка:

1 — корпус; 2 — промывочное отверстие; 3 — клиновидный втулок; 4 — цапфа; 5 — шарошка; 6 — палец вальмового подшипника

например, КТ188/80М2 или КТ138/52С3 (последние цифры — номера модификаций). Кроме того, бурильные головки типа С выполняются однослойными с синтетическими алмазами (например, КТС212/80С3), а также импрегнированными как с природными (КТИ212/90С3), так и с синтетическими алмазами (КТСИ188/80С3).

Бурильные головки типа СТ выполняются однослойными, радиальными с гладкими секторами и имеют шифр, например КР212/80СТ2.

Бурильные головки ИСМ выпускаются трех типов: М, МС и С.

Шарошечные бурильные головки предназначены для работы со снарядами типа «Недра» и турбодолотами.

Бурильные головки типа МСЗ (рис. X.3) имеют восемь шарошек, размещенных на четырех горизонтальных осях. Четыре шарошки обрабатывают периферийную часть забоя и четыре — прилегающую к керну. Вооружены шарошки клиновыми зубками. Выпускаются бурильные головки под шифром 17ВК (17 — модель, В — Верхнесергинский завод, К — колонковая), например 17ВК212,7/80МСЗ.

Бурильные головки типа СЗ (рис. X.4) имеют три чечевицеобразные шарошки, вооруженные клиновыми зубками, и выпускаются под шифрами 6ВК и 6НК, например 6ВК 212,7/80СЗ (здесь Н — шифр опытного завода ВНИИБТ).

Бурильные головки типов СТ и ТКЗ (см. рис. X.1, в) выполняются четырехшарошечными и предназначены для работы с турбодолотами. Они выпускаются под шифрами 1ВК и 2ВК (например, 2ВК269,9/60СТ). Шарошки типа СТ имеют фрезерованное вооружение, но кернообразующая часть шарошек вооружена клиновыми зубками. Шарошки типа ТКЗ вооружены клиновыми и сферическими зубками.

Бурильные головки для работы со снарядами «Недра II» типов СТ, ТКЗ и К — шестишарошечные (рис. X.5). Они имеют два вида шарошек: три шарошки для разрушения периферийной части забоя и три — для разрушения части забоя, прилегающей к керну. Такие бурильные головки выпускаются под шифрами 20ВК, 21ВК, 20НК и 21НК (например, 20НК190/80ТКЗ).

Трех- и восьмишарошечные бурильные головки могут быть отнесены к инструментам истирающе-режущего, а остальные — к инструментам дробяще-скалывающего действия.

Специфичная конструкция бурильных головок (за исключением четырехшарошечных) обусловлена стремлением полу-

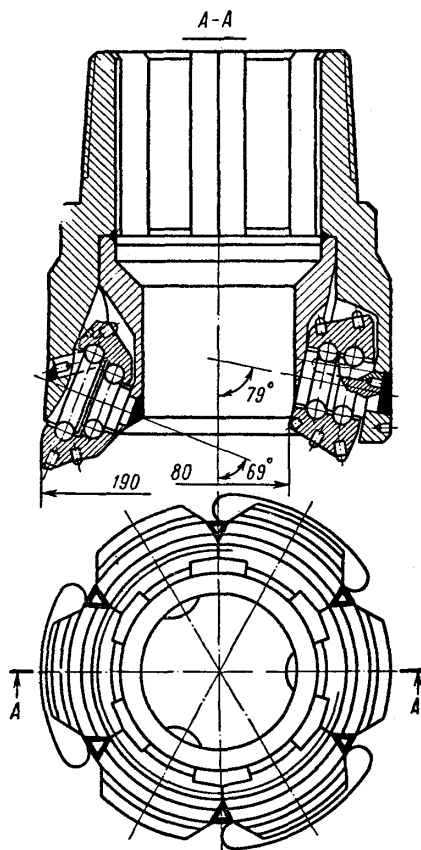


Рис. X.5. Шестишарошечная бурильная головка 20НК190,5/80К

чить максимальные коэффициенты керноотбора и керноприема, а также обеспечить защиту керна от прямого воздействия струй промывочной жидкости.

§ 4. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПОЛНОТУ ОТБОРА КЕРНА. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПО ТРУДНОСТИ ОТБОРА КЕРНА

Вынос керна при колонковом бурении практически всегда меньше 100 %. Различают две основных группы факторов, обуславливающих разрушение и потерю части керна, — геологическую и технико-технологическую.

Геологические факторы объективны, их нельзя устранить, однако можно уменьшить их влияние на снижение выноса керна. К этим факторам относятся:

1. Низкая прочность горных пород. Вынос керна резко снижается, если твердость пород по штампу ниже 40—70 МПа. Керна разрушается под действием радиального биения и изгиба инструмента и под действием сил трения. Повысить сопротивление керна разрушающим нагрузкам можно, только увеличив его диаметр.

2. Низкая водоустойчивость горных пород (пески, пльвуны, слабосцементированные песчаники и мелоподобные известняки). Для увеличения выноса керна необходимо защитить керн от прямого воздействия струй промывочной жидкости, а также ограничить время активного и общего контактов керна с промывочной жидкостью, т. е. применять долота с максимальным коэффициентом керноприема. Если позволяют условия, то отбирать керн в таких породах лучше с промывкой пенами или с продувкой воздухом.

