

А.Н. Давиденко

Н.А. Дудля

В.Л. Хоменко

А.А. Пащенко

**РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД  
ПЛАНЕТАРНЫМИ ДОЛОТАМИ В  
УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВИЯ  
ГИДРОСТАТИЧЕСКОГО  
ДАВЛЕНИЯ**

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ,  
МОЛОДЕЖИ И СПОРТА УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
"НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ"

А.Н. Давиденко, Н.А. Дудля  
В.Л. Хоменко, А.А. Пащенко

**РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПЛАНЕТАРНЫМИ  
ДОЛОТАМИ В УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВИЯ  
ГИДРОСТАТИЧЕСКОГО ДАВЛЕНИЯ**

**Монография**

Днепропетровск  
2011

УДК 622.24  
ББК 33.131  
Р 17

Рекомендовано до видання вченою радою Державного вищого навчального закладу "Національний гірничий університет" (протокол № \_\_ від 25.10.2011 року).

**Рецензенти:**

*А.А. Каракозов*, канд. техн. наук, доц., завідувач кафедри технології і техніки геологорозвідувальних робіт (Державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет»);

*В.Ф. Сірик*, канд. техн. наук, заступник генерального директора з інноваційних робіт (ТОВ «Дніпропетровський завод бурового устаткування»).

**Разрушение** горных пород планетарными долотами в условиях действия гидростатического давления [Текст]: моногр. / А.Н. Давиденко, Н.А. Дудля, В.Л. Хоменко, А.А. Пащенко. - Д.: Государственное высшее учебное заведение «Национальный горный университет», 2011. - 196 с.

ISBN 978-966-350-314-1

Рассмотрены процессы, которые происходят при разрушении горных пород планетарными долотами в условиях действия гидростатического давления.

Предложена методика определения энергоемкости разрушения горной породы путем отрыва элемента в сторону свободной поверхности. Разработана методика расчета технологических параметров разрушения горных пород с учетом действия гидростатического давления.

Создана классификация планетарного породоразрушающего инструмента. Проанализирована и предложена принципиально новая конструкция рабочего органа планетарного долота безударного действия. Разработана методика проектирования многоступенчатых планетарных долот.

Предназначена для специалистов, которые занимаются буровыми работами, а также полезна студентам геологоразведочных вузов и факультетов.

© А.М. Давиденко, М.А. Дудля,  
В.Л. Хоменко, О.А. Пащенко, 2011

ISBN 978-966-350-314-1

© Державний ВНЗ «НГУ», 2011

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	6
 <b>РАЗДЕЛ 1</b>	
ГЛАВА 1. АНАЛИЗ МЕТОДОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД .....	8
1.1. Влияние гидростатического давления на эффективность бурения скважин .....	8
1.2. Методы исследования процесса разрушения горных пород .....	12
1.3. Методы определения энергоемкости разрушения горных пород .....	21
1.4. Оценка эффективности различных способов разрушения .....	24
1.5. Цель и задачи исследований .....	27
 ГЛАВА 2. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ЭНЕРГОЕМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД .....	29
2.1. Выбор и обоснование критерия эффективности разрушения горных пород ..	29
2.2. Методика определения влияния гидростатического давления на эффектив- ность разрушения горных пород .....	31
2.3. Стенды для экспериментальных исследований .....	37
2.4. Выбор образцов горных пород с заданными физико-механическими свойст- вами .....	42
2.5. Статистическая обработка результатов исследований.....	43
Выводы .....	46
 ГЛАВА 3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ГИДРОСТАТИЧЕСКОГО ДАВЛЕНИЯ НА ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД.....	47
3.1. Порядок проведения исследований .....	47
3.2. Определение параметров процесса разрушения горных пород в воздушной и водной средах .....	47
3.3. Влияние гидростатического давления на энергоемкость разрушения горных пород .....	50
3.4. Влияние скорости нагружения индентора на параметры разрушения.....	58
3.5. Анализ данных экспериментальных исследований.....	61
Выводы .....	64
 ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВИЯ ГИДРОСТАТИЧЕСКОГО ДАВЛЕНИЯ .....	66
4.1. Теоретические исследования влияния внешней среды на процесс разрушение горных пород .....	66
4.2. Обоснование и расчет геометрических размеров породоразрушающего ин- струмента и режимов его работы .....	82

4.3. Рекомендации по энерго- и ресурсосбережению при бурении скважин в условиях действия гидростатического давления.....	86
Выводы .....	94

ГЛАВА 5. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЕ ОПРОБОВАНИЕ И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТАННЫХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ СКВАЖИН .....	95
5.1. Влияние действия гидростатического давления на технико-экономические показатели бурения .....	95
5.2. Экономическая эффективность разработанной технологии разрушения горных пород .....	98
Выводы и рекомендации .....	101

## РАЗДЕЛ 2

ГЛАВА 1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР КОНСТРУКЦИЙ ДОЛОТ БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ И ПЛАНЕТАРНЫХ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ .....	102
1.1. Характеристика конструкций долот безударного действия .....	102
1.2. Планетарный породоразрушающий инструмент .....	108
1.2.1. Планетарный породоразрушающий инструмент с осями сателлитов, расположенными перпендикулярно оси инструмента .....	110
1.2.2. Планетарный породоразрушающий инструмент с осями сателлитов, расположенными под углом к оси инструмента .....	111
1.2.3. Планетарный породоразрушающий инструмент с осями сателлитов, расположенными параллельно оси инструмента .....	114
Выводы .....	122

ГЛАВА 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КИНЕМАТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТ БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ.....	123
2.1. Кинематические характеристики планетарных долот безударного действия при движении сателлитов без проскальзывания.....	123
2.2. Кинематические характеристики планетарных долот при наличии проскальзывания.....	129
2.3. Стендовые исследования кинематических характеристик модели планетарного долота.....	134
2.3.1. Форма инструмента.....	135
2.3.2. Условия проведения экспериментов .....	135
2.3.3. Влияние частоты вращения и осевой нагрузки на коэффициент проскальзывания .....	136
2.3.4. Влияние угла наклона оси сателлитов к оси породоразрушающего инструмента на коэффициент проскальзывания.....	140
2.3.5. Влияние расхода промывочной жидкости на коэффициент проскальзывания.....	143
Выводы .....	144

.....	
ГЛАВА 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ АНАЛИТИЧЕСКИХ ОТНОШЕНИЙ ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ИЗНОСА ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТ БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ.....	146
3.1. Распределение давления по рабочей поверхности в планетарных долотах безударного действия .....	146
3.2. Распределение осевого усилия на элементы рабочего органа в многоступенчатых планетарных долотах .....	152
3.3. Распределение давления по рабочей поверхности сателлита с криволинейным профилем рабочей поверхности.....	153
3.4. Выводы .....	155
ГЛАВА 4. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПЛАНЕТАРНОГО ИНСТРУМЕНТА БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ С ЗАБОЕМ СКВАЖИНЫ .....	156
4.1. Математическая постановка задачи .....	156
4.2. Разработка методики численного решения задачи динамики износа .....	157
4.2.1. Расчет распределения давления по контуру.....	157
4.2.2. Расчет координат контура износа.....	158
4.3. Результаты анализа, полученные с помощью математической модели.....	158
4.4. Результаты анализа распределения осевого усилия на элементы рабочего ор- гана в многоступенчатом планетарном инструменте, полученные с помощью ма- тематической модели .....	160
4.4.1. Осевая нагрузка при изменении диаметра инструмента.....	160
4.4.2. Осевая нагрузка при изменении количества ступеней.....	161
4.4.3. Осевая нагрузка при изменении коэффициента проскальзывания.....	163
4.4.4. Осевая нагрузка при изменении диаметра целика.....	164
4.4.5. Осевая нагрузка при изменении размеров сателлитов.....	165
Выводы .....	167
ГЛАВА 5. МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТ .....	168
5.1. Определение количества сателлитов на ступени.....	168
5.2. Определение числа ступеней и количества сателлитов на каждой ступени .....	171
5.3. Форма профиля рабочей поверхности породоразрушающих сателлитов .....	175
5.4. Система опоры долот планетарного типа.....	176
Выводы .....	179
ГЛАВА 6. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПЛАНЕТАРНОГО ДОЛОТА БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ .....	180
6.1. Методика проведения производственных испытаний .....	180
6.2 Результаты проведения производственных испытаний .....	183
Выводы .....	183
Заключение.....	185
Список литературы.....	187

## ВВЕДЕНИЕ

Успешное развитие экономики Украины невозможно без мощной сырьевой базы, для создания которой необходимо увеличение объемов и эффективности бурения скважин. Разработка полезных ископаемых, залегающих на больших глубинах и в сложных горно-геологических условиях, требует создания энерго- и ресурсосберегающих технологий, обеспечивающих снижение энергозатрат и повышение производительности бурения скважин.

Основным процессом в производственном цикле бурения скважины является разрушение горной породы на забое. Эффективность этого процесса в значительной мере зависит от способа разрушения и режима циркуляции и параметров промывочных жидкостей, глубины бурения и т.д.

Анализ имеющихся производственных и аналитических данных показывает, что наличие в зоне разрушения промывочной жидкости вместе с увеличением глубины бурения значительно уменьшают механическую скорость бурения и увеличивают износ породоразрушающего инструмента. Известно что гидростатическое давление промывочной жидкости повышает затраты энергии на разрушение породы, причем его влияние значительно увеличивается с увеличением глубины буровой скважины.

В настоящее время отсутствуют методики по проектированию технических средств и технологий проведения работ при значительном гидростатическом давлении, а также недостаточно исследованы процессы, протекающие при разрушении горных пород. Следовательно, изучение прочностных и деформационных характеристик горных пород в условиях гидростатического давления позволит выявить факторы, влияющие на энергоемкость процесса разрушения и определить параметры технических средств для проведения буровых работ при наличии гидростатического давления.

Опыт проведения буровых работ показывает, что одним из резервов сокращения затрат времени и средств на проходку скважины, ликвидацию осложнений и аварий, является совершенствование технологии промывки скважин и выбор оптимальных параметров разрушения горной породы. Поэтому, одной из актуальнейших задач по снижению энергетических затрат при бурении скважин является разработка ресурсосберегающей технологии для уменьшения дополнительных энергозатрат, возникающих от действия гидростатического давления. Решение этой задачи связано с совершенствованием технологии разрушения пород, промывки скважины. Для снижения дополнительных энергозатрат, связанных с влиянием гидростатического давления необходима правильная организация промывки забоя скважины, чтобы поток жидкости способствовал отделению частиц породы от массива и наиболее эффективно очищал забой скважины от шлама. При этом также должны соблюдаться требования к устойчивости стенок скважины, работе бурильной колонны и другие факторы.

Рациональная организация промывки забоя скважины и разрушения породы позволит повысить механическую скорость бурения и проходку на породоразрушающий инструмент за счет уменьшения удельных затрат энергии на

.....  
разрушение горной породы. По оценкам специалистов рациональная организация промывки забоя скважины может повысить эффективность бурения до 30%.

Кроме того, увеличение объемов бурения без отбора керна, вызванное хорошей изученностью месторождений полезных ископаемых, которые находятся на относительно небольшой глубине, и увеличением объема бурения эксплуатационных скважин на нефть и газ, которые находятся на больших глубинах, повышает требования к технико-экономическим показателям работы долот. Специфика бурения глубоких скважин такова, что требует в первую очередь высоких значений проходки на породоразрушающий инструмент. Большая часть всего объема бурения без отбора керна приходится на шарошечные долота. Между тем шарошечные долота, которые совершают преимущественно ударное воздействие, не обладают достаточно высокой стойкостью и недостаточно эффективно разрушают целый ряд горных пород. В свою очередь конструктивные недостатки снижают область применения и объем бурения долотами, которые осуществляют безударное разрушение горной породы. Одним из наиболее перспективных направлений совершенствования породоразрушающих инструментов является соединение достоинств планетарной конструкции шарошечных долот с режущим или истирающим действием, которые оказывают другие типы долот. Это вызывает потребность в более глубоком исследовании схем расположения вооружения, распределения нагрузок в породоразрушающем инструменте и анализе взаимодействия в паре "породоразрушающий инструмент-горная порода" и в разработке на этой основе комплекса теоретических, конструктивных, технологических и эксплуатационных решений, которые разрешили бы повысить технико-экономические показатели применения планетарных долот безударного действия.

Поэтому разработка методики расчета технологических параметров, что позволяет учитывать дополнительные энергозатраты на разрушение горной породы при действии гидростатического давления и обоснование конструктивных параметров планетарных долот безударного действия является актуальной задачей, решение которой позволит качественно повысить технико-экономические показатели работы породоразрушающего инструмента

*Авторы выражают глубокую благодарность коллективу кафедры техники разведки месторождений полезных ископаемых Государственного ВУЗа «Национальный горный университет» за помощь в научных исследованиях и ценные замечания при выполнении этой работы.*

## 1. АНАЛИЗ МЕТОДОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

### 1.1. Влияние гидростатического давления на эффективность бурения скважин

Исследованию основного процесса технологии бурения скважин – разрушения горных пород в разных условиях посвящены работы Л.И.Барона, Б.В.Байдюка, Е.Ф.Эпштейна, Р.М.Эйгелеса, Л.А.Шрейнера, Н.А.Колесникова, А.Н.Москалева, А.А.Кожевникова, Ю.Д.Бессонова, Б.И.Воздвиженского, О.И. Булатова, Л.М.Васильева, А.М.Бражененко, А.М.Гусмана, Густафсона Р., Б.А.Жлобинского, Л.М.Ивачева, В.А.Лобанова, Л.Г.Керекилицы, Н.М.Павловой, Ю.И.Протасова, Г.Я.Новика, В.В.Ржевского, С.Я.Сологуба, А.И.Певца, И.А.Турчаниновой, В.С.Федорова, В.П.Якушева и других авторов.

Известно, что при разрушении горной породы в водной среде образуется разность давлений на свободную и на вновь образуемую поверхность. Она зависит от величины гидростатического давления, скорости отрыва элемента от массива, вязкости жидкости, ее плотности и других факторов. Работа инструмента в водной среде требует определенных затрат энергии на перемещение разрушенной породы и преодоление гидродинамического сопротивления движению самого инструмента.

Давление на забое скважины обусловлено наличием столба промывочной жидкости, при этом, если промывочная жидкость находится в неподвижном состоянии, давление называется гидростатическим, если поток жидкости находится в движении, то давление является гидродинамическим. Так как при бурении скважины промывочная жидкость должна обеспечивать промывку скважины, т.е. перемещаться, то на забой будет действовать гидродинамическое давление. В общем случае влияние давления промывочной жидкости оказывает сложное воздействие, являющееся комбинацией гидростатического и гидродинамического давлений. Некоторые исследователи называют это давление угнетающим, то есть препятствующим разрушению [1]. Такой термин обобщает все стороны отрицательного воздействия жидкости в скважине на процесс бурения. Величина гидродинамического давления зависит от глубины скважины, т.е. гидростатического давления, плотности промывочной жидкости и избыточного давления, возникающего в затрубном пространстве из-за местных гидравлических сопротивлений при циркуляции промывочной жидкости и в свою очередь зависящего от направления, скорости и характера потока жидкости.

#### *Влияние гидростатического давления на разрушение горных пород*

Впервые упрочняющее действие промывочной жидкости было исследовано при бурении и разрушении прочных горных пород под гидростатическим давлением до 50 МПа [2]. В работе отмечается, что с увеличением гидростатического давления происходит уменьшение объема выколовшейся породы, приходящегося на один удар бойка. Так как механическая скорость бурения находится в прямой зависимости от объема выкола, то наибольшее снижение механической скорости бурения наблюдается в интервале давлений 30-50 МПа. При бурении на стенде высокого давления в условиях гидростатического давления 35 МПа скорость бурения оказалась ниже, чем при атмосферном давлении: в

глинистых сланцах на 76-98%, известняке на 50%, доломите на 22% [2]. Установлено также, что при увеличении давления с атмосферного до 50 МПа объем лунки выкола уменьшился по сравнению с атмосферным в 8 раз.

Выполненными исследованиями [3, 4 и др] установлено существенное влияние гидростатического давления на усилие резания. При изучении свойств грунтов, находящихся под гидростатическим давлением, выявлено [3, 4], что силы взаимодействия между отдельными частицами поверхностного слоя грунтов уменьшаются при увеличении в них содержания воды. Однако отмечается, что при увеличении гидростатического давления до 2 МПа усилия резания глин возрастают в зависимости от толщины среза и угла резания в 2,8 – 5,7 раза.

В работе [5] отмечается, что максимально достижимую проходку за один оборот можно получить, если для очистки забоя применять газообразные агенты или промывочные растворы, обеспечивающие минимальное гидростатическое давление в скважине. Применение продувки или пенообразных агентов не получило широкого распространения и их применение в основном диктуется геологическими условиями бурения. В большинстве случаев при бурении скважин в качестве промывочного агента используется раствор на водной основе.

Зарубежные исследователи также отмечают существенное влияние гидростатического давления на эффективность бурения скважин. Комплексные исследования [6] показали, что весьма заметна роль дифференциального давления на забое в процессе проходки скважины особенно вблизи баланса гидродинамического и порового давлений. В исследованных скважинах бурение проводили в интервале 2500 – 4500 м, гидростатическое давление на забое составляло 35 – 100 МПа, пластовое давление изменялось от 27,5 до 93 МПа. В процессе бурения соотношение между пластовым и гидродинамическим давлением у забоя было таковым, что дифференциальное давление на забое изменялось от положительной (+10,5 МПа) до отрицательной (-6,5 МПа) величины.

Вывод автора работы [6] о влиянии дифференциального давления - переток жидкости, возникающий при превышении давления в скважине над пластовым, препятствует отделению и удалению частиц породы с забоя, а также способствует образованию глинистой корки на забое скважины.

Исследования проведенные во ВНИПИОкеанмаше [7] показали, что на энергоемкость процесса разрушения влияет не только его характер (сдвиг, отрыв), но и гидростатическое давление водной среды.

Следовательно, влияние гидростатического давления, как одного из факторов влияющих на эффективность разрушения весьма существенно.

### ***Влияние плотности промывочной жидкости на разрушение горных пород***

В процессе разработки Шебелинского газового месторождения вначале бурения скважин применялся раствор плотностью 1,8 – 1,9 г/см<sup>3</sup>, а впоследствии (в связи с падением пластового давления) плотность раствора была постепенно доведена до 1,08 – 1,1 г/см<sup>3</sup>. При этом механическая скорость проходки увеличилась в 2,5 – 3,5 раза [8]. На площадях Днепровско-Донецкой впадины

увеличение плотности бурового раствора от 1,2 до 1,4 г/см<sup>3</sup> обусловило уменьшение механической скорости проходки почти вдвое [9].

Подробный анализ влияния плотности бурового раствора на скорость бурения роторным и турбинными способами выполнен на Арланском месторождении в Башкирии, где применялись буровые растворы плотностью от 1,14 до 2,05 г/см<sup>3</sup> [10]. В диапазоне плотностей 1,14 – 1,40 г/см<sup>3</sup> проходка на долото и механическая скорость при турбинном способе бурения изменяется в 1,5 – 2 раза. При роторном бурении в диапазоне плотностей 1,25 – 1,95 г/см<sup>3</sup> эти показатели изменяются примерно во столько же раз.

Влияние плотности как одного из факторов, вызывающих увеличение гидростатического давления, на процесс разрушения весьма существенно и увеличивается пропорционально росту данных параметров.

### ***Влияние вязкости промывочной жидкости на разрушение горных пород***

Влияние вязкости бурового раствора на механическую скорость проходки менее существенное, чем влияние его плотности, однако, статистические данные показывают [9, 10] что оно заметное и однозначное. Так результаты анализа данных по 48 скважинам и по отработке 106 шарошечных долот диаметром 190 мм в угленосной свите на Арланском месторождении Башкирии показали, что при применении бурового раствора плотностью 1,30 – 1,35 г/см<sup>3</sup> с увеличением условной вязкости от 30 до 80 с (по СПВ-5) механическая скорость проходки уменьшается примерно на 30%, а средняя проходка на долото – на 20 – 25% [10].