3. Высокая трещиноватость горных пород. Такие породы распадаясь на куски, заклинивают керн как при выбуривании, так и в колонковой трубе. Это приводит к истиранию керна. В настоящее время предупреждение заклинивания керна в колонковой трубе осуществляется созданием в ней восходящего потока промывочной жидкости струйным насосом, включаемым в состав колонкового долота. Соответствующие колонковые снаряды называются эжекторными и подробно описаны в [23].

4. Высокая абразивность горных пород, обуславливающая быстрое изнашивание кернообразующего вооружения головок и кернорвателей. Профилактические мероприятия — увеличение износостойкости или запаса кернообразующего вооружения бурильных головок и армирование кернорвателей твердым сплавом. Кроме того, в соответствии с ожидаемой долговечностью инструментов ограничивают время отбора керна.

В соответствии с трудностью отбора керна предложен ряд классификаций горных пород. Например, в основу классификации, предложенной ВИТРОм, положены твердость и степень нарушен-

ности горных пород. Все горные породы по твердости разделены на пять групп:

- первая — породы XII—X категорий (крепкие);
- вторая — породы IX—VIII категорий (твердые);
- третья — породы VII—VI категорий (средней твердости);
- четвертая — породы V—IV категорий (малой твердости);
- пятая — породы III—I категорий (мягкие, рыхлые, сыпучие, пльвучие, размываемые водой).

По степени нарушенности горные породы разделены на три группы:

А — монолитные, не разрушаются вибрацией и промывкой, имеют до 10 трещин на 1 м керна;

Б — трещиноватые и перемежающиеся по твердости, разрушаются вибрацией и промывкой, имеют 10—20 трещин на 1 м керна;

В — раздробленные, размываются и истираются, имеют более 20 трещин на 1 м.

Технико-технологические факторы обусловлены совершенством конструкции колонковых долот, правильностью выбора типа и компоновки инструмента и режима бурения при отборе керна.

Большое влияние на вынос керна оказывает точность изготовления колонковых долот, особенно бурильных головок и керноприемных устройств. Например, биение долота резко увеличивает усилия, воздействующие на керн, и вызывает его разрушение. Повышение продольной устойчивости колонкового долота достигается правильным выбором компоновки бурильного инструмента в соответствии с применяемым режимом работы долота.

К технологическим мероприятиям, направленным на повышение выноса керна, относятся выбор оптимального типа бурильной головки и режима ее работы. Для надежного отрыва и удержания керна в колонковой трубе необходимо правильно подобрать тип и размер кернарователей, а также установить предельное время работы, в течение которого износ бурильной головки и кернаприемного устройства не превысит критического.

Повышение выноса керна во многом зависит от квалификации бурильщика. Поэтому наряду с усовершенствованием техники и технологии бурения с отбором керна необходимо уделять большое внимание повышению теоретической и профессиональной подготовки бурильщиков и их материальной заинтересованности в получении максимального выноса керна.

§ 5. ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА КОЛОНКОВЫХ ДОЛОТ В РАЗНЫХ УСЛОВИЯХ

Общим принципом выбора породоразрушающих инструментов является обеспечение проводки скважины в плановые сроки с минимальными затратами средств и при необходимом качестве продукции. При бурении кольцевым забоем основным показателем качества является вынос керна, обеспечивающего решение задач, стоящих перед разведочным бурением [11, 13].

Тип колонкового снаряда (керноприемного устройства) выбирают в соответствии с характеристикой интервала горных пород, где предстоит отбирать керн. Современные колонковые снаряды делятся на три типа:

1) для отбора керна в плотных горных породах — к ним относятся снаряд типа «Недра» и турбодолота при использовании их с шарошечными бурильными головками;

2) для отбора керна в трещиноватых, перемятых или чередующихся по твердости горных породах — к ним относятся снаряды «Недра» при использовании их с бурильными головками ИР, и снаряды СК и СКУ, предназначенные для бурения алмазными бурильными головками;

3) для отбора керна в сыпучих, легко разрушаемых и размываемых горных породах.

Бурильную головку выбирают в соответствии с типом колонкового снаряда, твердостью и абразивностью горных пород. При проектировании режима бурения учитываются ограничения по осевой нагрузке на долото и количеству промывочной жидкости, чтобы не допускать разрушения керна. Оптимизация режима бурения при отборе керна направлена в основном на увеличение выноса керна и обеспечение его качества.

§ 6. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ

Для выполнения вспомогательных работ в скважине серийно изготавливаются пикообразные и фрезерные долота, калибраторы и расширители. Фрезерные долота не имеют принципиальных отличий от долот ИР.

Пикообразные долота выпускают диаметрами от 98,4 до 444,5 мм двух типов ПР и ПЦ.

Долото типа ПР (рис. X.6) изготавливают на базе двухлопастного долота. Оно состоит из корпуса 1 и лопасти 2, выполненной в виде пика. В корпусе имеются присоединительная резьба и два промывочных отверстия 3. Лопасть армируется твердосплавными пластинками и наплавляется твердым сплавом. В калибрующих боковых гранях лопасти установлены цилиндрические зубки. Долото ПР предназначено для проработки ствола скважины и подготовки забоя перед проведением ловильных работ по удалению мелких металлических предметов из скважины.

Долото типа ПЦ по конструкции аналогично долоту типа ПР и отличается от него отсутствием армирования боковых граней лопасти. Это долото предназначено для разбуривания цементного камня в обсадной колонне и не должно повреждать трубы.

Калибратор — породоразрушающий инструмент, устанавливаемый непосредственно над долотом и предназначенный для калибровки ствола скважины до размера, равного диаметру долота,

а также для уменьшения радиального биения долота. Калибраторы выполняются лопастными и шарошечными.

По числу лопастей калибраторы бывают трех-, четырех- и шестилопастными. По виду вооружения — твердосплавными, ИСМ и

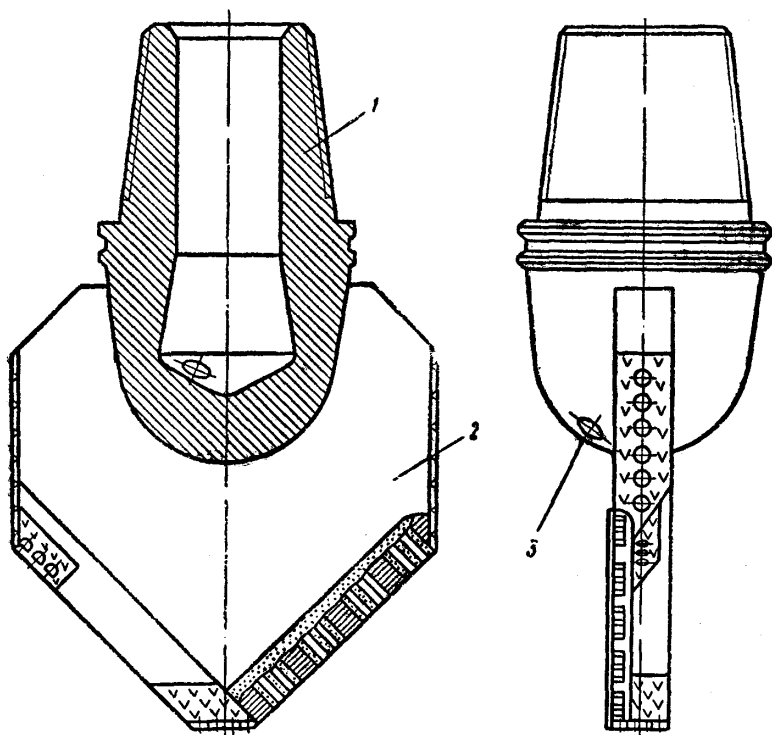


Рис. X.6. Пикообразное долото

алмазными. Конструкция трехлопастного калибратора с твердосплавным вооружением показана на рис. X.7, а.

Основной недостаток лопастных калибраторов — быстрое снижение их эффективности по мере изнашивания вооружения лопастей из-за уменьшения диаметра.

Шарошечные калибраторы имеют перед лопастными преимущество в запасе вооружения и лучшем его охлаждении в результате цикличности работы. Они выполняются в основном трехшарошечными (рис. X.7, б). Шарошки устанавливают на осях в пазах корпуса под некоторым углом к оси калибратора для уменьшения сопротивления движению при спуске инструмента. Вооружение шарошек может быть зубчатым с наплавкой твердым сплавом и в виде вставных твердосплавных зубков. Основной недостаток таких калибраторов — быстрое изнашивание осей шарошек,

Сравнительно небольшой момент сопротивления вращению шарошечных калибраторов и их хорошая проходимость по стволу скважины позволяют широко использовать их для центрирования бурильного инструмента в скважине. В этом случае калибратор как центратор может быть установлен на значительном расстоянии от долота.

Применение калибраторов позволяет снизить уменьшение диаметра скважины при износе долота и его радиальные биения. Это положительно отражается на долговечности как опоры долота, так и вооружения.

Расширителем называется породоразрушающий инструмент, предназначенный для увеличения диаметра скважины до размеров, значительно превышающих диаметр долота. Например, скважину бурят долотом диаметром 244,5 мм. Керн в скважине отбирают имеющимся в наличии колон-

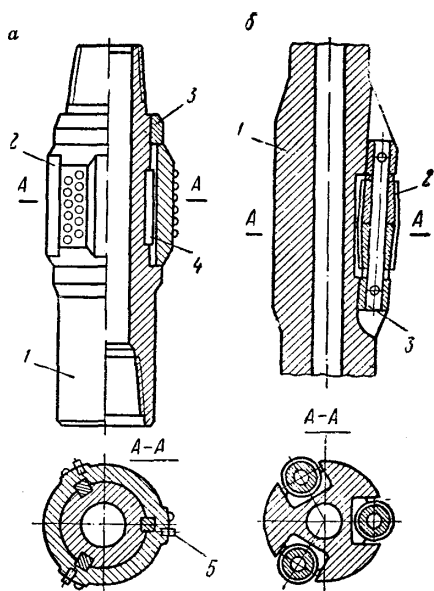


Рис. X.7. Калибраторы:

a — трехлопастной конструкции ВНИИБТ
1 — корпус, 2 — муфта, 3 — кольцо, 4 — шпонка; *б* — твердосплавный зубок; *б* — трехшарошечный: 1 — корпус, 2 — двойная шарошка, 3 — ось шарошек

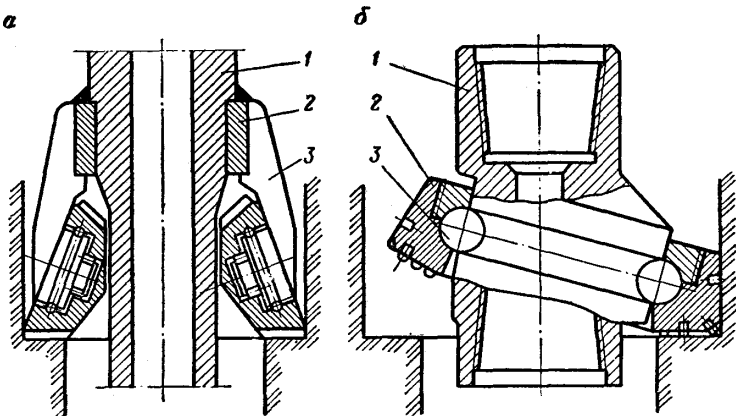


Рис. X.8 Расширители:

a — трехшарошечный конструкции Сергеева; *б* — одношарошечный конструкции ВНИИБТ

ковым долотом диаметром 190,5 мм. Для увеличения диаметра скважины со 190,5 мм до 244,5 мм следует применять расширитель. Расширители изготовляют режуще-скалывающего, истирающе-режущего и дробяще-скалывающего действий.