Аналогичные данные, свидетельствующие об отрицательном влиянии вязкости на показатели работы долот, получены во ВНИИБТ [9]. С увеличением условной вязкости бурового раствора в среднем от 14 – 20 до 108 – 120 с (по СПВ-5) механическая скорость проходки уменьшается на 20 – 40%.

Лабораторные и промысловые данные показывают, что показатель вязкости бурового раствора оказывает влияние на эффективность разрушения пород на забое. С увеличением этого показателя условия разрушения пород ухудшаются.

Количественные показатели механической скорости бурения по данным исследователей [11] свидетельствуют о том, что эффективность разрушения ухудшается по мере увеличения плотности и вязкости раствора и уменьшения фильтрации.

На рис.1.1 приведены зависимости механической скорости бурения от показателей свойств бурового раствора. По оси абсцисс отложены относительные значения плотности ( $\rho$ ), вязкости ( $\gamma$ ) и фильтрации ( $k$ ) в пропорциональном отношении [6].

Как следует из графика эти зависимости не равнозначные. Наибольшее влияние на механическую скорость проходки оказывает плотность бурового раствора. Воздействие вязкости всегда заметно, но менее существенно. Увеличение коэффициента фильтрации приводит к пропорциональному росту механической скорости бурения.

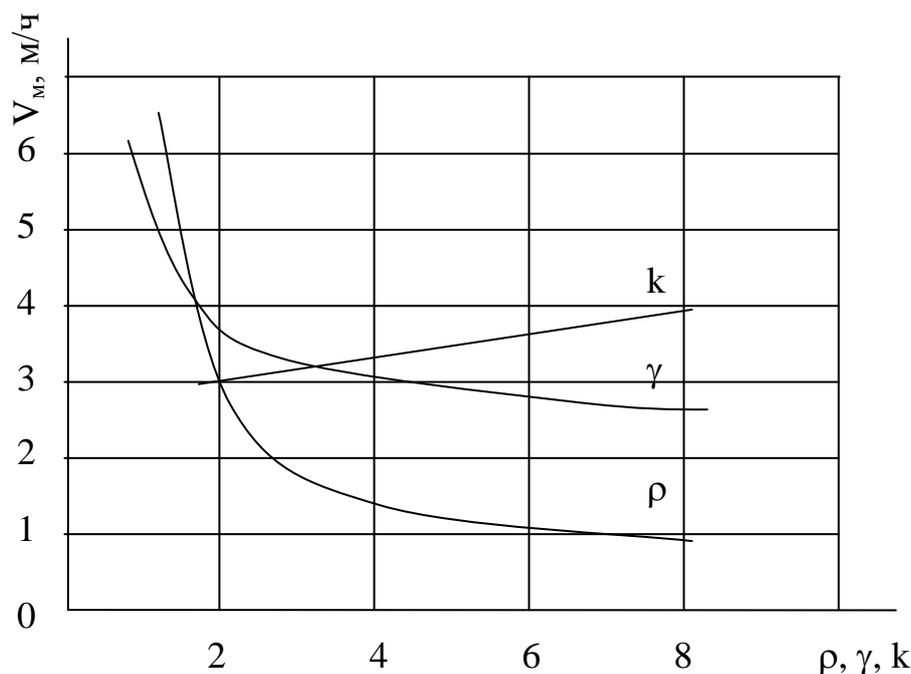


Рис. 1.1. Количественные зависимости механической скорости бурения от показателей свойств бурового раствора.

### ***Влияние технологических параметров бурения на разрушение горных пород***

Кроме свойств промывочной жидкости, параметры технологии бурения – частота вращения, осевая нагрузка, тип породоразрушающего инструмента и др. также оказывают значительное влияние на процесс разрушения.

Частота вращения забойного инструмента весьма существенно влияет на эффективность разрушения горных пород, так как с этим показателем связана скорость перемещения породоразрушающих элементов, т.е. скорость нагружения и разрушения некоторого объема породы по всей площади забоя в единицу времени и, следовательно, механическая скорость бурения. Кроме того, этот параметр связан с продолжительностью контакта рабочих элементов инструмента с породой и скоростью деформирования, что оказывает влияние на их износ. Однако исследования динамического разрушения горных пород в условиях действия гидростатического давления чрезвычайно сложны, требуют дорогостоящего экспериментального оборудования и оригинальной методики исследований.

В работе [2] для выявления не только влияния гидростатического давления, но и времени соударения на эффективность усталостно-объемного разрушения была взята комбинация значений массы и высоты падения бойка при сохранении постоянства кинетической энергии удара. Установлено, что время соударения  $4,0-5,5 \cdot 10^{-3}$  с и давление до 50 МПа приводят к уменьшению в 3 раза объема выкола, приходящегося на один удар, по сравнению с величиной его,

замеренной при атмосферном давлении. При уменьшении времени контакта резко уменьшается объем выкола.

С увеличением частоты вращения до определенного значения, обусловленного свойствами породы, осевой нагрузкой, режимом промывки, скорость бурения растет почти прямо пропорционально. Затем, достигнув максимума, быстро падает. Частота вращения, соответствующая этому моменту, названа критической [12].

Весьма высокие скорости разрушения имеют место при взрывном методе. Соответственно при этом проявляется значительное влияние наличия водной среды и гидростатического давления. С увеличением давления снижается эффективность подводного взрывания. Чем больше глубина, тем больше перебур скважин и масса заряда. В исследованном диапазоне глубин воды (0-10 м) высота эффективно разрушенного слоя изменяется в 1,6-2,6 раза [13, 14].

Таким образом, по данным литературных источников гидростатическое давление вызывает уменьшение эффективности разрушения и наиболее существенное влияние оказывает в период, когда достигается максимальная скорость отделения и значительные размеры отделяемых кусков горной породы от массива.

Приведенные данные свидетельствуют о влиянии плотности и вязкости промывочной жидкости на эффективность процесса бурения скважин. В то же время, несмотря на значительный объем работ по исследованию влияния гидростатического давления на процесс разрушения горных пород, какие – либо методики по расчету геометрических параметров породоразрушающего инструмента и технологии разрушения горных пород с учетом влияния гидростатического давления отсутствуют. Имеются также значительные противоречия в оценке различными авторами влияния этих факторов. Скорее всего, это связано с отсутствием методики проведения исследований, базирующейся на общепринятых критериях, обеспечивающих получение достоверных данных о процессе разрушения горных пород в условиях наличия гидростатического давления.

## **1.2. Методы исследования процесса разрушения горных пород**

При исследовании свойств горных пород часто применяются методы, разработанные для металлов и других материалов, причем во многих случаях разработанных для изделий из различных материалов. Поэтому применяются методы и термины, отражающие вид нагружения изделия – на сжатие, на разрыв, на изгиб и т. д. Заметим, что при разрушении массива горных пород стоит задача отделить элемент горной породы с наименьшими затратами ресурсов – материальных, энергетических и трудовых. Поэтому необходимо выделить те методы, которые наиболее точно соответствуют нашим задачам.

Метод исследований должен обеспечить получение данных, достаточно полно характеризующих процесс воздействия гидростатического давления на разрушение пород в призабойной зоне.

Рассмотрение методов определения физико-механических свойств горных пород позволит установить критерий эффективности разрушения горных

пород, по которому можно определить степень влияния гидростатического давления на процесс разрушения. Эффективность разрушения горных пород тесно связана с их механическими свойствами.

Все разработанные методы определения механических свойств горных пород могут быть разбиты на ряд групп в соответствии с характером напряженного состояния, возникающего в образце при испытании. Следует отметить, что поле напряжений в образце почти всегда осложнено дополнительными системами напряженных состояний, которые имеют второстепенное значение и поэтому могут не приниматься для расчетов [15]. Самой большой группой определения основных механических свойств горных пород являются испытания, проводимые для определения временного сопротивления породы элементарным видам напряжений – одноосное сжатие и растяжение, сдвиг, изгиб, кручение и т.д. Экспериментальные данные о влиянии гидростатического давления получены в основном при исследованиях методом статического и динамического вдавливания [2, 15, 16], а также при испытаниях горных пород на одноосное сжатие [17].

В практике исследований сопротивления породы разрушению, широкое распространение получили методы определения механических свойств горных пород при сложных двух- и трехосных напряженных состояниях в условиях сжатия и растяжения, вдавливания и др [18, 19, 20].

Также применяются методы исследований упругих характеристик пород при распространении в них волн смещений с малой амплитудой (ультразвуковые, импульсные методы, резонансные методы и др.) [21, 22, 23]. В табл. 1.1 приведены основные способы испытаний горных пород на сопротивление разрушению. Рассмотрим методы, применяемые для исследования пород при простых видах напряженных состояний.

Испытания на одноосное сжатие являются одними из самых распространенных лабораторных методов общей оценки прочностных свойств горных пород [24, 25]. Критерием прочности, определяемым при этих испытаниях, является временное сопротивление одноосному сжатию (раздавливанию). Этот показатель называют также пределом прочности на одноосное сжатие (раздавливание).

Определяется по формуле:

$$[\sigma_{сж}] = \frac{F}{S}, \quad (1.1)$$

где  $F$  – усилие в момент разрушения образца породы, Н;  $S$  – площадь поперечного сечения образца, см<sup>2</sup>.

Формула применима в том случае, если при разрушении напряженное состояние образца является одноосным и равномерным. Такое состояние присуще только удаленным от торцов образца поперечным сечениям при вполне определенном соотношении высоты образца  $h$  и диаметра  $d$  ( $h > 2d$ ) и соответствующей обработке торцевых плоскостей [19].

Таблица 1.1

## Способы экспериментального определения сопротивляемости горных пород разрушению

Вид разрушающей нагрузки	Способ испытания	Определяемые показатели	Примечание
Одноосное напряженное состояние:			
Сжатие	Нагрузкой, распределенной равномерно вдоль образующей и перпендикулярно ей	$F, E, \nu, \sigma_{сж}$ $\sigma_{сж} = \frac{F}{S}$	Большая погрешность, высокие требования к проведению эксперимента
Растяжение	<b>Прямые:</b> Образцы с надрезом Образцы без надреза <b>Косвенные:</b> Внешним давлением Давлением изнутри <i>Разрыв поперечным изгибом:</i> На концевых опорах, С опорой по контуру В массиве	$F, \nu, E, \sigma_p$ $\sigma_p = \frac{F}{S}$ $\sigma_p = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{F}{lh}$ $\sigma_p = \frac{2M_{изг}}{abh^2}$	Большая погрешность, высокие требования к проведению эксперимента, косвенное определение параметров
Сложное напряженное состояние			
Сжатие	Метод соосных пуансонов	$\sigma_x = \sigma_y = \nu \frac{R^2 - r^2}{2R^2} \sigma_n$	Всестороннее сжатие объема между пуансонами определяется размерами образца
Вдавливание	Вдавливание штампа в образец	$\sigma_z = p \left[ -1 + \frac{Z^3}{(r^2 + Z^2)^{\frac{2}{3}}} \right]$	Высокие требования к шлифованию поверхности, к параллельности
Растяжение	В камере высокого давления	$F, \nu, E, \sigma_p$ $\sigma_p = \frac{F}{S}$	Большая погрешность, высокие требования к проведению эксперимента
Кручение	Крутящий момент прикладывается к цилиндрическому образцу	$\sigma = q \cdot \sin 2\alpha + p$ $\tau = q \cdot \sin 2\alpha$	Требования к геометрии образца, неоднородное распределение нагрузки
Срез	Нагрузка приложена под углом к оси образца	$\sigma = \frac{F}{S} (\cos \alpha + f \sin \alpha)$ $\tau = \frac{F}{S} (\sin \alpha - f \cos \alpha)$	Косвенное определение параметров

**Примечание:**  $F$  – приложенная сила;  $E$  – модуль Юнга;  $\nu$  – коэффициент Пуассона;  $\sigma_{сж}$ ,  $\sigma_p$ ,  $\tau$ ,  $\sigma_n$  – напряжения сжатия, растяжения, касательные, под пуансонами соответственно;  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ ,  $\sigma_z$  – напряжения по оси  $x$ ,  $y$ ,  $z$  соответственно;  $M$  – момент кручения;  $l$ ,  $h$ ,  $R$ ,  $a$ ,  $b$  – геометрические размеры образца;  $\alpha$  – угол приложения нагрузки;  $p$  – давление;  $S$  – площадь контакта;  $V$  – объем разрушенной породы.

При сравнении внешнего вида поверхностей, по которым происходит разрушение образцов в условиях одноосного сжатия, различают два типа разрушения: по плоскости, параллельной направлению сжимающих усилий (путем отрыва), и по плоскости, наклоненной приблизительно под углом в  $45^\circ$  относительно направления сжатия (путем сдвига) (рис. 1.2 а, б). Первый тип разрушения характерен для хрупких материалов, второй – пластичных тел. Большинство пород в условиях статического нагружения разрушается путем сдвига.

Главную трудность в проведении испытаний на сжатие представляет изготовление образцов правильной формы. Образцы должны изготавливаться из цельных участков керна, не имеющих трещин и других видимых нарушений. При изготовлении также необходимо соблюдать строгую параллельность торцов.

В большинстве зависимостей, получаемых на основе применения методов механики сплошной среды (теории упругости) и классических (механических) теорий прочности, прочность горных пород оценивается величиной их временного сопротивления растяжению. Способ экспериментального определения данного показателя при этом не указывается. Очевидно, подразумевается использование обычного метода механических испытаний – прямого растяжения образцов, применяемого, например, для металлов. Однако применение данного способа для горных пород привело к выводу, что он является одним из наименее достоверных способов определения их прочности. Испытания на разрыв хрупких материалов, к которым относятся горные породы, очень чувствительны к мелким дефектам материала, а т.к. невозможно осуществить идеальное касание захватов пресса и в образце возникают местные напряжения, как следствие разрыв наступает раньше, чем достигается истинная величина предела прочности.

Получить значение прочности на разрыв в ее "чистом" виде можно только при прямом растяжении образцов горных пород. Считается [9], что достоверное определение значений "чистой" прочности пород на разрыв, установление средних абсолютных значений этого показателя и статистических характеристик его колеблемости, представляет большой познавательный интерес и имеет принципиальное научно-методическое значение для решения вопроса о возможной области применения аналитических методов расчета разрушения пород.

Процесс разрушения материала, вызванный действием растягивающих напряжений, называют разрывом. Применительно к горным породам обычно используют другой термин – "отрыв", так как при бурении скважины задача заключается не в разрыве отдельных кусков породы на части, а в отделении их от забоя.

Поскольку проведение достоверных исследований сопротивляемости горных пород отрыву непосредственно на забое скважины при современном уровне измерительной техники невозможно, то разработано и применяется несколько прямых и косвенных способов ее определения в лабораторных и полевых условиях.

При испытании на одноосное растяжение (рис.1.2 в), как и при испытании на сжатие, определяются упругие характеристики и предел прочности породы. Предел прочности горных пород на растяжение определяется по формуле аналогичной одноосному сжатию.

Механические испытания с целью определения пределов прочности пород при одноосном растяжении являются весьма трудоемкими по техническому выполнению и выбору формы образца, а также способа его закрепления в захватах. Для анизотропных материалов, какими являются большинство горных пород, не пригодны цилиндрические образцы, поскольку у горных пород коэффициенты упругости и характеристики прочности по взаимно перпендикулярным направлениям обычно не одинаковы.

Вследствие большой сложности прямого определения сопротивления пород разрыву, предел прочности на отрыв часто рассчитывается по данным испытаний при других напряженных состояниях. Разработан и применяется метод определения временного сопротивления растяжению по данным испытания круглой пластины породы на изгиб при нагружении ее пуансоном приложенным к центру диска. Пуансон имеет рабочую поверхность в виде кольца, размеры которого выбираются в зависимости от диаметра пластины породы.

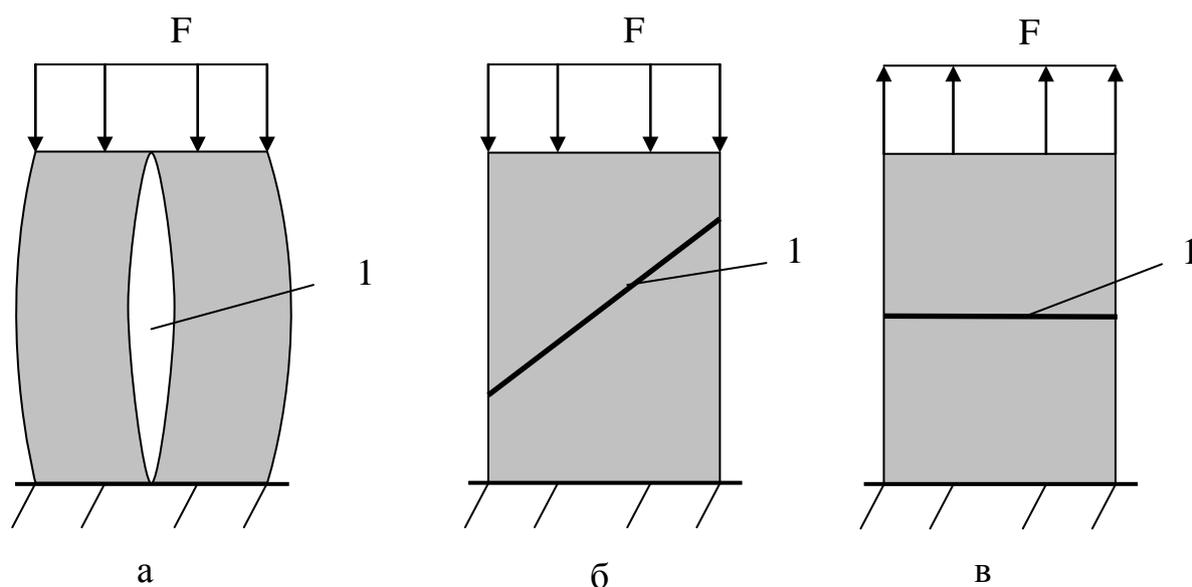


Рис. 1.2. Схемы разрушения образца породы при испытаниях на одноосное сжатие и растяжение:

а – сжатие; б – сдвиг при сжатии; в – разрыв.

F – нагрузка; 1 – поверхность разрушения.

Предел прочности в этом случае рассчитывается по формуле:

$$[\sigma_{расп}] = KF,$$

где  $K$  – коэффициент, учитывающий геометрические факторы и величину коэффициента Пуассона,  $F$  – нагрузка; [24].

Временное сопротивление сдвигу (скалыванию) обычно определяют при испытаниях на срез или на кручение (рис 1.3.). Испытания на срез позволяют

получать значения нормального и касательного напряжений в плоскости сдвига, углов внутреннего трения и величины сцепления.

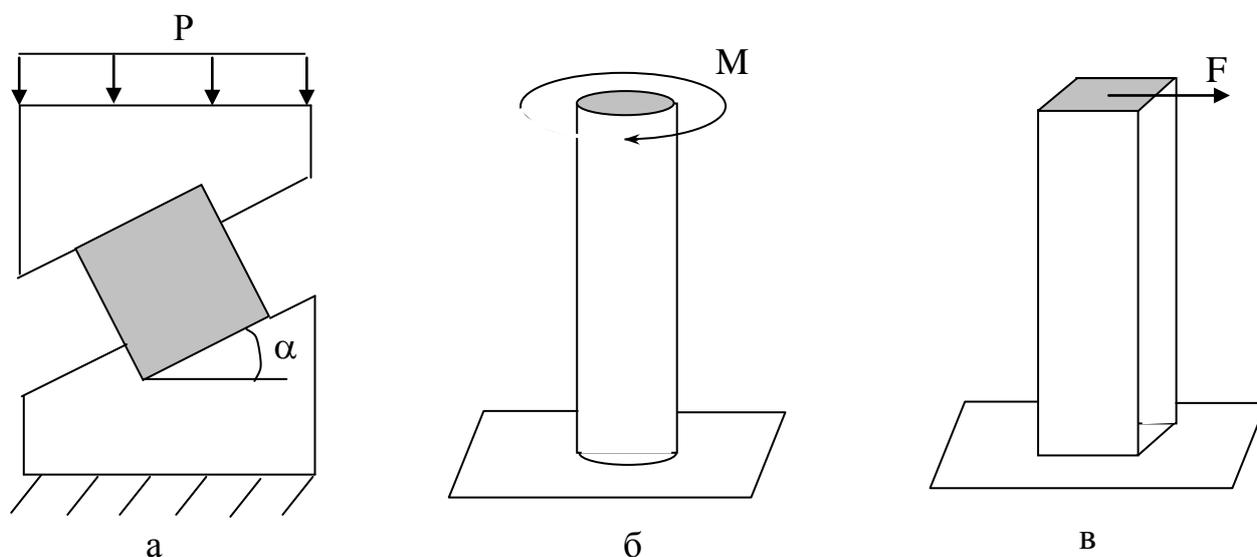


Рис. 1.3. Схемы исследования механических свойств горных пород при сдвиге (а), кручении (б) и изгибе (в).

Исследования распределения напряжений оптическим методом, проведенные в МГУ [16] на образцах, подвергнутых одиночному срезу в наклонных матрицах, позволили установить, что в средних частях площадки среза нормальные  $\sigma$  и касательные  $\tau$  напряжения распределены равномерно. Значения нормальных и касательных напряжений при одиночном срезе определяются по формулам:

$$\sigma = \frac{P}{S}(\cos \alpha + f \sin \alpha); \quad (1.2)$$

$$\tau = \frac{P}{S}(\sin \alpha - f \cos \alpha). \quad (1.3)$$

где  $S$  – площадь среза;  $f$  – коэффициент трения;  $\alpha$  – угол среза образца в матрице.

Этот вид испытаний распространен в основном при определении коэффициентов внутреннего трения и сцепления грунтов.

Испытания горных пород на кручение не получили широкого распространения. Установлено, что при испытании на кручение углей и ряда горных пород, разрушение происходит в результате отрыва, а не сдвига. Изменение формы образцов для предотвращения растягивающих напряжений не дало нужного эффекта.

При испытании горных пород на кручение определяется модуль сдвига и предел прочности. Для расчета последнего применяется формула:

$$[\sigma_{кр}] = M_{кр} / W_{кр}, \quad (1.4)$$

где  $M_{кр}$  – максимальный крутящий момент;  $W_{кр}$  – момент сопротивления при кручении.

Для часто применяемых образцов с выточкой

$$W_{кр} = \frac{\pi r^3}{2} = \frac{\pi d^3}{16}, \quad (1.5)$$

где  $r$  – радиус рабочего сечения образца.

Испытания на изгиб проводятся как на консольно закрепленных, так и на образцах в виде балок, лежащих на двух опорах [23, 25]. При обработке результатов испытаний пород на изгиб очень трудно учитывать пластические деформации, при возникновении которых возможны существенные изменения в механических характеристиках.

Прочность породы на изгиб:

$$[\sigma_u] = \frac{M_u}{W_u}, \quad (1.6)$$

где  $M_u$  – максимальный изгибающий момент;  $W_u$  – момент сопротивления сечения изгибу

Применительно к горным породам метод испытания на изгиб дает лучшие результаты, чем для металлов, вследствие малой величины пластических деформаций пород. Теоретически в этом случае пределы прочности на разрыв и изгиб должны быть равны.

Основным недостатком всех этих способов является то, что в плоскости сдвига помимо сдвигающих напряжений возникают еще нормальные напряжения от изгиба, величина которых остается неизвестной (появление нормальных напряжений искажает результаты испытания).

Сопоставление предела прочности на растяжение  $[\sigma_p]$  для некоторых горных пород с пределом их прочности на сдвиг  $[\sigma_{сдв}]$  приведено в табл. 1.2, а на изгиб  $[\sigma_{изг}]$  в табл. 1.3. Как видно, из таблиц, испытанные горные породы выдерживали на сдвиг, в среднем, в 2,4 раза большую нагрузку, чем на растяжение. Диапазон изменений этого соотношения составил в данном случае 1,4-5,5. Среднее соотношение пределов прочности на изгиб  $[\sigma_{изг}]$  и на растяжение  $[\sigma_p]$  оказалось практически таким же, как и при сопоставлении  $[\sigma_p]$  с пределом прочности на сдвиг  $[\sigma_{сдв}]$  при диапазоне изменений этих показателей 1,01-3,73.

Таблица 1.2

Значения прочности горных пород при испытаниях на растяжение и сдвиг [26]

Горная порода	$[\sigma_p]$ , ГПа	$[\sigma_{сдв}]$ , ГПа	$[\sigma_{сдв}]/[\sigma_p]$
Гранит	0,125	0,200	1,6
Известняк	0,120	0,180	1,5
Кварцит	0,129	0,179	1,4
Мрамор	0,110	0,275	2,5
Песчаник	0,065	0,230	3,5
Уголь	0,016-0,020	0,25-0,90	1,6-4,5
В среднем			2,0-2,5

В общем случае при прочих равных условиях, прочность горных пород в зависимости от вида деформации подчиняется условию:

$$[\sigma_{сж}] > [\sigma_{сдв}] > [\sigma_{изг}] > [\sigma_p]. \quad (1.7)$$

Как видно из неравенства, с точки зрения эффективности разрушения горных пород наивыгоднейшим видом деформации является разрушение отрывом.

Многие исследователи [17, 18, 19] отмечают что, горные породы сопротивляются растяжению значительно хуже, чем сжатию, по данным [18] в 8-20 раз. Весьма низкие относительные величины сопротивляемости горных пород растяжению - на целый порядок ниже, чем сжатию и почти в 2,5 раза ниже, чем сдвигу и изгибу – делают желательным разрушение подавляющего большинства пород способом отрыва.

Таблица 1.3

Значения прочности горных пород на растяжение и изгиб

Горная порода	$[\sigma_p]$ , ГПа	$[\sigma_{изг}]$ , ГПа	$[\sigma_{изг}]/[\sigma_p]$
Песчаники крупнозернистые	<u>0,00443</u>	<u>0,0111</u>	<u>2,53</u>
	0,00525	0,0103	1,96
Песчаники среднезернистые	<u>0,0077</u>	<u>0,0226</u>	<u>2,94</u>
	0,0052	0,0194	3,73
Песчаники мелкозернистые	<u>0,0083</u>	<u>0,0156</u>	<u>1,88</u>
	0,00725	0,0073	1,01
В среднем			<u>2,45</u>
			2,23

**Примечание:** в числителе даны значения, определенные параллельно слоистости, в знаменателе – перпендикулярно слоистости

Фактические значения характеристики сопротивляемости различных пород разрушению отрывом полезно знать при оценке возможностей различных способов разрушения, создании технических средств для разрушения забоя скважины и выборе режима разрушения, анализе результатов исследования процессов разрушения, и исследовании закономерностей этих процессов.

Классификация по какой-либо одной механической характеристике не может дать полного представления о поведении горных пород при разрушении в различных технологических процессах, в том числе при бурении [27], Так как в данном случае реализуется напряженное состояние от сжатия до растяжения.

Из методов определения механических свойств горных пород в условиях сложных напряженных состояний рассмотрим наиболее распространенные. Это в первую очередь, методы вдавливания цилиндрического штампа с плоским основанием и разрушения диска породы соосными пуансонами.

При испытаниях прочности пород при сложном напряженном состоянии с помощью соосных пуансонов [28], образец породы, имеющий форму диска, нагружается по центру двумя соосными пуансонами. Величина бокового давления в объеме породы в центральной части равна:

$$\sigma_x = \sigma_y = \nu \frac{R^2 - r^2}{2R^2} \sigma_n, \quad (1.8)$$

где  $\sigma_n$  – среднее нормальное давление под пуансоном;  $R$  – радиус образца;  $r$  – радиус пуансона.

Экспресс метод определения механических свойств горных пород при сложном напряженном состоянии – метод вдавливания в породе цилиндрического штампа с плоским основанием [27]. При вдавливании в породе штампа, в ней возникает сложное объемно-напряженное состояние. Вдоль оси симметрии  $Z$  напряжения распределяются следующим образом [29]:

- вертикальное нормальное напряжение

$$\sigma_z = p \left[ -1 + \frac{Z^3}{(r^2 + Z^2)^{\frac{2}{3}}} \right], \quad (1.9)$$

где  $p$  – давление по плоскости контакта;

- горизонтальные нормальные напряжения  $\sigma_x = \sigma_y$  определяются интегрированием по площади круга штампа

$$\begin{aligned} \sigma_x = \sigma_y &= \frac{p}{2} \int_0^d \left[ -2(1+\nu)Z(r^2 + Z^2)^{-\frac{3}{2}} + 3Z^3(r^2 + Z^2)^{-\frac{5}{2}} \right] r dr = \\ &= \frac{p}{2} \left[ \frac{2(1+\nu)Z}{\sqrt{d^2 + Z^2}} - \frac{Z^3}{\sqrt{(d^2 + Z^2)^3}} - (1+2\nu) \right], \end{aligned} \quad (1.10)$$

где  $d$  – диаметр индентора;  $Z$  – расстояние по оси  $Z$ .

Аналитическое решение задачи определения напряженного состояния в остальных точках полупространства при вдавливании жесткого штампа дано в работах [30, 31]. Недостатком метода являются требования к полированию поверхности и соблюдению параллельности.

Метод вдавливания штампа нашел широкое применение, поскольку создаваемое в породе при вдавливании напряженное состояние аналогично напряженному состоянию в массиве пород при различных технологических методах их разрушения и многих геологических процессах, связанных с внедрением более прочных, жестких элементов в более мягкие, пластичные и другие породы.

В условиях трехосного напряженного состояния, создаваемого при помощи гидростатического давления, проводятся испытания горных пород на продольное сжатие и растяжение, срез, изгиб, кручение. Методы испытания горных пород на продольное сжатие и растяжение в условиях гидростатического давления, создаваемого в камерах высокого давления, получили наиболее широкое распространение. Условия проведения испытаний в этом случае должны обеспечивать однородность напряженного состояния.

Испытания на продольное сжатие и растяжение в условиях гидростатического давления обычно осуществляются в специальных установках – камерах высокого давления. Образец в этом случае необходимо защищать от контакта с жидкостью, создающей давление, специальными покрытиями или тонкими металлическими оболочками. Применяемые для этих испытаний установки отли-

чаются большим разнообразием как по конструкции, так и по применяемым методикам измерений [32, 33, 34].

В целом методики определения физико-механических свойств горных пород в условиях гидростатического давления имеют те же недостатки, как и общепринятые, и кроме того добавляется фактор наличия камер высокого давления и устройств для его получения.

Как видно, рассмотренные методики определения какого-либо одного из механических параметров горной породы не позволяют оценить процесс разрушения в целом и выявить степень и характер влияния гидростатического давления. Поскольку при бурении, как при всяком другом технологическом процессе, на разрушение объема горной породы затрачивается энергия, то эффективность процесса разрушения наиболее достоверно оценивается количеством энергии, затрачиваемой на отделение единицы объема горной породы, т.е. энергоемкостью процесса. Энергоемкость разрушения определяется всей совокупностью механических свойств горных пород, характерных для данного процесса разрушения.

### 1.3. Методы определения энергоемкости разрушения горных пород

Расход энергии на измельчение (диспергирование) горных пород определяется известными энергетическими законами разрушения Риттингера и Кирпичева.

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

Закон Кирпичева (1874 г.) сформулирован следующим образом "энергия, требуемая для одинакового изменения формы геометрически подобных и однородных тел, изменяется как объемы или веса этих тел". Этот закон называется законом подобия и иногда формулируется по другому: энергия, затраченная на дробление геометрически подобных тел при одинаковом напряженном состоянии пропорциональна объемам разрушаемых тел.

При применении этих законов предполагается, что при разрушении физическая природа тела остается неизменной и разрушаемые тела структурно однородны.

Установлено, что при тонком измельчении минеральных тел закон Риттингера соблюдается с большой точностью, а закон Кирпичева не подтверждается. В случае дробления относительно больших размеров тела (0,5-1 мм), т.е. при малой дисперсности, затраты работы по закону подобия будут большими, чем по закону Риттингера.

Объемная энергоемкость разрушения определяется отношением количества затраченной энергии к единице разрушенного объема горной породы. Порода в зоне разрушения может дробиться и диспергироваться, соответственно будет увеличиваться вновь образованная поверхность разрушения. С увеличением вновь образуемой поверхности на единицу объема, возрастает количество энергии затрачиваемой на ее образование. Соответственно общее количество

энергии на разрушение единичного объема породы зависит от степени измельчения породы или от площади вновь образуемой поверхности (поверхностная энергия разрушения). При этом, чем больше вновь образованная поверхность или степень диспергирования породы, тем более энергоемким является процесс разрушения и наоборот.

Исследованию задачи по определению энергоемкости и физико-механических параметров горных пород различными методами посвящены работы многих исследователей [35-45]. Анализ результатов исследований, приведенных в данных работах показал, что процесс разрушения горной породы имеет свой собственный критерий - энергоемкость разрушения, рассмотрение способов определения которой является целью исследования данной работы. Так показано [35], что для хрупкопластичных пород существует универсальная циклическая зависимость удельной энергии разрушения от кинетической энергии удара, которая установлена экспериментальным путем.

Автором не раскрывается физика данной цикличности, которая имеет максимальные и минимальные значения удельной энергии разрушения данной породы, а только указывается на необходимость ее знания для определения оптимальных режимов разрушения.

В работах [41, 44] подтверждается существование нелинейной зависимости удельной энергии разрушения от кинетической энергии удара зуба долота при бурении.

Авторами работ [11, 37, 40] проведены исследования по определению физико-механических (прочность, абразивность) параметров различных пород по данным энергозатрат на единичный объем разрушенной породы, дана классификация горных пород по прочности и абразивности, определены оптимальные параметры их разрушения.

Сравнить данные разных авторов по прочности (Моос, Виккерс, Бринель, Роквел, Шрейнер) и абразивности (Сиверс, Дюпии, Деваль, Манхейм, Шрейнер), даже для одной породы (например: корунд, кварц, ортоклаз и др.), затруднительно, потому что изучались эти свойства разными методами, а представленная информация исследований неполная.

Анализ данных работ позволяет сделать вывод, что методы определения физико-механических параметров горных пород, необходимые для изучения прочности и абразивности, не имеют единого международного стандарта для техники проведения исследований и обработки полученных результатов. Объяснить такое состояние дел можно отсутствием ясной и простой теории механики разрушения горных пород, а использование классической теории статической и динамической упругости в данной области требует знаний отдельных параметров среды.

Поскольку, как было рассмотрено в границах понятий прочность, абразивность невозможно, точно решить задачу оптимизации бурения, рассмотрим энергетическую сущность методик разрушения горных пород.

В общем случае энергия на разрушение объема горной породы (уравнение Шрейнера Л.А. [44]) равна:

$$A = A_v V, \quad (1.11)$$

где  $A_v$  - энергия разрушения единичного объема,  $V$  - объем разрушенной породы.

### **Вдавливание штампа**

Энергия на разрушение, отнесенная к единице объема или вновь образуемой поверхности, соответственно (уравнение Шрейнера Л.А. [44]):

$$A_v = \frac{25\sigma_{ш}(1-\sigma^2)\pi^2 r^3 k_n}{E} / V, \quad A_s = \frac{2,5\sigma_{ш}(1-\sigma^2)\pi r k_n}{E} / S, \quad (1.12)$$

где  $r, S$  - радиус и площадь штампа,  $E$  - модуль Юнга породы,  $V$  - объем разрушенной породы,  $k_n$  - коэффициент пластичности,  $\sigma_{ш}$  - прочность по штампу,  $\sigma$  - нормальные напряжения.

Энергия на разрушение объема и площади соответственно (уравнение Мизеса [46]):

$$A_v = \frac{3}{2E}(1-2\sigma)\sigma_n^2 / V, \quad A_s = \frac{(1+\sigma)}{3E}\sigma_{сдв}^2 / V, \quad (1.13)$$

где  $\sigma_n, \sigma_{сдв}$  - среднее нормальное напряжение и напряжение сдвига соответственно.

### **Ударное разрушение**

Энергия разрушения [46] объема (уравнение Шелковникова И.Г.):

$$A_v = \frac{S_{pn}^2 \rho^2 V_{pv}^2 V_{mv}^2}{4[\sigma_d] \cdot l \cdot \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)}, \quad (1.14)$$

где  $[\sigma_d]$  - динамическая прочность породы,  $S_{pn}$  - площадь контакта лезвия резца с породой,  $l$  - длина лезвия резца по контакту,  $V_{pv}, V_{mv}$  - скорость продольной волны в материале резца и в породе соответственно,  $\alpha$  - угол приострения лезвия резца,  $\rho$  - массовая плотность материала резца.

Определить затраты энергии в единицу времени можно также, исходя из формулы Сулакшина С.С. [47]:

$$A = 2\pi \cdot M \cdot F_{oc} \cdot n, \text{ Вт/мин.} \quad (1.15)$$

где  $M$  - крутящий момент, Нм;  $F_{oc}$  - осевое усилие, Н;  $n$  - количество оборотов,  $\text{мин}^{-1}$ .

Из вышеизложенного видно, что затраты энергии при разрушении определяются геометрическими параметрами породоразрушающего инструмента (1.14) и параметрами разрушения (1.15), а также позволяют их рассчитывать. Соответственно для точного решения задачи оптимизации бурения, могут служить энергетические характеристики процесса разрушения горных пород.

Механическая работа при разрушении определяется произведением силы на путь. Сила при разрушении пропорциональна прочности, а путь, т.е. деформация, в общем случае определяется модулем упругости и степенью пластичности. Модуль упругости в сочетании с прочностью дает значение упругой деформации до разрушения, а показатель пластичности - величину пластической деформации. Таким образом, об энергоемкости разрушения можно судить, зная в общем случае три механические характеристики: прочность, упругость и пла-

стичность. Для хрупких пород достаточно знать только прочность (прилагаемую нагрузку) и модуль упругости. Из этого также следует, что прочность не определяет энергоемкость, а является только одной из ее составляющих.

Энергоемкость разрушения, являясь многофакторным показателем, позволяет более полно оценить процесс, чем сравнение по одной из физико-механических характеристик горной породы.

#### 1.4. Оценка эффективности различных способов разрушения

При выборе способа бурения горных пород в условиях внешнего давления, в частности гидростатического, одним из важнейших является вопрос влияния этого давления на физико-механические свойства и на условия разрушения пород, характер напряженного состояния. Влияние гидростатического давления при объемном разрушении может проявиться в различных эффектах, которые пока не выявлены: увеличении прочности, вязкости, наличии скрытой трещиноватости при взрывании и других.

Многие авторы считают [25, 27, 31, 48 и др.], что при выборе способа бурения следует учитывать не только обобщенный показатель – крепость горных пород, но и такие физико-механические параметры, как хрупкость, пластичность, прочность, твердость, абразивность, трещиноватость, плотность, пористость, слоистость. На эффективность разрушения влияет также и технология проведения работ: усилие подачи инструмента, скорость вращения (резания), время контакта породоразрушающего инструмента с породой, технология отделения элемента горной породы, расход промывочной жидкости и др.

Исследованиями различных авторов [12, 19, 26, 49, 50] установлено, что известные способы разрушения эффективны в определенных породах, а сами технические средства имеют различия в конструкции даже в пределах разрабатываемого месторождения. Поэтому создание универсального рабочего органа для разрушения горных пород в широком диапазоне их крепости и условий залегания представляется усложненной и не дающей требуемой отдачи задачей.