На рис. X.8, а приведены конструкция и схема работы трех-шарошечного расширителя. Он состоит из корпуса 1, к которому приварена муфта 2 с тремя лапами 3. На цапфе лап установлены двухконусные шарошки. Вооружение шарошек может быть фрезерованным и твердосплавным в виде вставных зубков.

На рис. X.8, б приведены конструкция и схема работы одно-шарошечного расширителя. Расширитель состоит из корпуса 1 и шарошки 2, установленной на шарикоподшипнике 3. Шарошка вооружена твердосплавными зубками.

При работе расширителя скважина очищается от шлама восходящим потоком промывочной жидкости. Активное воздействие жидкости непосредственно на забой, разрушаемый расширителем, отсутствует.

Глава XI.

БУРИМОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. ПОНЯТИЕ О БУРИМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД. ПОКАЗАТЕЛИ И КЛАССИФИКАЦИИ БУРИМОСТИ

Буримость горных пород определяется совокупностью геологических и технико-технологических факторов и характеризует затраты времени и средств на разрушение пород при бурении скважин.

Основные геологические факторы — литологический состав, механические свойства, неоднородность горных пород и пластовое давление. Характеристики горных пород оцениваются категориями или показателями твердости, абразивности и сплошности.

Основные технико-технологические факторы — тип буровой установки, способ бурения, тип породоразрушающего инструмента и режим его работы, свойства промывочной жидкости. Большую роль играет и субъективный фактор — квалификация буровой бригады.

Изучение буримости горных пород как комплексного показателя необходимо для нормирования буровых работ и при решении ряда технологических задач.

В качестве показателей буримости горных пород используют как результаты изучения механических свойств горных пород, так и промысловые данные о работе долот. При бурении на нефть и газ буримость оценивается твердостью по штампу и выделяются

мягкие, средние, твердые, крепкие и очень крепкие породы, которые соответствуют группам категорий, приведенным в § 2 гл. VII.

При оценке буримости по промысловым данным также выделяются мягкие, средние, твердые, крепкие и очень крепкие породы. Однако эти группы категорий часто не соответствуют группам, выделяемым по твердости по штампу, а являются условными и отражают лишь относительную буримость горных пород.

В нормативных документах Мингео СССР широкое применение нашла классификация в категориях буримости горных пород (табл. XI.1). В основе классификации лежит обобщенный показатель, рассчитываемый по формуле

$$D = 3A_d^{0,8}a_c, \quad (XI.1)$$

где D — обобщенный показатель буримости; A_d — показатель динамической прочности горных пород, определяемый методом толчения; a_c — показатель абразивности, определяемый методом истирания свинцовой дроби.

Таблица XI.1 Классификация горных пород по ОСТ 41-89 — 74

Категория буримости	Показатель	Представители осадочных пород по категориям буримости
I	—	Торф, лёсс, песок, супесь без гальки, суглинки лёссовидные, слабый мел и др.
II	—	Плотные пески и суглинки, лед, глины средней плотности, мел, каменная соль и др.
III	2,0—3,0	Суглинки и супеси с примесью гальки, глины, слабосцементированные песчаники и алевролиты, гипс и др.
IV	3,1—4,5	Галечник, мерзлые пески, мергель, глинистые песчаники и алевролиты. Неплотные известняки и доломиты, ангидриты и др.
V	4,6—6,7	Песчаники, алевролиты и аргиллиты с карбонатным цементом, известняки, мрамор, плотные ангидриты
VI	6,8—10,1	Плотные мерзлые глины, песчаники, доломитизированные известняки, плотные доломиты и др.
VII	10,2—15,1	Кварцевые песчаники, конгломераты, кремнеземные аргиллиты, плотные доломиты и др.
VIII	15,2—22,7	Аргиллиты кремнистые, кремнеземные известняки и доломиты и др.
IX	22,8—34,1	Кремнистые песчаники, известняки, доломиты и др.
X	34,2—51,2	Песчаники кварцевые сливные
XI	51,3—76,8	Только метаморфизованные и изверженные породы
XII	76,9—115,2	То же

Недостатки этой классификации: определение показателей механических свойств горных пород не моделирует работу породоразрушающих инструментов; кроме того, в классификации не нашли отражения технико-технологические факторы.

Комплексным промысловым показателем буримости горных пород может быть себестоимость 1 м проходки. Однако для решения технологических задач бурения используется более простой показатель c — стоимость 1 м проходки по затратам, зависящим от времени. Этот показатель определяется по формуле (VII.11). При анализе промыслового материала применяют также такие показатели, как проходка на долото, рейсовая и механическая скорости бурения, рассчитываемые по формулам (VII.9) и (VII.5).

Из сравнения проходки на долото и показателей, вычисляемых по формулам (VII.5) и (VII.9) с (VII.11), видно, что они учитывают разное число факторов, входящих в формулу (VII.11), т. е. являются частными случаями комплексного показателя.