Следует также отметить, что на разрушение тратится энергия, причем, чем больше затрачено энергии, тем больший объем будет отделен от массива. При измельчении кусков породы большим затратам энергии соответствуют куски меньших размеров, но большего количества. При любом виде разрушения результаты оценивают удельными затратами энергии. Разумеется, с позиции энергосбережения лучшим способом и оптимальным режимом создания скважины необходимо считать такой, который обеспечивает минимальную энергоемкость, при этом достигается максимальная производительность. Поэтому с точки зрения затрат энергии необходимо выбирать породоразрушающий инструмент и технологию разрушения так, чтобы достичь минимума энергоемкости разрушения. Последнее дает возможность учесть влияние гидростатического давления на основные показатели прочностных характеристик горных пород, определяющих нагрузки на рабочем инструменте.

В табл. 1.4 приведен сравнительный анализ некоторых способов разрушения горных пород, используемых при бурении скважин по показателям энергоемкости бурения [51].

Информативной характеристикой эффективности способа разрушения является такой показатель как коэффициент энергоемкости  $K_э$ , определяемый из отношения удельного расхода энергии на разрушение к временному сопротивлению пород одноосному сжатию [19]:

Способы разрушения:	$K_э$
Механические:	
- ударники с большой энергией	0,5
- шарошечное бурение	0,7
- ударно-вращательное	0,8
- вращательное (резанием)	0,9
Гидравлические:	
- импульсная струя высокого давления	1,0
- струя высокого давления	45,0
- низкоскоростная струя	85,0

Таким образом, рациональным способом разрушения горных пород по показателям энергоемкости процесса и потребляемой мощности, с возможностью его применения под водой, является ударно-вращательный способ ( $K_э=0,8$ ). Механическое разрушение при резании и сколе, получившее наибольшее распространение при проведении буровых работ, также являются одними из способов с наименьшими показателями энергоемкости ( $K_э=0,5-0,9$ ),.

Наиболее распространенными способами механического бурения горных пород в практике бурения геологоразведочных скважин являются вращательный и ударно-вращательный. В качестве основного показателя эффективности этих способов разрушения примем механическую скорость бурения ( $V_m$ )

Таблица 1.4

Удельные энергозатраты для различных способов разрушения горных пород

Способы разрушения горных пород	Свойства разрушаемых пород, прочность, МПа	Удельные энергозатраты, кВт·ч/м <sup>3</sup>
Резание	20-50	3-7
Ударный	160-200	6-7
Вибрационный	10-20	0,1
Задавливание	до 20	0,5
Ударно-вращательный	80-180	10-43
Комбинированный	50-200	5-20
Гидродинамический	Менее 120	3-20
Гидроимпульсный	Менее 120	0,3-5

Рядом исследователей установлено [12, 32-34], что при вращательном бурении скважин со свободной подачей и полной очисткой забоя от шлама меха-

ническая скорость бурения в общем виде выражается функциональной зависимостью от ряда величин:

$$V_m = f(H_g, k_n, a, F_{oc}, n, Q_y), \quad (1.16)$$

где  $H_g$  – твердость горной породы;  $k_n$  – коэффициент пластичности породы;  $a$  – показатель абразивности;  $F_{oc}$  – осевая нагрузка;  $n$  – частота вращения породоразрушающего инструмента;  $Q_y$  – интенсивность удаления продуктов разрушения.

Эта функциональная зависимость в явном виде может иметь частные значения для каждого типоразмера породоразрушающего инструмента.

Таким образом, эффективность разрушения пород вращательным способом будет зависеть от свойств горных пород, а также от технических и технологических факторов.

Все перечисленные факторы в конечном итоге определяют условия, в которых происходят процессы разрушения пород, формирование ствола скважины и керна, искривление скважин и другие процессы [48]. От них также, зависит выбор наиболее рационального способа бурения скважин, типа (конструкции) забойного инструмента, бурового снаряда и режима его работы, и другие технологические параметры и операции.

К технологическим условиям относятся: режим работы забойного инструмента, режим удаления продуктов разрушения породы из скважины, гидродинамическое воздействие потока промывочной жидкости на забой скважины, динамическое воздействие колонны бурильных труб и другие факторы. Влияние основных из них учитывается в приведенной выше зависимости (1.16).

Технические условия, определяющие эффективность разрушения пород, включают: конструкцию (типоразмер) породоразрушающего инструмента и бурового снаряда, состояние забоя скважины – степень анизотропности породы на забое, наличие шлама, состояние стенок скважины и др.

Следовательно:

1. На процесс бурения в значительной степени оказывают влияние параметры внешней среды, в частности: гидростатическое давление, плотность, вязкость жидкости в скважине, а также параметры технологического процесса бурения.

2. Эффективность разрушения горных пород в значительной степени характеризуется энергоемкостью процесса разрушения пород, работоспособностью применяемых породоразрушающих органов и параметрами среды, в которой происходит разрушение. Количество энергии, затрачиваемой на разрушение породы, зависит от режима работы породоразрушающих инструментов. Все эти параметры тесно связаны между собой, поэтому эффективность действия каждого из них будет определяться значением других.

3. Методы определения физико-механических характеристик горных пород, при простых видах напряженных состояний, не отражают действительного характера процессов, происходящих при разрушении породы на забое и не могут служить для определения энергоемкости процесса разрушения. Согласно

неравенству  $[\sigma_{сж}] > [\sigma_{сдв}] > [\sigma_{упр}] > [\sigma_p]$ , наивыгоднейшим видом деформации, с энергетической точки зрения, является разрушение отрывом.

4. Энергозатраты на разрушение горных пород определяются условиями нагружения. Этому требованию соответствует отрыв элемента от образца испытываемой породы.

5. Основным энергетическим показателем процессов разрушения горных пород является удельная объемная работа разрушения, под которой понимается отношение затраченной в процессе разрушения энергии к объему разрушенной породы. Величина удельной объемной работы характеризует энергоемкость процессов разрушения.

### 1.5. Цель и задачи исследований

Цель проводимых исследований - повышение производительности бурения скважин путем разработки и обоснования рациональной технологии разрушения горных пород с учетом влияния гидростатического давления.

Выявление основных закономерностей разрушения горных пород при высоком гидростатическом давлении непосредственно в натуральных условиях связано со значительными трудностями, а сложный характер процесса разрушения делает невозможным чисто теоретическое решение вопроса. Поэтому необходимо проведение экспериментальных исследований. В их основу положен метод физического моделирования, характеризующийся, прежде всего тем, что исследования проводятся на образцах, обеспечивающих подобие разрушения при лабораторных испытаниях натурным условиям. При этом необходимо осуществить полное подобие разрушения образцов горных пород в водной среде при различных внешних давлениях.

Прежде всего, необходимо выяснить, будет ли область изменения первичного состояния пород массива, образующаяся в процессе проведения скважины в модели, достигать ее наружных сторон или нет. В нашем случае перед началом эксперимента на внешних сторонах модели созданы граничные условия, соответствующие нетронутому массиву пород и эти условия сохраняются неизменными до конца.

Аналитические исследования направлены на изучение физического процесса влияния гидравлического давления на энергоемкость разрушения породы при различных параметрах окружающей среды. Для их решения применялись известные законы гидродинамики и сопротивления материалов, результаты опытов других исследователей, а также данные, полученные в лабораторных и промышленных условиях автором. Исследования включают также изучение и анализ литературы, проведенных работ и полученных результатов.

Полученные в процессе экспериментальных исследований данные позволяют перейти к математическому моделированию - исследованию дифференциального уравнения, описывающего процесс разрушения горной породы в условиях действия внешней среды и значительных гидростатических давлений. Математическое моделирование позволит перенести результаты единичных экспе-

риментов на целый ряд процессов, имеющих место при разрушении горных пород механическим способом.

Установление физической сущности явлений, происходящих при отделении элемента горной породы от массива в условиях внешнего давления, позволит определить наиболее рациональные параметры разрушения горной породы на забое скважины, то есть максимальную производительность при минимальных затратах энергии. Проектирование эффективных режимов разрушения горных пород и рациональных конструкций технических средств возможно только на основе знания прочностных характеристик горных пород, которые они имеют в натуральных условиях.

Для этого необходимо решить следующие задачи:

1. Выбор и обоснование критерия эффективности процесса разрушения горных пород в условиях действия гидростатического давления.
2. Выбор рационального способа разрушения горных пород в условиях действия гидростатического давления на основе выбранного критерия.
3. Выполнение теоретических и экспериментальных исследований влияния гидростатического давления на напряженное состояние горной породы и энергоемкость процесса разрушения.
4. Разработка рекомендаций по проектированию технологии разрушения горных пород на забое скважины в условиях действия гидростатического давления и их проверка в условиях производства.

## 2. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ЭНЕРГОЕМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

### 2.1. Выбор и обоснование критерия эффективности разрушения горных пород

При механическом бурении происходит вдавливание разрушающего инструмента в горную породу и ее местное разрушение. Объем зоны разрушения зависит от площади контакта разрушающего инструмента с породой, а также от структуры, минералогического состава, величины пористости, других свойств, а также от наличия трещин и иных дефектов. Показатели при разрушении породы определяются, с одной стороны, энергией связей в породе, а с другой - затраченной энергией на преодоление и разрыв связей, поэтому работа разрушения горных пород зависит от их прочности, упругих и пластических свойств и служит обобщенным показателем, характеризующим породу.

Процесс разрушения горных пород при бурении скважин любым породоразрушающим инструментом сводится к образованию продуктов разрушения (частиц разрушенной породы). В свою очередь образовавшиеся продукты разрушения обладают свободной поверхностной энергией, возникающей за счет нескомпенсированности в силовом отношении атомов и молекул, расположенных на поверхности образовавшихся частиц. Поэтому, с физической точки зрения, полезной будет та часть работы, которая затрачивается на увеличение свободной поверхностной энергии. Эту работу аналитически можно выразить следующим образом:

$$A_s = E_p \Delta S, \quad (2.1)$$

где  $E_p$  - поверхностная энергия, Дж;  $\Delta S$  - площадь вновь образовавшейся поверхности, м<sup>2</sup>.

Поскольку показатели при разрушении породы определяются с одной стороны энергией связи минералов в породе и атомов в минералах, а с другой - затраченной энергией на преодоление и разрыв связей, то целесообразно применять энергетическую теорию разрушения твердых тел, определив ту часть введенной в породу энергии, которая расходуется на разрыв связей. Таким образом, в каждом случае необходимо знать не только общую затраченную на разрушение породы энергию, но и ту долю энергии, которая расходуется на разрыв связей, так называемую собственную энергоемкость породы или ее энергетическую характеристику сопротивляемости разрушению. При этом следует иметь в виду, что при любых способах воздействия на породу происходит отделение или отрыв от ее массива отдельных единичных элементов. Причем, каждый раз от массива отделяется столько, сколько позволяют его физико-механические свойства, что находит свое отражение в параметрах и форме разрушения. Поэтому по параметрам и форме разрушения могут быть определены и физико-механические свойства горных пород.

Одним из энергетических показателей процессов разрушения горных пород является удельная объемная работа разрушения  $A_v$ . Это объективный показатель для классификации горных пород по буримости, под которым понимает-

ся - отношение затраченной в процессе разрушения энергии  $A$  к объему разрушенной породы  $V$ , т.е. [19]:

$$A_v = \frac{A}{V} = \frac{E_n - E_k}{V} \quad (2.2)$$

где  $E_n$  – начальная энергия;  $E_k$  – конечная энергия.

Величина удельной объемной работы характеризует энергоемкость процессов разрушения.

В связи с этим Л.А.Шрейнер [19] показал, что при использовании закона подобия необходимо учитывать масштабный фактор, т.е. явление, когда увеличение размеров разрушаемого образца из одного и того же материала приводит к уменьшению прочности. Это связано с увеличением вероятности появления критической трещины с увеличением размеров образца. Зависимость, описывающая масштабный эффект,

$$\frac{\sigma_1}{\sigma_2} = \left( \frac{S_1}{S_2} \right)^{\frac{1}{m}}, \quad (2.3)$$

где  $\sigma_1$  – прочность материала при площади сечения образца  $S_1$ ;  $\sigma_2$  – прочность материала при площади сечения образца  $S_2$ ;  $m=2...6$  – показатель степени, зависящий как от вида дефектов, так и от нахождения их в теле (на поверхности, в объеме или на поверхности и в объеме одновременно), а также распределения дефектов по объему образца.

Влияние масштабного эффекта проявляется при измельчении горных пород до малых размеров конечного продукта. В этом случае энергоемкость разрушения повышается с уменьшением крупности конечного продукта. Особенно сильно масштабный эффект проявляется в том случае, когда измельчают кристаллы (зерна) минералов, поскольку число дефектов в них меньше чем в горной породе.

Энергоемкость разрушения объема  $V$  породы:

$$A_v = \frac{A}{V} = \frac{\sigma_\infty^2 k V_\infty^2}{E V_\delta V}, \quad (2.4)$$

где  $\sigma_\infty$  - прочность породы в большом объеме, которая не зависит от величины  $V$ ;  $V_\infty$  - объем породы, в котором расположена поверхность разрушения;  $V_\delta$  - малый объем породы;  $k$  - коэффициент пластичности.

Из выражения (2.4) следует, что при увеличении объема  $V_\delta$  энергоемкость разрушения породы уменьшается, а при уменьшении нагружаемого объема  $V_\delta$ , когда  $V \rightarrow V_\delta$ , энергоемкость разрушения увеличивается, то есть чем больше разрушаемый объем породы, тем меньше энергоемкость разрушения. Следовательно, целесообразно принимать нагружаемый объем  $V_\delta$  величиной не менее  $V_\infty$ , тогда энергоемкость разрушения будет не более  $\sigma_\infty^2 k / E$ ,

Как показывают проведенные исследования (см.раздел 1) энергоемкость процесса разрушения при бурении скважины, определяется тремя параметрами: осевая нагрузка и частота вращения инструмента – параметры, характеризующие действие разрушающего элемента, режим промывки – внешнюю среду.

Поскольку необходимо определить влияние внешнего фактора (гидростатическое давление) на эффективность разрушения (затраты энергии на единицу объема, либо механическая скорость бурения) имеет смысл исключить затраты энергии, связанные с внутренними процессами разрушения в породе, такие, как образование ядра уплотнения, и определять энергию, затрачиваемую непосредственно на отделение некоторого элемента породы от массива.

Таким образом, анализ имеющихся материалов показал, что достоверным критерием оценки эффективности разрушения горных пород является энергоемкость разрушения горной породы на забое. Этот параметр отражает затраты энергии, приходящиеся на разрыв связей в материале при оптимальной схеме нагружения, то есть отрыве.

### **2.3. Методика определения влияния гидростатического давления на эффективность разрушения горных пород**

В соответствии с выбранным критерием – энергоемкостью отделения элемента от массива разработана методика экспериментальных исследований разрушения при отрыве элемента горной породы от образца.

Основные требования к экспериментальным способам установления показателей горно-технологических свойств пород были сформулированы в работе [48]. Требования к соответствующим способам испытаний горных пород сводятся к следующему:

- результаты испытаний должны устойчиво коррелировать с интересующими (в первую очередь, разумеется, с главными) показателями одного или нескольких определенных процессов разрушения, осуществляемых в натуральных условиях;
- при построении испытания на одних и тех же объектах результаты должны быть возможно более сходными;
- при проведении испытаний на разных объектах, существенно различных в интересующем отношении, получаемые результаты должны быть существенно разными;
- способ испытаний должен быть простым (не требовать сложного, громоздкого, дорогого или дефицитного оборудования, высокой специальной квалификации исполнителей), нетрудоемким, по возможности быстрым и по совокупности всех отмеченных качеств доступным и удобным для широкого (массового) применения на геологоразведочных предприятиях. Относительно невысокая точность несложных приборов обычно может быть с избытком компенсирована увеличением числа единичных определений.

Перечисленные требования имеют общий характер, поскольку относятся к испытаниям горных пород на сопротивляемость любым видам разрушения. Применительно к испытаниям пород на сопротивляемость отрыву от массива, принято считать наиболее достоверными максимальные из получаемых значений.

Рассмотрим процесс отделения элемента от массива в динамике для нашего случая.

Исследования процесса разрушения [19] показали, что при движении резца по поверхности забоя, со скоростью резания  $V_{вр}$  и механической скоростью бурения  $V_m$ , под передней гранью резца образуется нагруженный объем породы, за счет действия осевой  $F_{ос}$  и вращающей  $F_{вр}$  сил, который называется ядром уплотнения. Порода в ядре уплотнения находится в состоянии сжатия, уплотнена, может быть диспергирована и передает нагрузку  $F_o$  на окружающую породу (рис.2.1). При этом, ядро уплотнения, расширяясь, совершает работу по отрыву элемента горной породы с усилием отрыва составляющим 2-5% от величины усилия на резец. Отрыв элемента породы от массива происходит при образовании трещины, давление в которой равно нулю. Раскрытию трещины препятствует гидростатическое давление  $P_{гидр}$ , которое создает противодействующую нагрузку на отделяемую часть горной породы. После отрыва элемента, резец движется некоторое время, не встречая сопротивления породы, при этом усилие резания падает почти до нуля, затем резец "набегает" на массив породы, начинает снова деформировать породу, создавая ядро уплотнения, которое отделяет следующий элемент, и процесс разрушения повторяется циклично.

Поскольку гидростатическое давление оказывает влияние на отделение элемента от массива, для определения степени этого влияния необходимо, по возможности, исключить затраты энергии на образование ядра уплотнения, трение резца о породу и т.д.

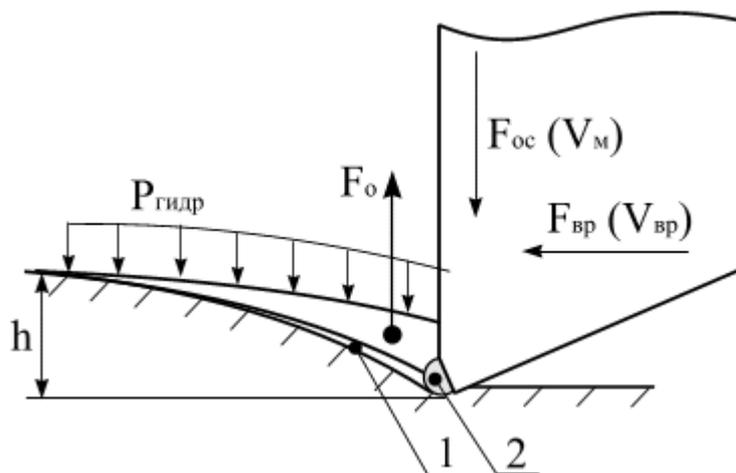


Рис. 2.1. Принципиальная схема разрушения породы на забое при действии гидростатического давления:

$h$  – углубление резца;  $P_{гидр}$  – гидростатическое давление;  $F_o$  – усилие отрыва;  $F_{ос}$ ,  $V_m$  – осевое усилие и механическая скорость бурения соответственно;  $F_{вр}$ ,  $V_{вр}$  – усилие и скорость вращения; 1 – трещина; 2 – ядро уплотнения.

При выборе методики определения эффективности разрушения горных пород необходимо учитывать физические процессы происходящие при разрушении в условиях действия гидростатического давления. В основе модели лежит идея, что при разрушении происходит отрыв от массива элемента горной породы, т.к. это наименее энергоемкий способ. На рис.2.1. показан процесс отделения элемента от массива по криволинейной образующей. При этом, в на-

шем случае, на процесс разрушения оказывает воздействие внешняя среда, основными параметрами которой являются гидростатическое давление и вязкость.