При проведении стендового бурения широко применяют показатели буримости — начальную механическую скорость проходки и начальную интенсивность разрушения породы (начальную проходку за 1 оборот долота).

§ 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ЗАДАЧИ, СВЯЗАННЫЕ С БУРИМОСТЬЮ ГОРНЫХ ПОРОД

Рассмотрим постановку некоторых технологических задач, связанных с буримостью горных пород.

Первая задача. Оптимизация технологии бурения базируется на промысловой информации о показателях бурения за предшествующий период. Последнее обуславливает необходимость применения статистических методов накопления и обобщения информации.

Накопление и обобщение информации ведется по пачкам одинаковой буримости горных пород. Объективное выделение пачек в разрезе — одна из основных задач изучения буримости пород, решение которой позволяет накопить в кратчайший срок и сгруппировать информацию так, чтобы каждый вариационный ряд в пределах пачки относился к одной генеральной совокупности. В основе выделения пачек должна лежать геологическая информация и в первую очередь информация о наличии и распространении признаков, определяющих сопротивление горных пород разрушению и их абразивность.

Правильность выделения пачек по геологическим признакам проверяется статистическим методом по основному показателю, экстремальное значение которого принято в качестве критерия при последующем обобщении промысловых данных, или по совокупности первичных показателей, по которым определяется основной показатель. Использование только статистических приемов при выделении пачек недостаточно, так как статистика может показать,

что решение принято неверно, но она не может доказать обратное утверждение.

Вторая задача — выбор оптимального типа долота для разбуривания данной пачки. Решение этой задачи может быть проиллюстрировано схемой, приведенной на рис. XI.1. Установление соответствия между показателями механических свойств горных пород

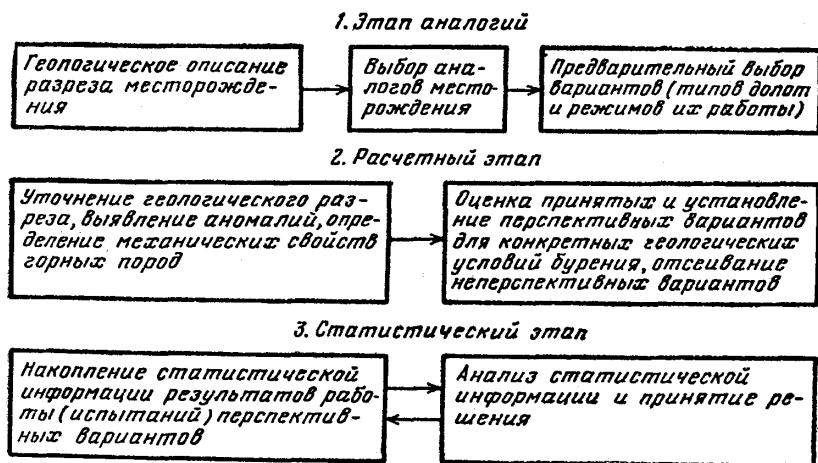


Рис. XI.1. Адаптационная схема выбора оптимальных типов долот и режима их работы

или категориями буримости и подгруппами и типами породоразрушающих инструментов (см., например, § 2 гл. VII) позволяет широко использовать метод аналогий при предварительном выборе вариантов на первом этапе.

При бурении первых скважин необходимо получить уточненную информацию о механических свойствах горных пород, что позволит на втором этапе расчетным путем уточнить варианты, подлежащие испытанию. Например, для шарошечных долот следует провести расчет для установления перспективной формы вооружения по методике, изложенной в гл. IX, § 10. В случае перспективности фрезерованного вооружения провести расчет его ожидаемой долговечности по методике, изложенной в гл. IX, § 16. Если полученная долговечность вооружения больше или соответствует ожидаемой долговечности опор долот, то такое вооружение перспективно. В случае, когда долговечность вооружения меньше долговечности опоры, следует провести оценку ожидаемых рейсовой скорости или стоимости 1 м проходки по затратам, зависящим от времени.

На третьем этапе проводится статистическая оценка перспективных вариантов по показателям рейсовой скорости и стоимости 1 м проходки, по затратам, зависящим от времени, и принимается решение. Однако оптимизация режима бурения на этом не закан-

чивается. По мере увеличения объема информации ведется дальнейшее совершенствование режима.

Третья задача связана с детализацией буримости пачки. Геологический разрез пачки неоднороден. Это предопределяет различие показателей работы долот. Статистические методы анализа результатов работы долот предполагают случайное распределение факторов, влияющих на показатели их работы, в том числе и случайное применение типов долот и режимных параметров в пределах пачки. Однако применение типов долот не является совершенно случайным. Рассмотрим условный пример. В силу объективных причин сложилась следующая практика отработки долот. В целом пачка разбуривается наименее дефицитным долотом (например, типа Т), а труднобуримые интервалы пачки, обусловленные окремнением пород, проходятся дефицитными долотами типа К и ТКЗ. При анализе статистическим методом получим, очевидно, что наиболее рационально долото типа Т, а показатели долот типов К и ТКЗ будут хуже. Следовательно, в дальнейшем в проект будут заложены долота типа Т, а долота типов К и ТКЗ не будут предусмотрены. Но труднобуримые интервалы существуют объективно и будут определять производительность долот в рассматриваемой пачке. Следовательно, принятое на основе такого анализа решение необъективно.

Поэтому для решения вопроса о рациональном типе долота необходим промысловый эксперимент. Перспективными долотами должна быть пробурена вся пачка, причем в одной скважине долотом одного типа, либо должен быть поставлен статистически спланированный эксперимент. Только так будут получены объективные данные для решения вопроса о рациональном типе долот. Такой эксперимент позволит провести детальный анализ буримости пород пачки и, в случае выявления определенной закономерности буримости, рекомендовать базовый тип долот и типы долот для разбуривания аномальных интервалов.

Принципы выделения пачек одинаковой буримости были сформулированы в работах В. С. Федорова. С учетом основных факторов, влияющих на буримость пород, эти принципы можно свести к следующим основным требованиям:

- 1) пачка должна быть непрерывной;
- 2) пачка должна быть пробурена долотами одного размера с промывкой одной и той же промывочной жидкостью (если целью исследований не является изучение влияния свойств буровых растворов на буримость пород);
- 3) пачка должна быть сложена горными породами, близкими по литологии;
- 4) основные показатели механических свойств горных пород или буримости по промысловым данным не должны изменяться с глубиной статистически значимо.

Эти требования обуславливают следующий порядок разбивки на пачки одинаковой буримости. Вначале в соответствии с конструкцией скважины на рассматриваемом месторождении выде-

ляются интервалы бурения долотами различного диаметра, затем интервалы бурения с промывкой одинаковыми растворами, далее по литологическим признакам и, наконец, по показателям механических свойств или, при их отсутствии, по промысловым показателям буримости проводится проверка однородности выделенных интервалов.

Выше было показано, что показатели буримости существенно зависят от типа долот и режима их работы. Поэтому при проверке однородности горных пород интервала по промысловым данным следует принять основной (наиболее часто встречающийся) тип долота и режим его работы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алексеев Ю. Ф. Современные методы прогнозирования физико-механических свойств горных пород и показателей работы долот. М., ВНИИОЭНГ, 1973.
2. Алексеев Ю. Ф., Кошляк В. А., Лаптев В. В. Прогнозирование физико-геологических условий и оптимизация бурения скважин по данным геофизики. М., ВНИИОЭНГ, 1983.
3. Ашмарин И. П., Васильев Н. Н., Амбросов В. В. Быстрые методы статистической обработки и планирование экспериментов. Изд-во ЛГУ, 1975.
4. Баклашов И. В., Картозия Б. А. Механика горных пород. — М., Недра, 1975.
5. Балицкий П. В. Взаимодействие бурильной колонны с забоем скважин. М., Недра, 1975.
6. Воздвиженский Б. И., Мельничук И. П., Пешалов Ю. А. Физико-механические свойства горных пород и влияние их на эффективность бурения. М., Недра, 1973.
7. Воздвиженский Б. И., Волков С. А., Волков А. С. Колонковое бурение. М., Недра, 1975.
8. Дверий В. П. Бурение скважин лопастными долотами. М., Недра, 1977.
9. Добрынин В. М., Серебряков В. А. Методы прогнозирования АВПД. М., Недра, 1978.
10. Долговечность буровых долот/В. Н. Виноградов, Г. М. Сорокин, А. Н. Пашков, В. М. Рубарх. М., Недра, 1977.
11. Инструкция по отбору кернa в рыхлых горных породах при бурении скважин для разработки нефтяных месторождений термическими методами (РД 39-2-687 — 82)/А. И. Агаева, М. И. Биберман, Н. П. Буторина и др. М., Миннефтепром, 1982.
12. Кардыш В. Г., Мурзаков Б. В., Окмянский А. С. Применение искусственных алмазов при бурении скважин за рубежом. М., ВИЭМС, 1982.
13. Князев И. К. Бурильщику об отборе кернa. М., Недра, 1981.
14. Комплексная методика классификации горных пород геологического разреза, разделения его на характерные пакки пород и выбора рациональных типов и конструкций шарошечных долот для эффективного разбуривания нефтяных и газовых месторождений (РД 39-2-52 — 78)/М. Г. Абрамзон, Б. В. Байдюк, Р. В. Винарский и др. М., ВНИИБТ, 1980.
15. Конесев Г. В., Мавлютов М. Р., Сливак А. И. Противоизносные и смазочные свойства буровых растворов. М., Недра, 1980.
16. Копылов В. Е. Разрушение мерзлых горных пород при бурении скважин: Тюмень, ТГУ, 1980.
17. Мавлютов М. Р. Разрушение горных пород при бурении скважин. М., Недра, 1978.