Учитывая вышеизложенное, необходимо смоделировать объемное разрушение горных пород с различными физико-механическими свойствами в условиях гидростатического давления. Для этого было предложено использовать методику определения прочностных характеристик горных пород по параметрам разрушения отрывом, основой которой является положение, что при любом механическом разрушении, например при бурении, от массива отделяется посредством отрыва некоторый объем породы. Разрушение происходит за счет образования и развития трещины, которая возникает вследствие превышения величины напряжений в массиве некоторой критической величины. При этом от массива отделяется объем породы, определяемый ее физико-механическими свойствами, что находит свое отражение в параметрах и форме разрушения. Методика позволяет экспериментально получить предельную поверхность разрушения.

Научной основой методики является разработанный в Московском горном институте (МГИ) способ определения прочностных характеристик горных пород по параметрам разрушения отрывом [50, 51]. Сущность испытания образцов заключается в разрушении горных пород пуансоном, движущимся в сторону свободной поверхности образца (рис.2.2). Данная методика впервые была предложена для определения прочностных характеристик горных пород в 1964 году [51]. Преимущества данной методики в том, что по существу для отрыва используются сжимающие нагрузки. Отрыв происходит не по обработанной поверхности, как это реализуется при обычном растяжении образца, а по внутреннему объему.

Пуансон создает сжимающую нагрузку на забой заранее подготовленного отверстия в образце горной породы. Высота отделяемого элемента заведомо должна быть меньше толщины испытываемого образца, для чего проводятся предварительные исследования. После установления критической высоты отрыва определяется глубина отверстия, и вычисляется высота отделяемого элемента для каждого выбранного материала. Образец устанавливается на кольцевую оправку с диаметром, выбранным так, чтобы избежать влияния краевых эффектов (влияния оправки на параметры разрушения). Пуансон вводится в отверстие и нагружается до тех пор, пока не произойдет отрыв элемента. Отрыв элемента происходит в момент превышения критических значений напряжений, создаваемых в образце.

При этом происходит отделение крупного элемента с криволинейной образующей, параметры которого связаны с прочностными характеристиками породы следующими соотношениями:

$$D_{пред} / d_n = C = [\sigma_{сж}] / [\sigma_p]; \quad (2.5)$$

$$H_{пред} / d_n = C_1 = [\sigma_{сж}] / [\tau]; \quad (2.6)$$

$$D_{пред} / H_{пред} = C_2 = [\tau] / [\sigma_p], \quad (2.7)$$

где  $[\sigma_{сж}]$ ,  $[\sigma_p]$ ,  $[\tau]$  - пределы прочности породы на сжатие, растяжение и сдвиг соответственно;  $D_{перед}$  - большой диаметр основания образца;  $H_{перед}$  - высота отделения элемента;  $d_n$  - диаметр пуансона.

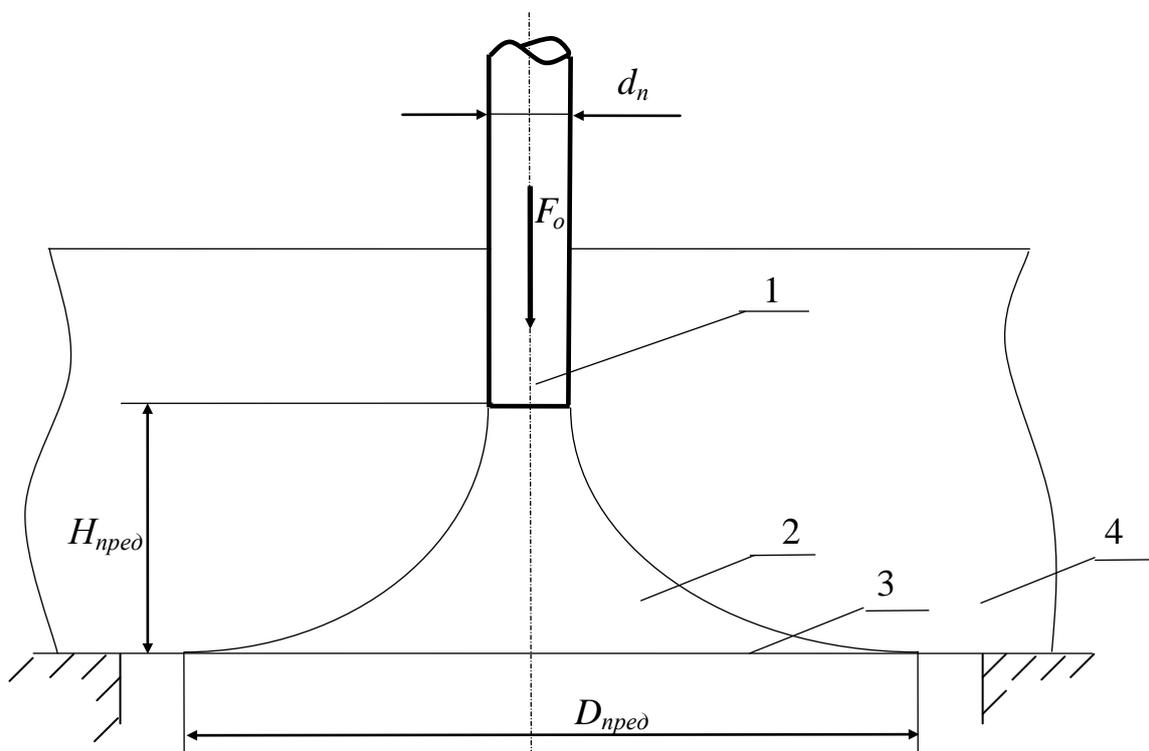


Рис. 2.2. Схема разрушения горных пород отрывом:

1 – пуансон; 2 – отделяющийся элемент; 3 – свободная поверхность; 4 – образец горной породы.

Таким образом, если известен один какой-либо из пределов прочности, то по соотношениям (2.5, 2.6, 2.7) можно определить все остальные.

Исследованиями [51] установлено, что криволинейная образующая отделяющегося элемента является частью эллипса, полуосями которого служат параметры разрушения:

$$a = \frac{D_{перед} - d_n}{2}, \quad (2.8)$$

$$b = H_{перед}. \quad (2.9)$$

В соответствии с этим можно записать уравнение эллипса, которое будет иметь вид:

$$\frac{\left(x - \frac{D_{перед}}{2}\right)^2}{a^2} + \frac{y^2}{b^2} = 1 \quad (2.10)$$

Решая это уравнение относительно  $x$ , получим:

$$x = \frac{D_{перед}}{2} + a \cdot \sqrt{1 - \frac{y^2}{b^2}}. \quad (2.11)$$

Подставляя значения  $a$  и  $b$  из выражений (2.8, 2.9) преобразуем уравнение (2.11) в следующее:

$$x = \frac{D_{пред}}{2} + \frac{D_{пред} - d_n}{2} \cdot \sqrt{1 - \frac{y^2}{H_{пред}^2}}. \quad (2.12)$$

Аналогично, уравнением эллипса описывается кривая, выражающая зависимость размеров больших оснований  $D$ , элементов (рис.2.2) отделяющихся от массива, с высотой отделения  $H$ .

В этом случае эллиптическая кривая вписывается в прямоугольник со сторонами  $H_{пред}$  и  $(D_{пред} - d_n)$ . Стороны прямоугольника представляют собой полуоси эллипса, уравнение которого в прямоугольных координатах имеет вид:

$$\frac{(h - H_{пред})^2}{H_{пред}^2} + \frac{(D - d_n)^2}{(D_{пред} - d_n)^2} = 1, \quad (2.13)$$

где  $D$  – диаметр большого основания элемента, отделенного с глубины  $h$ ;

Решая это уравнение относительно  $D$ , получим:

$$D = d_n + (D_{пред} - d_n) \sqrt{1 - \frac{(h - H_{пред})^2}{H_{пред}^2}}. \quad (2.14)$$

Решая данные уравнения для экспериментально полученных значений  $D$  и  $h$ , можно определить максимальные параметры отделяющегося элемента  $D_{пред}$  и  $H_{пред}$ , а по последним используя формулы (2.5-2.7) определить коэффициенты  $C$ ,  $C_1$ ,  $C_2$ :

$$\begin{aligned} C &= \frac{D_{пред}}{d_n}; \\ C_1 &= \frac{H_{пред}}{d_n}; \\ C_2 &= \frac{D_{пред}}{H_{пред}}. \end{aligned} \quad (2.15)$$

По приведенным соотношениям можно определить пределы прочности:

$$\begin{aligned} [\sigma_{сж}] &= C \cdot [\sigma_p]; \\ [\sigma_{сж}] &= C_1 \cdot [\tau]; \\ [\tau] &= C_2 \cdot [\sigma_p]. \end{aligned} \quad (2.16)$$

Предел прочности на растяжение  $[\sigma_p]$  определяется по формуле

$$[\sigma_p] = \frac{4F_o}{\pi(D_{пред}^2 - d_n^2)}, \quad (2.17)$$

где  $F_o$  - нагрузка на пуансоне в момент отрыва.

Особенностью данной методики является то, что все деформационные и прочностные характеристики определяются с минимальными затратами времени и средств [52]. Так как прочностные характеристики не могут дать полной картины влияния гидростатического давления на процесс разрушения горной

породы, было предложено на основе приведенной методики определять работу, затрачиваемую на разрушение при различном гидростатическом давлении.

Работа разрушения, отнесенная к площади вдавливаемого штампа или объему лунки, дает соответственно, значения удельной контактной или объемной работы разрушения, которая зависит не только от механических свойств породы, но и от величины лунки разрушения, что является наиболее полным показателем, характеризующим сопротивляемость породы разрушению.

Определим энергоемкость отделения объема породы от массива для нашего способа разрушения (см. формулу 2.2).

Для упрощения расчетной схемы примем, что отделяющийся от массива элемент представляет собой усеченный конус. Большее основание этого конуса  $D_{пред}$ , а меньшее соответствует диаметру пуансона  $d_n$ . Критической высоте  $H_{пред}$  отделяющегося элемента соответствует минимум энергозатрат.

Приближенно, с учетом наших допущений, объем отделяющегося элемента можно определить как объем усеченного конуса высотой  $H_{пред}$  и диаметром основания  $D_{пред}$  при диаметре пуансона  $d_n$ .

$$V = \frac{\pi H_{пред} (D_{пред}^2 + D_{пред} d_n + d_n^2)}{12}. \quad (2.18)$$

При действии на породу силы  $F$  работа произведенная этой силой определяется следующим уравнением (2.19). Учитывая, что согласно закону Гука, величина деформации прямо пропорциональна нормальному напряжению  $\varepsilon = \sigma/E$ .

$$A = F_o \Delta h = F_o h \varepsilon = \frac{F_o h \sigma_p}{E}; \quad (2.19)$$

где  $\Delta h$  - абсолютная деформация;  $E$  - модуль Юнга породы;  $h$  – относительная деформация породы [58].

$$h = \frac{F_o}{\sigma_p d_n}. \quad (2.20)$$

Подставляя значение  $h$  в уравнение (2.19) получим:

$$A = \frac{F_o^2}{E d_n}. \quad (2.21)$$

А энергоемкость

$$a_{\min} = \frac{F_o^2}{E d_n V} = \frac{12 F_o^2}{\pi H_{пред} E (D_{пред}^2 + D_{пред} d_n + d_n^2) d_n}. \quad (2.22)$$

Нагрузка на пуансон в момент отрыва крупного элемента определяется по формуле:

$$F_o = \frac{[\sigma_p] \pi (D_{пред}^2 - d_n^2)}{4}, \quad (2.23)$$

Тогда

$$a_{\min} = \frac{3\pi[\sigma_p]^2(D_{\text{пред}}^2 - d_n^2)}{4EH_{\text{пред}}d_n(D_{\text{пред}}^2 + D_{\text{пред}}d_n + d_n^2)}. \quad (2.24)$$

или основываясь на выражении (2.15) и подставляя (2.5):

$$a_{\min} = \frac{3\pi[\sigma_p]^2\left(D_{\text{пред}}^2 - \frac{D_{\text{пред}}^2}{[\sigma_{\text{сж}}]/[\sigma_p]}\right)}{4EH_{\text{пред}}\frac{D_{\text{пред}}}{[\sigma_{\text{сж}}]/[\sigma_p]}\left(D_{\text{пред}}^2 + D_{\text{пред}}\frac{D_{\text{пред}}}{[\sigma_{\text{сж}}]/[\sigma_p]} + \frac{D_{\text{пред}}^2}{[\sigma_{\text{сж}}]/[\sigma_p]}\right)} \quad (2.25)$$

Из формулы (2.25) следует, что параметры разрушения связаны с физико-механическими свойствами материала. Зависимость изменения удельных энергозатрат  $a_{\min}$  на разрушение от глубины отрыва элемента показывает, что предельной глубине отделения соответствует минимум удельных энергозатрат независимо от геометрических параметров пуансона. Этот минимум энергозатрат – энергетическая характеристика сопротивляемости разрушению твердых материалов (горных пород) и является их энергоемкостью разрушения. Энергоемкость – это количество энергии, потребное на отделение от массива данной единицы объема, обусловленное физической природой материала и характером разрушения. Таким образом, с помощью методики можно определить энергоемкость разрушения, которая не зависит от геометрических параметров пуансона и является физической характеристикой разрушаемого материала. По ее величине можно сравнивать различные горные породы по их сопротивлению разрушению и определять эффективность различных способов разрушения.

### 2.3. Стенды для экспериментальных исследований

Изучение влияния гидростатического давления на физико-механические свойства горных пород проводили на стенде, который включает: прибор УМГП-3, барокамеру и насос для создания в ней гидростатического давления. Техническая характеристика стенда приведена в табл.2.1, а общая схема представлена на рис. 2.3.

Установка УМГП-3 широко применяется для определения показателей механических свойств горных пород методом вдавливания штампа, используется для создания нагрузки на пуансон и позволяет вести автоматическую запись графиков в координатах "усилие-деформация". Установка рассчитана на нагрузку 0-1000, 0-2500, 0-5000 и 0-10000 Н с предельной величиной перемещения пуансона – 750 мкм и обеспечивает измерение усилия отрыва в пределах опыта.

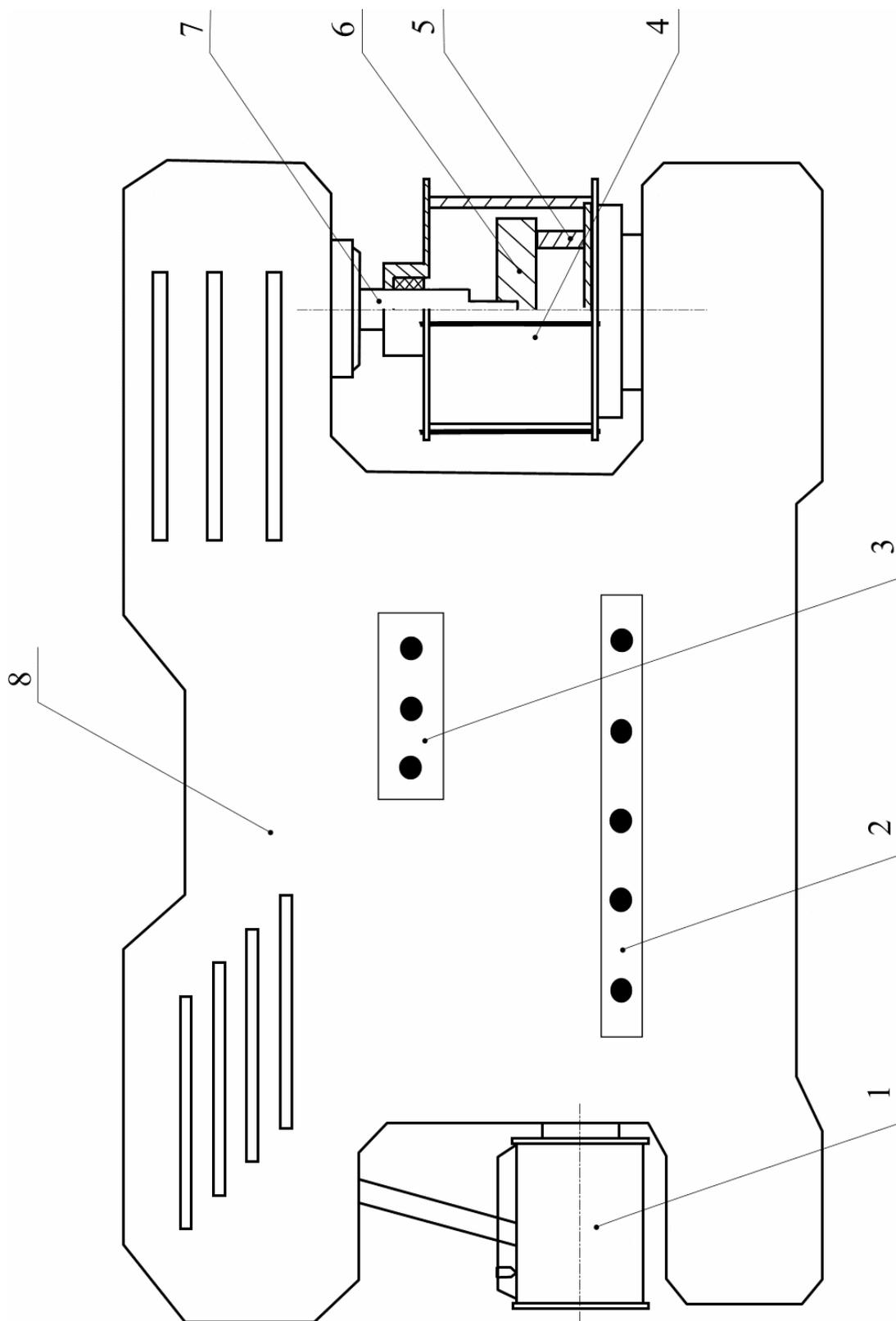


Рис. 2.3. Схема стенда для исследования влияния гидростатического давления на процесс разрушения горных пород: 1 – барабан; 2 – переключатели прибора УМП-3; 3 – индикаторы; 4 – барокамера; 5 – оправа; 6 – образец горной породы; 7 – пуансон; 8 – прибор УМП-3.

Таблица 2.1

## Техническая характеристика установки УМГП-3

Наименование параметра	Величина
Максимальное усилие разрушения, кН	10
Предельная величина измеряемой деформации образца, мм	0,75
Время нагружения от нуля до максимума, мин	3
Пределы погрешности	
а) при измерении нагрузки	±1%
б) при измерении деформации	±1%
Скорость нагружения, Н/с	16,2
Наибольшие размеры образцов горных пород, мм	150x150x40
Привод стенда	Электродвигатель
Напряжение, В	380
Рабочее давление в барокамере, МПа	до 15 МПа

Барокамера представляет собой толстостенный сосуд с крышкой. Герметизация ее осуществляется с помощью резиновых уплотнений и сальников. Повышение давления происходит с помощью насосной установки.

Для проведения исследований образец породы устанавливается в барокамере на цилиндрическую оправку, причем ось пуансона совмещается с осью отверстия в образце. Барокамера собирается, наполняется водой и устанавливается на столик прибора УМГП-3. После установки и фиксации пуансона в барокамере с помощью насоса давление повышается до заданной величины. Включается привод УМГП-3, и его шток с постоянной скоростью перемещается вниз и отрывает от образца элемент горной породы. Величина нагрузки на пуансон и скорость нагружения фиксируются с помощью самописца на бумажной ленте.

Давление в барокамере определяется по показаниям манометра. После отрыва элемента горной породы от образца прибор переключается на разгрузку, а давление в барокамере снижают до атмосферного. После разборки барокамеры производится измерение геометрических параметров оторванного элемента.

При проведении исследований влияния гидростатического давления величиной до 40 МПа использовалась установка, разработанная во ВНИПИОкеанмаш Кинематическая схема стенда, включающего как камеру высокого давления, так и оборудование обеспечивающее нагрузку и регистрацию параметров разрушения представлена на рис. 2.4, принципиальная схема – рис. 2.5. Техническая характеристика данной установки приведена в табл. 2.2.

Применив указанную оснастку, образцы испытывают в условиях гидростатического давления различной величины, продавливая образец породы пуансонами выбранного диаметра и фиксируя нагрузку отрыва  $F$ . Для испытаний используются образцы с одинаковыми свойствами и отверстиями заданной глубины.

Таблица 2.2

Техническая характеристика установки для проведения исследований влияния гидростатического давления величиной до 40 МПа

Наименование параметра	Величина параметра
Максимальное усилие разрушения, кН	2,0-25
Ход штока, мм	40
Скорость перемещения штока, мм/с	0,65; 1,11; 1,95
Наибольшие размеры испытуемых образцов, мм	400x400x150
Привод станда	Электромеханизм МРВ-2В
Мощность привода, Вт	41
Рабочее давление в барокамере, МПа	до 60 МПа

На рис. 2.5 приведен общий вид станда, подготовленного для испытаний в барокамере. При проведении исследований образец породы 4 на оправке 5 помещается в бак с водой. Индентор 3 переводят в верхнее положение и совмещают с осью отверстия. Опоры бака служат для постановки на дно барокамеры.

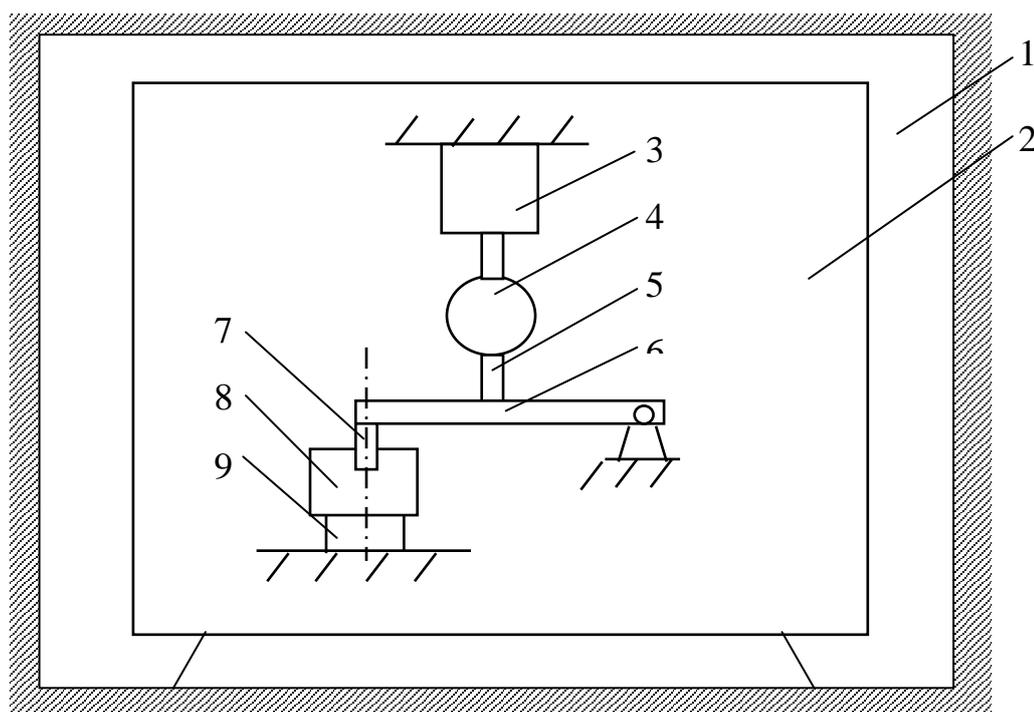


Рис. 2.4. Кинематическая схема станда для испытания образцов горных пород: 1 – камера высокого давления; 2 – цилиндрическая емкость с жидкостью; 3 – электродвигатель с редуктором; 4 – силоизмерительный элемент; 5 – шток; 6 – коромысло; 7 – пуансон; 8 – испытуемый образец горной породы; 9 – оправка.

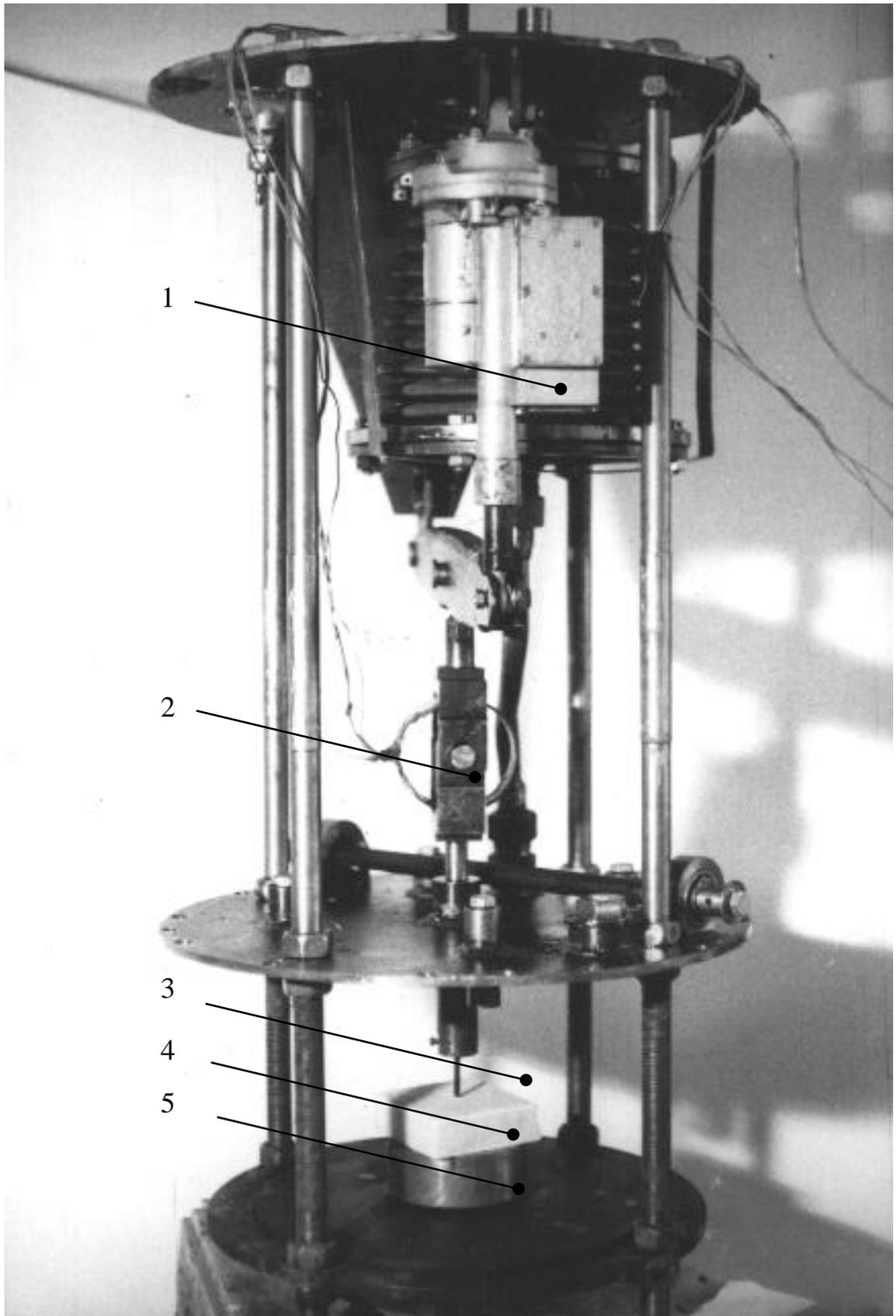


Рис. 2.5. Общий вид стенда для испытаний при гидростатическом давлении до 40 МПа

1 – гидромотор; 2 – тензодатчик; 3 – индентор; 4 - образец горной породы; 5 - оправка.

В верхней части стенда размещен резиновый компенсатор, объем которого равен  $5 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$ . Его применение позволило герметизировать полость бака и исключить попадание воды в барокамеру. Другим герметизирующим элементом является прокладка из бензостойкой резины между баком и его крышкой. К верхней плите стенда крепится привод – электромеханизм постоянного тока МРВ-2В. Его шток через траверсу передает усилие на испытуемый образец горной породы.

В разъеме штока размещен силоизмерительный тензорезисторный датчик 2. Так как трансформаторное масло, применяемое для создания гидростатического давления в барокамере, обладает хорошими диэлектромеханическими свойствами и не оказывает химического воздействия на тензорезистор, тензометрические исследования внутри барокамеры возможно проводить без защиты тензорезисторов.

При проведении экспериментов с различными скоростями нагружения, скорость движения пуансона изменяется за счет изменения питающего напряжения на двигателе постоянного тока. Определение геометрических размеров оторвавшегося элемента и расчет необходимых величин происходит по методике см. п.2.3.

Для тестирования системы проводились исследования времени достижения заданной нагрузки табл.2.3.

Таблица 2.3

Время достижения заданной нагрузки – 5 000 Н

Величина давления, МПа	0,1	20	40
Время достижения заданной нагрузки, с	3,8	7	7,5

Таким образом, разработанная методика и созданный стенд обеспечивает возможность решения задач экспериментальных исследований и проведение количественной оценки физико-механических свойств горных пород при гидростатическом давлении в лабораторных условиях.

#### **2.4. Выбор образцов горных пород с заданными физико-механическими свойствами**

В связи с тем, что целью исследований является изучение изменения прочностных характеристик горных пород под влиянием гидростатического давления, возникла необходимость задаться некоторым достаточно широким набором образцов, имитирующих возможные свойства массивов. Эта задача не может быть решена исчерпывающе не только из-за большого числа вариантов, но и потому, что теоретические представления о механическом разрушении горных пород развиты не настолько, чтобы можно было однозначно связать количественные показатели свойств породы с характером разрушения массива.

Породы для испытаний выбирались с возможно большим диапазоном изменения пористости, объемного веса и прочности породы в воздушных условиях. По классификации, предложенной Шрейнером Л.А. [16] все породы по ха-

рактору деформации разделены на три класса: хрупкие, ограниченно-пластичные, дающие разрушение, и пластичные, не дающие разрушения. Известняк и мрамор, наиболее распространенные породы, относятся к классу пластичных, дающих разрушение. Однако по механизму деформации в условиях статического вдавливания эти породы отличаются друг от друга. Если в мраморе, как плотной породе, при нагружении вначале протекает упругая деформация, которая затем переходит в пластическую, то в известняке с очень высокой пористостью остаточные деформации являются результатом его уплотнения. Варьирование в широких пределах физических и механических свойств выбранных горных пород (табл.2.4) [7] позволяет выявить их влияние на энергоемкость разрушения, определенную в условиях высокого давления. Таким образом, при выборе пород были учтены те основные различия их свойств, которые вносят существенные изменения в результаты исследования.

Таблица 2.4

Характеристика образцов горных пород (по данным паспорта ДКЗ)

Материал	Характеристика
Известняк	Коэффициент крепости до 4; плотность 1 467 кг/м <sup>3</sup> ; Модуль упругости 13-16 ГПа; Материал пористый (28%); однородный, хрупкий.
Мрамор	Коэффициент крепости 8-10; плотность 2 500 кг/м <sup>3</sup> ; Модуль упругости 29 ГПа; Материал монолитный (пористость до 1,5 %); однородный, вязкий.
Гранит	Коэффициент крепости 10-14; плотность 2 700 кг/м <sup>3</sup> ; Модуль упругости 35-50 ГПа; Образцы монолитные (пористость до 0,5 %); поликристаллические, хрупкие.

Размеры образцов рассчитаны так, чтобы исключить влияние цилиндрической оправки на размеры отделяющегося элемента. При этом размеры определялись, исходя из диаметра отверстия под пуансон и высоты отрыва. При толщине образцов 20-35 мм, они имеют форму квадрата со стороной до 150 мм. Внутренний диаметр оправки 80 мм.

Подготовка образцов горных пород заключается в выпиливании плиток необходимого размера и сверлении в них отверстий на заданную глубину. При этом необходимо избежать нарушения уплотненности образцов, образования трещин или других нарушений структуры образца, чтобы не внести искажения в результаты исследований. При проведении испытаний в водной среде выполнялось предварительное замачивание образцов для придания им натуральных свойств.

## 2.5. Статистическая обработка результатов исследований

Определение физико-механических характеристик горных пород методом отрыва проводится на экспериментальном стенде, включающем прибор УМП-

3 и барокамеру. При проведении опытов были использованы цилиндрические инденторы. Верхние основания их не имели повреждений и сколов кромок.

Для обработки результатов исследований применяются рекомендованные методики [53].

Перед проведением исследований определяли количество необходимых опытов  $N_{обр}$ , который зависит от требуемого количества единичных испытаний, а последние – от заданных точностей и надежности определения, с одной стороны, и от вариации искомой характеристики у материалов данной группы, с другой.

Необходимое количество опытов установлено статистическим путем по величине коэффициента вариации  $K_{вар}$ , характерной для горной породы с заданными свойствами.

При этом задана величина допускаемой относительной (в процентах) ошибки  $K_{доп}$  и величина нормированного отклонения  $t_{норм}$ .

В качестве расчетной использовалась обычная формула математической статистики:

$$n = \frac{K_{вар}}{K_{доп}} t_{норм}^2 \quad (2.26)$$

Величину нормированного отклонения принимаем в зависимости от задаваемой надежности  $P_{над}$  (табл.2.5.).

Таблица 2.5

Зависимость нормированного отклонения от надежности

Задаваемая надежность	0,88	0,70	0,75	0,8	0,85	0,9	0,999
Нормированное отклонение, $t_{норм}$	1,0	1,04	1,15	1,28	1,44	1,65	3

Для исследовательских работ величину допускаемой относительной ошибки  $K_{доп}$  принимаем в пределах 8-12%.

Минимальные значения надежности  $P_{над}$  и соответствующие им величины норм  $t_{норм}$  приведены в табл.2.6.

Для производственно-исследовательских работ принимаются следующие минимальные значения надежности  $P_{над}=0,9$  и величина  $t_{норм}=1,65$ .

Используя данные табл.2.5 и зависимость (2.26) определяется число необходимых для исследований образцов с различными физико-механическими свойствами, и они изготавливаются, руководствуясь методикой изложенной в подразделе 2.5, по выбору размеров и толщины образцов.

Таблица 2.6

Величины надежности и норм

Цель исследований	$P_{над}$	$t_{норм}$
Прямые производственные цели	0,8	1,28
Производственно-исследовательские работы	0,9	1,65
Специальные лабораторные исследования	0,95	1,96

Число необходимых для исследований образцов:

$$n = \frac{0,26}{0,12} \cdot 1,65^2 = 6 \text{ штук.}$$

Применив указанную оснастку, образцы испытывались в условиях воздушной и водной сред, продавливая инденторами выбранного диаметра и фиксируя нагрузку отрыва  $F_0$ .

Обработка результатов исследований производилась в порядке, принятом при определении физико-механических свойств горных пород [53]. Вычисление среднеарифметического значения  $\bar{X}$  измеренных параметров  $D_{пред}$  и  $F_0$ , их среднеквадратических отклонений  $\Delta$  и коэффициента вариации  $\nu$  проводится по известным формулам:

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n X_i ; \quad (2.27)$$

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2} ; \quad (2.28)$$

$$\nu = \frac{\Delta}{\bar{X}} \cdot 100 \% . \quad (2.29)$$

Таблица 2.7

Значения надежности результатов.

Значение отношения $\varepsilon/\nu$	Надежность $\alpha$ , %, при числе образцов										
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
0,4	33	44	52	58	63	66	70	74	76	79	81
0,6	45	59	68	75	80	84	87	89	91	92	94
0,8	54	71	79	85	90	92	94	96	96	98	98
1,0	61	77	86	91	94	96	97	98	99	99	99
1,2	66	82	90	94	96	98	99	99	100	100	100
1,4	70	86	93	96	98	99	99	100	100	100	100
1,6	73	89	95	98	99	99	100	100	100	100	100

Значение фактической надежности  $\alpha$  результатов испытаний находим в табл. 2.7 по заданному максимальному значению относительной погрешности  $\varepsilon$ , вычисленному значению коэффициента вариации  $\nu$  и числу испытанных образцов  $n$ . Значение относительной погрешности принимаем 30%, что допустимо для инженерно-исследовательских работ.

Для проведения исследований будем использовать по 6 образцов каждой породы, что позволит оценивать надежность полученных результатов от 63%, для заданного значения относительной погрешности 30%.

**Выводы**

1. Основным критерием, определяющим эффективность разрушения горных пород, принята энергоемкость отделения элемента от массива, которая является собственной характеристикой материала и отражает затраты энергии на отделение объема горной породы.

2. За счет влияния масштабного фактора отделение большего элемента горной породы требует меньше энергозатрат, поэтому энергетически выгодно производить разрушение породы большими элементами.

3. Разработана методика определения влияния гидростатического давления на эффективность разрушения горных пород, позволяющая определять энергоемкость, которая не зависит от геометрических параметров пуансона и является физической характеристикой разрушаемого материала.

4. Для экспериментальных исследований применяется прибор УМГП-3 с барокамерой, позволяющей проводить исследования в водной среде с давлением до 10 МПа.

5. Для проведения исследований выбраны породы с большим диапазоном изменения пористости, объемного веса и атмосферной прочности – известняк, мрамор, и гранит, позволяющие имитировать наиболее распространенные возможные свойства массивов горных пород.

6. Принятая методика обработки результатов экспериментальных исследований достаточно проста и может применяться для обработки данных не только лабораторных, но и промышленных исследований.

### 3. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ГИДРОСТАТИЧЕСКОГО ДАВЛЕНИЯ НА ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

#### 3.1. Порядок проведения исследований

В соответствии с разработанной методикой исследований непосредственному проведению испытаний предшествовали предварительные эксперименты, позволившие установить число необходимых опытов, диапазон изменения высоты отрыва и диаметр основания элемента для каждого материала. Для этого предварительно производился отрыв элемента горной породы от образца при различной глубине отверстия. На основании этих данных была определена критическая высота отрыва каждого материала.

В процессе подготовки к проведению исследований была проведена тарировка установки УМГП-3 с помощью динамометра ДОСМ-3-1 в диапазоне нагрузок от 0 до 10 000 Н. При проведении исследований, образцы горных пород были испытаны в воздушной и водной средах при давлениях до 10 МПа. При этом измерялись следующие параметры: высота отрыва отделившегося элемента –  $H_{пред}$ , в диапазоне от 5 до 15 мм; диаметр нижнего основания отделившегося элемента –  $D_{пред}$ , в диапазоне от 20 до 60 мм; диаметр пуансона –  $d_n=5,7$  мм; усилие отрыва –  $F_0$ , изменялось от 500 до 10 000 Н.

Величина  $D_{пред}$  определялась как среднее значение трех измерений диаметра нижнего основания оторванного элемента породы в направлениях, расположенных под углом  $120^\circ$ . Диаметр верхнего основания конуса принимался равным диаметру пуансона  $d_n$ .

Количество испытываемых образцов составляло 6 экземпляров для каждого вида горной породы при проведении исследований в однотипной среде.

После определения геометрических параметров отрываемого элемента рассчитываются прочностные характеристики пород и энергоемкость отрыва элемента.

#### 3.2. Определение параметров разрушения горных пород в воздушной и водной средах

##### *Энергоемкость разрушения горных пород в воздушной среде*

Изучение энергоемкости процесса разрушения было начато с исследования процесса разрушения в воздушной среде. Серия опытов по исследованию разрушения отрывом элемента породы от массива проводилась на известняке, мраморе и граните (табл.3.1).

При отрыве элемента от образца породы образуется конусообразное углубление, соответствующее размерам оторванного элемента. Его диаметр по поверхности образца, является диаметром большего основания оторванного элемента  $D$ . На рис. 3.1 показаны сечения оторванного элемента в вертикальной плоскости для испытываемых материалов.