18. Масленников И. К., Матвеев Г. И. Инструмент для бурения скважин. Справочное пособие. М., Недра, 1981.
19. Междумов А. О. Основные направления повышения эффективности работы буровых долот за рубежом. М., ВНИИОЭНГ, 1980.
20. Методика обоснования интервалов применения долот ИСМ с учетом абразивности горных пород (РД 39-2-686 — 82)/А. П. Агулов, Л. А. Алексеев, М. И. Биберман и др. М., Миннефтепром, 1982.
21. Одношарошечные долота/А. В. Зубарев, Г. И. Матвеев, Ю. В. Рыжиков и др. М., Недра, 1971.
22. Павлова Н. Н. Деформационные и коллекторские свойства горных пород. М., Недра, 1975.
23. Породоразрушающий инструмент для геологоразведочных скважин. Справочник/Н. И. Корнилов, В. С. Травкин, Л. К. Берестень и Д. И. Коган. М., Недра, 1979.
24. Пути совершенствования промывочных узлов гидромониторных долот/А. К. Козодой, Е. П. Варламов, К. А. Кафидов и др. М., ВНИИОЭНГ, 1974.
25. Работнов Ю. Н. Механика деформируемого твердого тела. М., Наука, 1979.
26. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М., Недра, 1973.
27. Сельващук А. А., Бондаренко А. П., Ульянов М. Г. Прогнозирование градиента давления открытия поглощений при бурении скважин на месторождениях Восточной Украины. М., ВНИИЭгазпром, 1981.
28. Симонов В. В., Выскребцов В. Г. Работа шарошечных долот и их совершенствование. М., Недра, 1975.
29. Симонов В. В., Юнин Е. К. Влияние колебательных процессов на работу бурильного инструмента. М., Недра, 1977.
30. Совершенствование гидравлических схем промывки буровых долот/М. Р. Мавлютов, Р. Г. Седаков, Р. Ш. Муфазалов, Ю. В. Крючков, М., ВНИИОЭНГ, 1984.
31. Суриков В. В. Механика разрушения мерзлых грунтов. Л., Стройиздат, 1978.
32. Технология и техника разведочного бурения/Ф. А. Шамшев, С. Н. Тараканов, Б. Б. Кудряшов и др. Изд. 3-е, перераб. и доп. М., Недра, 1983.
33. Типовая методика испытания шарошечных долот при бурении нефтяных и газовых скважин (РД 39-2-754 — 82)/М. Г. Абрамсон, П. А. Кянджунцев, И. Д. Кистлеров. М., Миннефтепром, 1982.
34. Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В. Основы механики горных пород. Л., Недра, 1977.
35. Устойчивость горных пород при бурении скважин на большие глубины/М. К. Сеид-Рза, М. Д. Фаталиев, Т. Г. Фараджев и др. М., Недра, 1972.
36. Флорин В. А. Основы механики грунтов. Т. I. М., Стройиздат, 1969.
37. Фоменко Ф. Н. Бурение скважин электробуром. М., Недра, 1974.
38. Фридман Я. Б. Механические свойства металлов. Изд. 3-е, перераб. и доп. Ч. I. М., Машиностроение, 1974.
39. Эйгелес Р. М., Стрекалова Р. В. Расчет и оптимизация процесса бурения. М., Недра, 1977.
40. Царицын В. В. Алмазное бурение. М., Недра, 1975.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие к четвертому изданию	3
Введение	4
§ 1. Предмет и задачи курса «Разрушение горных пород при бурении скважин»	4
§ 2. Горные породы — объект разрушения при бурении скважин	5
§ 3. Понятие о скважине. Условия и способы разрушения горных пород при бурении скважин	9
 Часть первая	
ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД	
ГЛАВА I. ОСНОВЫ МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД	11
§ 1. Механические свойства твердых тел и их показатели	11
§ 2. Упругие напряжения и деформации в твердых телах	14
§ 3. Особенности напряжений и деформаций в пластичных телах. Основные виды разрушения	17
§ 4. Условия текучести и теории прочности	18
§ 5. Деформирование реальных твердых тел. Реологические модели	22
§ 6. Энергетические законы разрушения (диспергирования) твердых тел	25
ГЛАВА II. ПОКАЗАТЕЛИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ПРОСТЫХ ВИДАХ ИСПЫТАНИЙ И В УСЛОВИЯХ ВСЕСТОРОННЕГО СЖАТИЯ	26
§ 1. Простые виды испытаний горных пород	26
§ 2. Особенности деформирования и показатели механических свойств минералов	29
§ 3. Показатели упругих свойств горных пород	31
§ 4. Показатели прочностных свойств горных пород. Относительная прочность пород при различных видах испытаний	33
§ 5. Основные схемы испытаний горных пород в условиях всестороннего сжатия	35
§ 6. Поведение горных пород при равномерном всестороннем сжатии. Коэффициент сжимаемости пород	36
§ 7. Особенности поведения горных пород в условиях неравномерного всестороннего сжатия. Построение паспортов прочности пород	37
ГЛАВА III. ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД	40
§ 1. Теплопроводность, теплоемкость и температуропроводность горных пород	40
§ 2. Тепловое расширение и термические напряжения в горных породах	41
§ 3. Геостатическая температура горных пород. Многолетнемерзлые породы	42
ГЛАВА IV. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И УСТОЙЧИВОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД, ОКРУЖАЮЩИХ СКВАЖИНУ	44
§ 1. Горное и пластовое давления, аномальность пластового давления	44
§ 2. Особенности напряженного состояния скелета пористых пород. Нормальное и аномальное уплотнения глинистых пород с глубиной	46

§ 3. Напряженное состояние горных пород вокруг бурящейся скважины	47
§ 4. Условие устойчивости стенок скважины	50
§ 5. Гидроразрыв горных пород, окружающих скважину. Градиент гидроразрыва	51
§ 6. Принципы выбора плотности жидкости для промывки скважины	52
§ 7. Влияние различных факторов на прочность горных пород	53

ГЛАВА V. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ВДАВЛИВАНИИ 55

§ 1. Основные схемы воздействия вооружения долот на забой скважины при механическом разрушении горных пород	55
§ 2. Упругие задачи о вдавливании инденторов	56
§ 3. Упругое распределение напряжений в горной породе при вдавливании инденторов разной формы. Основные расчетные формулы	57
§ 4. Влияние касательной нагрузки на распределение напряжений при вдавливании инденторов	64
§ 5. Механизм разрушения горных пород при вдавливании инденторов. Скачкообразность разрушения	65
§ 6. Понятие о твердости. Твердость минералов	69
§ 7. Определение показателей механических свойств горных пород методом статического вдавливания штампа	70
§ 8. Классификация горных пород	75
§ 9. Основные принципы и схемы динамического разрушения горных пород. Определение динамической прочности горных пород методом толчения	77
§ 10. Простейшие упругие задачи динамического вдавливания инденторов	77
§ 11. Особенности сопротивления внедрению и механизма разрушения горных пород при динамическом вдавливании	79
§ 12. Энергоемкость разрушения горных пород при динамическом вдавливании одного и нескольких инденторов	81
§ 13. Усталостное разрушение горных пород	83
§ 14. Влияние дифференциального давления, свойств жидкостей и других факторов на деформирование и разрушение горных пород при вдавливании	84