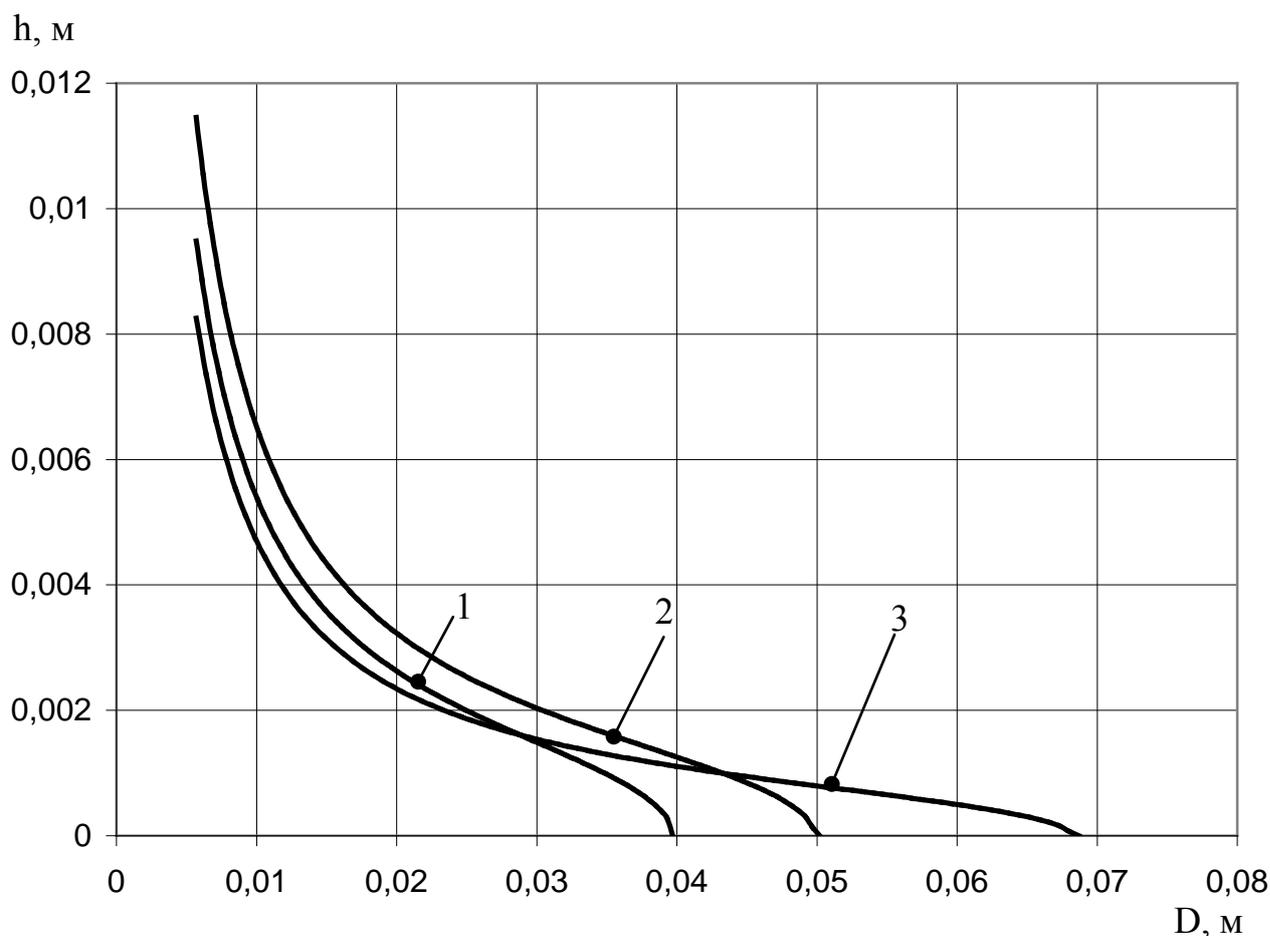


Рис. 3.1. Профиль вновь образующегося элемента при отрыве его от массива (воздушная среда):

1 – известняк; 2 – мрамор; 3 – гранит.

Как показали проведенные исследования, вновь образуемая поверхность разрушения имеет неоднородный вид, что связано с анизотропией материала, наличием микроскопических трещин и других дефектов (рис.3.2-3.4).

Характер кривых "нагрузка – деформация" мало зависит от типа породы. Как в плотных породах (гранит, мрамор) так и в пористых (известняк) упругая деформация практически (5-10% от полной) заканчивается разрушением, не переходя в пластическую.

Значения  $D_{пред}$  и  $H_{пред}$  определены по экспериментальным данным, величина усилия отрыва – по показаниям прибора УМП-3 (табл. 3.1). Анализ отдельных кривых показывает, что рост усилия отрыва до максимального происходит с постоянной скоростью, которая уменьшается только перед отрывом элемента породы. Форма кривой зависит от прочностных характеристик испытуемого материала.

Таблица 3.1

Результаты экспериментальных исследований в воздушной среде при давлении 0,1 МПа

Горные породы	$h$ , мм	$d_{\text{ц}}$ , мм	$F_{\text{о}}$ , Н	$D_{\text{дред}}$ , мм	$D_{\text{дред, ср}}$ , мм	$H_{\text{пред ср}}$ , мм	$[\sigma_p]$ , Па $10^5$	$[\sigma_{\text{ср}}]$ , Па $10^5$	$[\tau]$ , Па $10^5$	$\frac{H \cdot M}{M^3} a_{\text{min}}$	$a_{\text{min ср}}$ , $\frac{H \cdot M}{M^3}$
Известняк ( $E=14,5$ ГПа)	10,5	5,7	928	41,8	39,7	9,4	6,89	50,56	27,45	1879,30	1489,53
	8,2		587	29,7			8,80	45,86	31,88	1792,64	
	9,6		749	43,2			5,20	39,43	23,41	1259,74	
	7,8		470	25,5			9,69	43,36	31,69	1581,37	
	8,4		676	39,8			5,55	38,75	26,30	1364,60	
	12,0		1014	58,1			3,86	39,38	18,71	1059,54	
Мрамор ( $E=29$ ГПа)	12,4	5,7	2100	58,9	53,5	11,4	7,78	80,44	36,97	786,55	770,38
	10,8		1790	47,8			10,12	84,90	44,81	972,23	
	13,4		2030	62,6			6,65	73,08	31,09	605,83	
	9,8		1630	54,9			6,96	67,08	39,01	684,91	
	10,2		1450	39,1			12,34	84,68	47,32	980,50	
	11,6		1720	57,4			6,72	67,64	33,23	592,28	
Гранит серый ( $E=43$ ГПа)	9,7	5,7	3940	96,3	68,2	8,2	5,43	91,76	53,92	2532,03	2354,05
	7,3		2230	53,8			9,93	93,69	73,15	3284,81	
	8,6		2350	73,4			5,59	71,99	47,71	1714,94	
	6,9		1960	54,5			8,50	81,26	67,13	2619,98	
	8,9		2420	72,1			5,97	75,48	48,34	1818,55	
	7,8		2040	59,1			7,51	77,87	56,90	2153,98	

### *Энергоемкость разрушения горных пород в водной среде*

Следующая серия опытов проводилась в водной среде. При проведении исследований в водной среде перед испытаниями образцы были выдержаны в водопроводной воде в течение 48 часов для предварительного насыщения пор пород водой. В дальнейшем исследования проводились по схеме, изложенной выше. В табл. 3.2 приведены данные экспериментальных исследований на образцах горных пород, проведенных в водной среде при атмосферном давлении.

Характер разрушения образцов такой же, как и в воздухе: отделенный элемент имеет вид усеченного конуса с боковой поверхностью, описываемой криволинейной образующей.

Энергоемкость разрушения мрамора и гранита при разрушении в водной среде значительно увеличилась по сравнению с воздушной, за исключением известняка, энергоемкость которого увеличилась незначительно, что по всей видимости связано с высокой пористостью (до 28%), насыщением пор последней водой и размоканием. На рис. 3.2-3.4 приведены фотографии натуральных образцов с конусообразными выемками, полученными после эксперимента в воздушной и водных средах.

### **3.3. Влияние гидростатического давления на энергоемкость разрушения горных пород**

Исследования проводились при гидростатическом давлении 10 МПа. Используются те же породы, что и в предыдущих испытаниях. Рост гидростатического давления происходил в течение 1,5 часов.

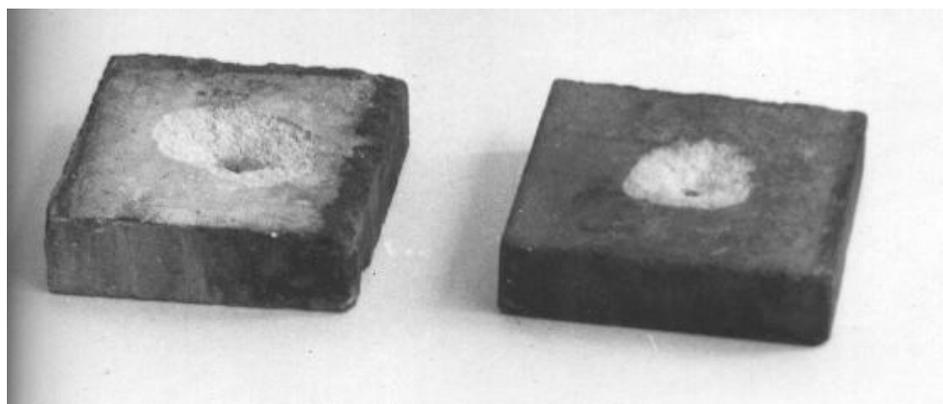
При исследованиях влияния гидростатического давления 40 МПа на процесс разрушения кроме данных, полученных в ходе экспериментов, были использованы и экспериментальные данные, полученные во ВНИПИОкеанмаш.

Как видно (рис.3.6), скорость нагружения зависит от упругопластических свойств образца и параметров внешней среды (рис. 3.6), скорость перемещения во всех опытах оставалась постоянной.

Результаты проведенных исследований при гидростатическом давлении 10 МПа приведены в табл.3.3, (рис.3.7), данные исследований при гидростатическом давлении 40 МПа [108] приведены в табл.3.4 (рис.3.8).

Проведение экспериментов в водной среде при гидростатическом давлении показало, что характер разрушения горных пород под давлением в водной среде изменяется незначительно. Отмечается уменьшение нижнего основания конуса отрываемого элемента. При чем края отделенного под давлением элемента горной породы имеют четко выраженный обрывистый характер. Отмечается большее увеличение энергоемкости разрушения гранита по сравнению с известняком и мрамором, а также размокание этих пород.

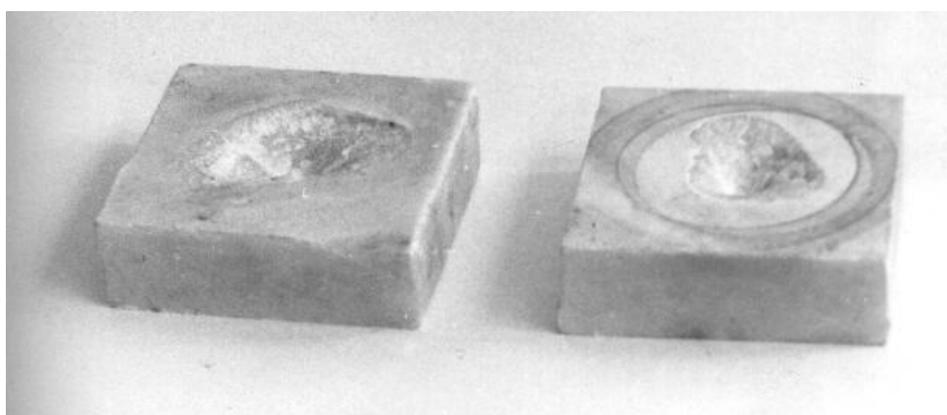
На основании полученных экспериментальных данных рассчитаны энергоемкость разрушения испытуемых пород и определен характер влияния гидростатического давления на параметры разрушения.



а

б

Рис. 3.2. Вид образцов известняка после эксперимента.  
а – воздушная среда; б – водная среда.



а

б

Рис. 3.3. Вид образцов мрамора после эксперимента.  
а – воздушная среда; б – водная среда.



а

б

Рис. 3.4. Вид образцов гранита после эксперимента.  
а – воздушная среда; б – водная среда.

Таблица 3.2

Результаты экспериментальных исследований в водной среде при давлении 0,1 МПа

Горные породы	$h$ , мм	$d_{\text{дв}}$ , мм	$F_0$ , Н	$D_{\text{предв}}$ , мм	$D_{\text{пред. сред.}}$ , мм	$H_{\text{пред. ср.}}$ , мм	$[\sigma_p]$ , Па $10^5$	$[\sigma_{\text{ср.к.}}]$ , Па $10^5$	$[\tau]$ , Па $10^5$	$a_{\text{мин}}$ , $\frac{H \cdot \text{М}}{\text{М}^2}$	$a_{\text{мин ср.}}$ , $\frac{H \cdot \text{М}}{\text{М}^2}$
Известняк ( $E=14,5$ ГПа)	9,5	5,0	440	40,3	38,5	7,9	3,51	28,25	14,87	580,48	679,95
	5,0		210	25,6			4,24	21,73	21,73	575,15	
	8,5		550	42,0			4,03	33,84	19,91	938,44	
	9,0		460	42,6			3,27	27,90	15,50	603,74	
	8,8		530	43,5			3,62	31,46	17,87	788,20	
	6,5		340	37,0			3,22	23,85	18,34	593,71	
Мрамор ( $E=29$ ГПа)	10,2	6,2	3000	59,3	53,2	10,4	10,98	105,04	63,85	1753,43	1548,91
	7,2		1300	33,0			15,76	83,90	72,25	1374,90	
	16,9		3800	64,3			11,81	122,51	44,94	1457,01	
	5,5		1800	55,0			7,68	68,11	76,78	1350,11	
	14,8		3600	62,7			11,79	119,19	49,93	1569,05	
	7,5		2000	44,8			12,92	93,45	77,25	1788,96	
Гранит серый ( $E=43$ ГПа)	8,7	6,0	2000	57,3	53,7	9,4	7,84	74,89	51,65	1857,36	3757,15
	10,4		3100	62,5			10,20	106,29	61,32	3170,40	
	9,1		1960	43,0			13,77	98,70	65,08	2917,97	
	11,9		5300	75,0			12,08	151,00	76,14	5721,69	
	6,5		1210	20,3			40,98	138,67	128,00	5854,61	
	9,7		3000	64,3			9,34	100,01	61,86	3020,88	

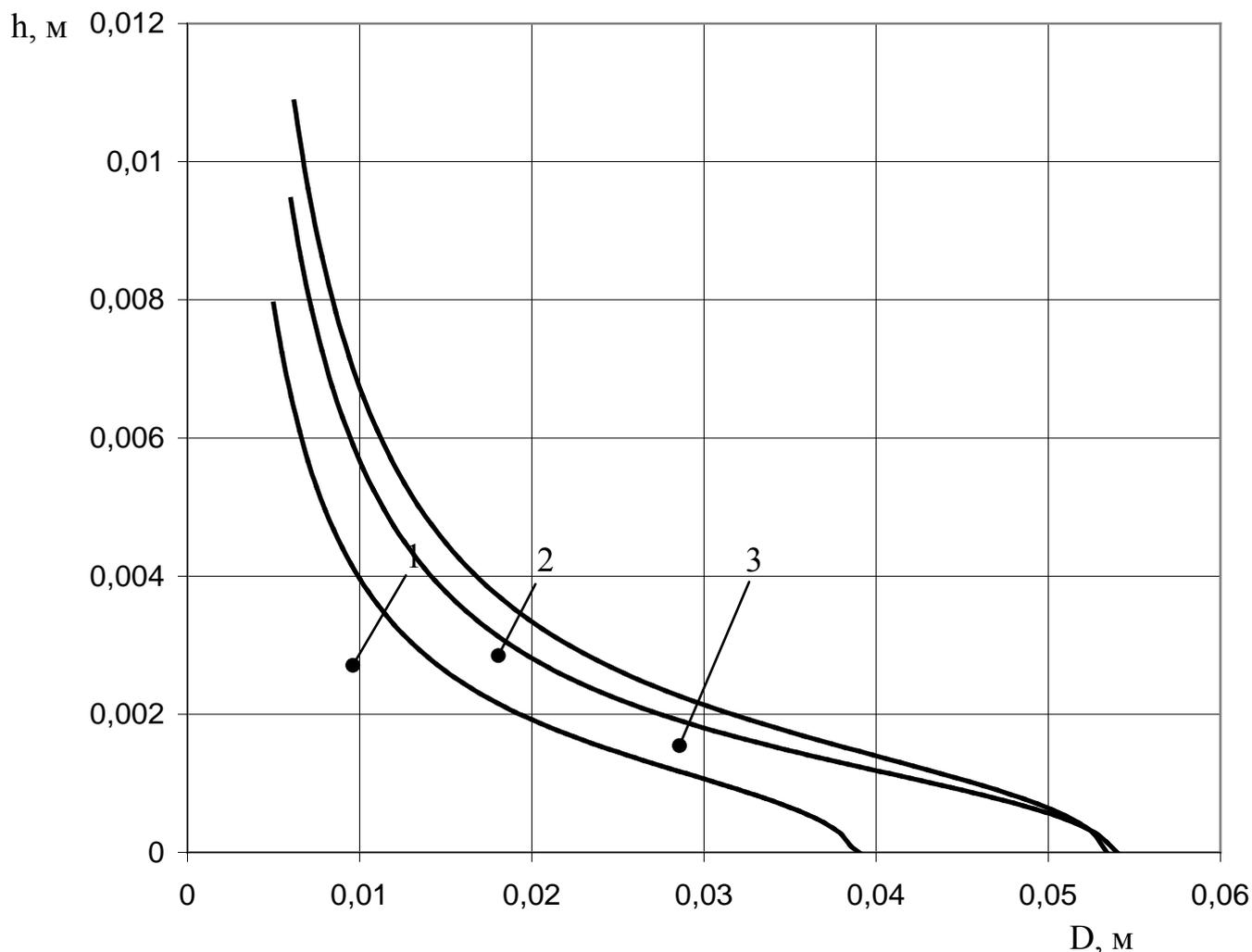


Рис. 3.5. Профиль вновь образующегося элемента при отрыве его от массива (водная среда, гидростатическое давление 0,1 МПа):  
1 – известняк; 2 – мрамор; 3 – гранит

Увеличение гидростатического давления до 10 МПа привело к увеличению энергоемкости разрушения по сравнению с 0,1 МПа: известняка - 4,0 раза, мрамора – 3,7 раза, гранита – 2,7 раза. Увеличение гидростатического давления до 40 МПа увеличило энергоемкость разрушения по сравнению с 0,1 МПа: известняка - 5,3 раза, мрамора – 8,3 раза, гранита – 9,9 раза.

Геометрические размеры отделенных элементов  $H_{пред}$  и  $D_{пред}$  изменяются от 0,005 до 0,015 м для высоты отрыва и от 0,030 до 0,070 м – для диаметра нижнего основания отделяемого элемента. Наблюдается тенденция в уменьшении площади основания элемента с повышением гидростатического давления, при давлении 40 МПа: диаметр основания уменьшился для известняка в 1,1 раза, мрамора – 1,2 раза, гранита – 0,91 раза. В то же время, усилие отрыва  $F_0$  с увеличением гидростатического давления до 40 МПа увеличилось для известняка на 1,03 раз, мрамора – 2,08 раз, гранита – 3,95 раз.