ГЛАВА VI. АБРАЗИВНОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД 88

§ 1. Основные сведения об изнашивании металлов и абразивности горных пород	88
§ 2. Методы и схемы изучения изнашивания металлов при взаимодействии с горной породой	91
§ 3. Методика изучения абразивного изнашивания металлов по схеме вращающегося диска	93
§ 4. Основные закономерности изнашивания сталей при трении о горные породы	94
§ 5. Механизм абразивного изнашивания закаленной стали	97
§ 6. Влияние среды на абразивное изнашивание стали	101
§ 7. Особенности абразивного изнашивания твердого сплава	104
§ 8. Изнашивание металлов раздробленными горными породами	105
§ 9. Показатели абразивности горных пород и методики их определения. Классификация пород по абразивности	106
§ 10. Косвенная оценка показателей абразивности горных пород	110

Часть вторая

ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИЙ ИНСТРУМЕНТ ДЛЯ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

ГЛАВА VII. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТАХ 112

- § 1. Основные принципы механического разрушения горных пород при бурении скважин 112
- § 2. Классификация породоразрушающих инструментов. Основные типы долот 113
- § 3. Параметры режима и показатели работы долот 114
- § 4. Оценка эффективности долот разных конструкций 116

ГЛАВА VIII. ДОЛОТА РЕЖУЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО И ИСТИРАЮЩЕ-РЕЖУЩЕГО ДЕЙСТВИЯ 119

- § 1. Область применения и особенности конструкции долот режуще-скалывающего и истирающе-режущего действия 119
- § 2. Системы промывки лопастных долот 122
- § 3. Кинематика и энергетика взаимодействия лопастей долота с горной породой 123
- § 4. Динамика лопастного долота 124
- § 5. Износ лопастных долот 127
- § 6. Одношарошечные долота 128
- § 7. Долота, оснащенные природными и искусственными (синтетическими) алмазами 131
- § 8. Область применения и особенности эксплуатации алмазных долот 134
- § 9. Шифры долот режуще-скалывающего и истирающе-режущего действия 136

ГЛАВА IX. ДОЛОТА ДРОБЯЩЕ-СКАЛЫВАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ . . 137

- § 1. Принципы работы и особенности конструкции долот дробяще-скалывающего действия 137
- § 2. Вооружение долот дробяще-скалывающего действия и классификация их по назначению 141
- § 3. Коэффициент перекрытия и поражаемость забоя вооружением долот 144
- § 4. Кинематика взаимодействия вооружения шарошечных долот с горной породой 147
- § 5. Динамика работы долот дробяще-скалывающего действия . . 154
- § 6. Энергетика долот дробяще-скалывающего действия 158
- § 7. Виды и области разрушения горных пород при бурении скважин 161
- § 8. Безразмерные характеристики процесса разрушения горных пород шарошечными долотами. Формулы подобия 161
- § 9. Разрушение горных пород вооружением шарошечных долот . 163
- § 10. Обобщенные показатели сопротивления горных пород разрушению вооружением долот и их практическое использование . 167
- § 11. Опоры шарошечных долот 170
- § 12. Системы промывки долот дробяще-скалывающего действия . 173
- § 13. Размеры и шифр долот по ГОСТ 20692—75 175
- § 14. Изнашивание и поломки элементов долота 176
- § 15. Код для краткой записи величин и характера изнашивания элементов долота 182
- § 16. Методика расчета долговечности вооружения шарошечных долот при абразивном изнашивании 183

ГЛАВА X. КОЛОНКОВЫЕ ДОЛОТА И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЙ ИНСТРУМЕНТ 185

- § 1. Цель бурения и особенности разрушения горных пород кольцевым забоем 185

§ 2. Основные схемы колонковых долот и конструктивные особенности колонковых снарядов	186
§ 3. Особенности конструкций бурильных головок	190
§ 4. Факторы, влияющие на полноту отбора керна. Классификация горных пород по трудности отбора керна	193
§ 5. Принципы выбора колонковых долот в разных условиях	194
§ 6. Вспомогательный породоразрушающий инструмент	195
ГЛАВА XI. БУРИМОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД	198
§ 1. Понятие о буримости горных пород. Показатели и классификации буримости	198
§ 2. Технологические задачи, связанные с буримостью горных пород	200
Список литературы	205

Александр Иванович Спивак
Анатолий Николаевич Попов

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Редактор издательства *Т. А. Чопорова*
Переплет художника *Т. Н. Погорелова*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технический редактор *В. Л. Прозоровская*
Корректор *И. Н. Таранева*

ИБ № 5777

Сдано в набор 09.07.85. Подписано в печать 12.11.85. Т—22505. Формат 60×90/16. Бумага книжно-журнальная. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 13,0. Усл. кр.-отт. 13,0. Уч.-изд. л. 14,18. Тираж 4700 экз. Заказ 5-276/117—5. Цена 80 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.
Харьковская книжная фабрика «Коммунист», 310012, Харьков-12, ул. Энгельса, 11.