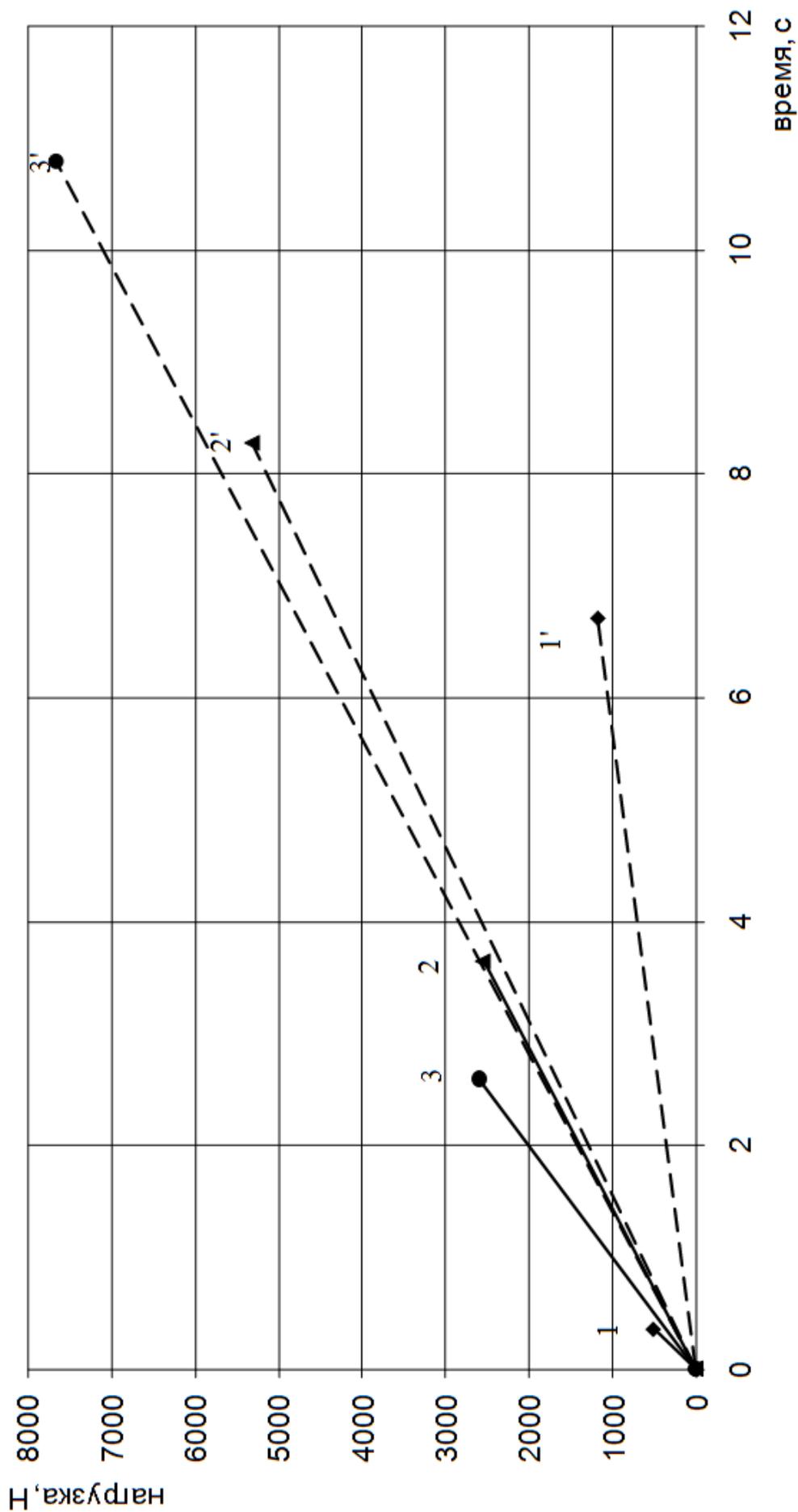


Рис. 3.6. Зависимость величины нагрузки на горную породу от времени и гидростатического давления  
 1, 2, 3 – известняк, мрамор, гранит - соответственно (давление 0,1 МПа);  
 1', 2', 3' – известняк, мрамор, гранит - соответственно (давление 40 МПа).

Таблица 3.3  
 Результаты экспериментальных исследований в водной среде при давлении 10МПа

Горные породы	$h_{\text{ср}}$ , мм	$d_{\text{ч}}$ , мм	$F_0$ , Н	$D_{\text{ср,пред}}$ , мм	$D_{\text{пред ср}}$ , мм	$H_{\text{пред ср}}$ , мм	$[\sigma_{\text{pl}}]$ , Па $10^5$	$[\sigma_{\text{сж}}]$ , Па $10^5$	$[\tau]$ , Па $10^5$	$a_{\text{min}}$ , $\frac{H \cdot \text{М}}{\text{М}^3}$	$a_{\text{min ср}}$ , $\frac{H \cdot \text{М}}{\text{М}^3}$
Известняк ( $E=14,5\text{ГПа}$ )	4,5	5,0	485	27,6	36,4	5,0	8,39	46,29	51,43	2979,58	2735,72
	5,1		710	43,4			42,24	41,41	2451,25		
	4,7		640	31,0			54,00	57,45	4026,15		
	4,6		590	41,8			36,48	39,66	2013,37		
	6,4		670	35,9			48,49	37,88	2475,90		
	4,5		597	38,4			40,29	44,77	2468,10		
	6,5		3440	48,9			181,12	139,33	6620,04		
Мрамор ( $E=29\text{ГПа}$ )	7,8	5,0	3690	50,6	47,6	6,7	18,54	187,63	120,27	5950,39	5692,30
	6,3		2870	45,1			164,15	130,28	5537,13		
	5,9		2720	45,4			154,52	130,95	5244,87		
	6,9		2970	49,9			153,18	111,00	4474,04		
	6,7		3210	45,8			180,72	134,87	6327,31		
	6,2		2810	45,9			157,85	127,30	9586,96		
Гранит серый ( $E=43\text{ГПа}$ )	7,4	5,0	3170	44,7	45,1	6,8	20,47	182,97	123,63	10744,25	10281,02
	6,7		2360	38,1			160,58	119,84	8863,35		
	7,1		3030	49,6			157,24	110,73	8409,59		
	8,1		3440	50,4			175,62	108,41	9217,93		
	5,3		2950	41,6			183,32	172,94	14864,05		

Таблица 3.4

Результаты экспериментальных исследований в водной среде при давлении 40МПа

Горные породы	$h_{\text{ср}}$ , мм	$d_{\text{ср}}$ , мм	$F_0, H$	$D_{\text{ср}}$ , мм	$D_{\text{пред ср}}$ , мм	$H_{\text{пред ср}}$ , мм	$[\sigma_{\text{пл}}]$ , Па $10^5$	$[\sigma_{\text{сжл}}]$ , Па $10^5$	$[\tau]$ , Па $10^5$	$a_{\text{мин}}$ , $\frac{H \cdot \text{М}}{\text{М}^3}$	$a_{\text{мин ср}}$ , $\frac{H \cdot \text{М}}{\text{М}^3}$
Известняк ( $E=14,5\text{ГПа}$ )	8,7	5,0	1000	36,7	7,6		6,96	59,98	34,47	2892,82	3598,17
	4,0		850				8,32	60,59	75,73	6205,58	
	4,8		400				10,59	47,65	49,63	2729,45	
	9,3		850				7,14	56,06	30,14	2322,19	
	7,8		870				6,65	54,70	35,06	2660,91	
	11,2		1300				11,63	88,53	39,52	4778,07	
Мрамор ( $E=29\text{ГПа}$ )	8,9	6,0	5800	43,3	8,7		29,66	248,50	167,53	10638,03	12911,73
	5,2		3800				31,87	209,46	241,69	12252,54	
	8,6		5000				32,21	240,90	168,07	10108,83	
	10,1		8500				44,43	368,25	218,76	20543,63	
	12,4		6000				40,10	294,52	142,51	10437,71	
	7,2		3800				51,54	268,24	223,53	13489,63	
Гранит серый ( $E=43\text{ГПа}$ )	7,1	6,0	5000	58,5	8,4		39,36	266,83	225,49	26967,56	37306,56
	13,7		13000				28,62	363,99	159,41	28932,83	
	9,1		12000				37,42	400,35	263,96	51597,13	
	6,2		8000				25,61	270,46	261,73	34500,29	
	5,4		7000				50,54	357,42	397,13	64284,18	
	9,1		7000				21,83	233,54	153,98	17557,36	

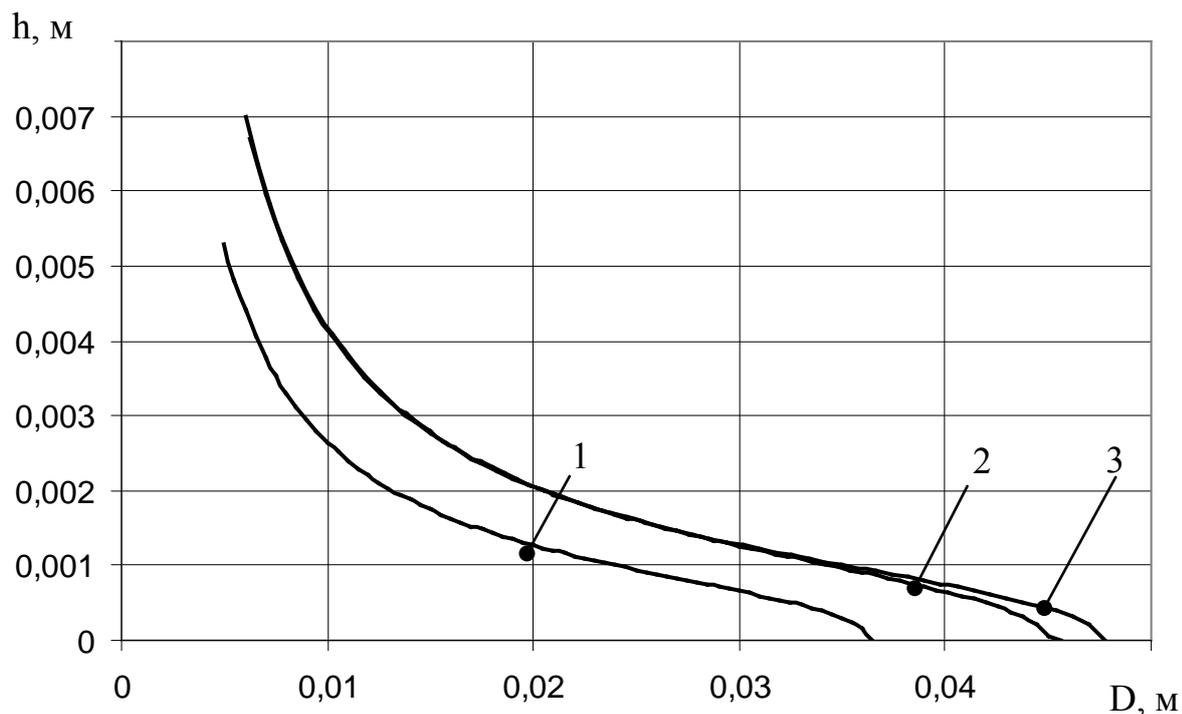


Рис. 3.7. Профиль вновь образующегося элемента при отрыве его от массива (гидростатическое давление 10 МПа):  
1 – известняк; 2 – мрамор; 3 – гранит.

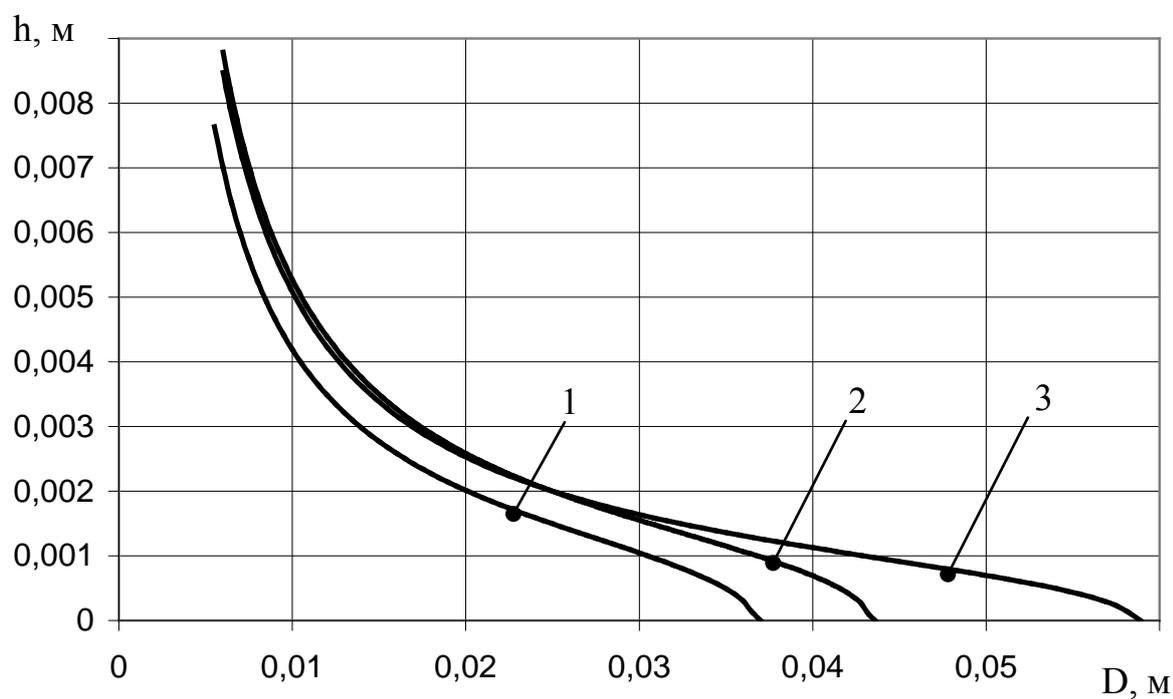


Рис. 3.8. Профиль вновь образующегося элемента при отрыве его от массива (гидростатическое давление 40 МПа):  
1 – известняк; 2 – мрамор; 3 – гранит.

### 3.4. Влияния скорости нагружения индентора на параметры разрушения

Очевидно, что при увеличении скорости бурения увеличивается скорость отделения частиц породы от массива. При этом растет разность давлений между давлением на свободную поверхность отделенного элемента и вновь образованную. Разработанная методика позволила получить данные о механизме влияния избыточного давления на скорость отделения элемента породы от массива, а также определить зависимость энергоемкости процесса разрушения от скорости нагружения элемента.

Исследования проводились при трех скоростях движения пуансона (0,65; 1,11, 1,95 мм/с) по 3 опыта на каждый образец породы.

На рис.3.8, представлен тарировочный график времени достижения заданной нагрузки 5 000 Н в водной среде при давлении 0,1, 20 и 40 МПа.

На рис.3.9 и 3.10 – показаны зависимости показателей энергоемкости при разрушении в водной среде при различном внешнем давлении от скорости отрыва.

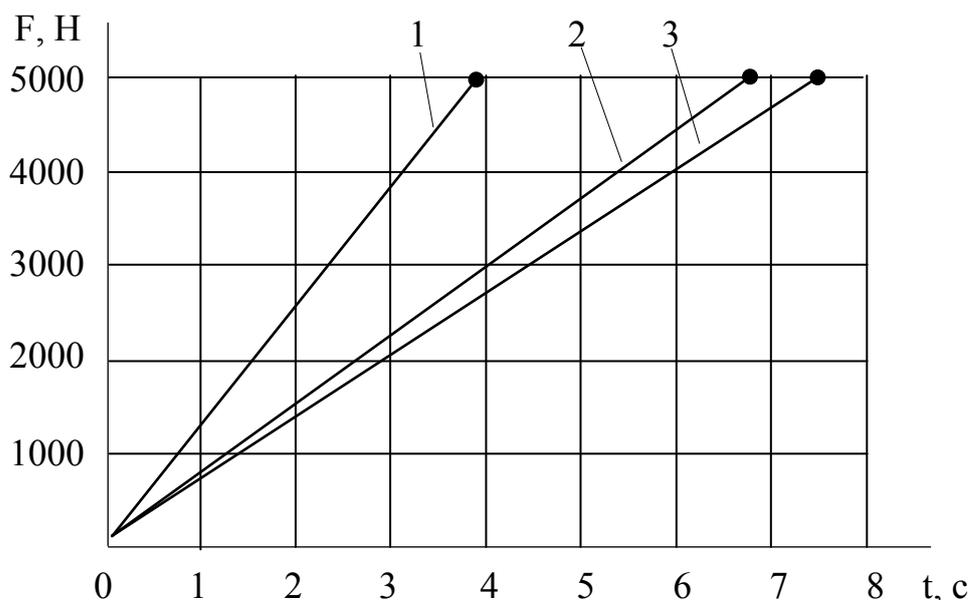


Рис. 3.8. Время достижения заданной нагрузки:

1, 2, 3 – в водной среде при давлениях 0,1; 20 и 40 МПа соответственно

Исследованиями установлены небольшие изменения в количественных результатах статического и динамического отрыва при малых скоростях разрушения. Очевиден рост показателей энергоемкости с увеличением скорости отрыва элемента от образца горной породы (табл. 3.5).

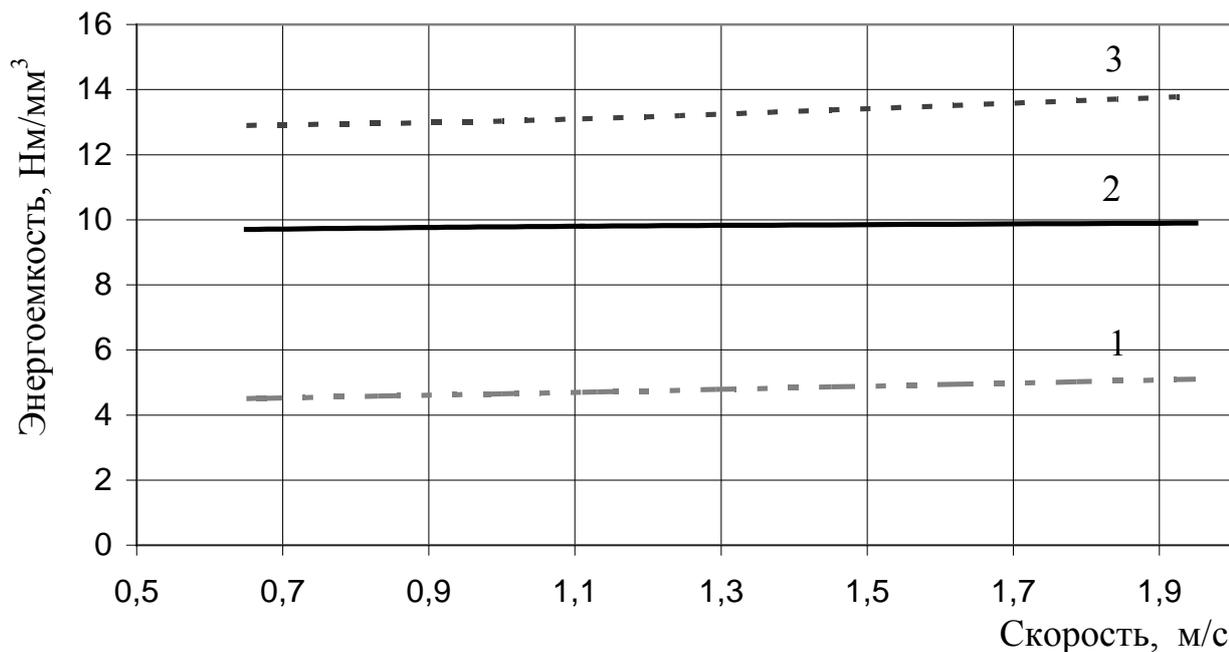


Рис. 3.9. Зависимость величины энергоёмкости от скорости деформирования породы в водной среде при гидростатическом давлении 0,1 МПа:  
Горные породы: 1 – известняк; 2 – мрамор; 3 – гранит.

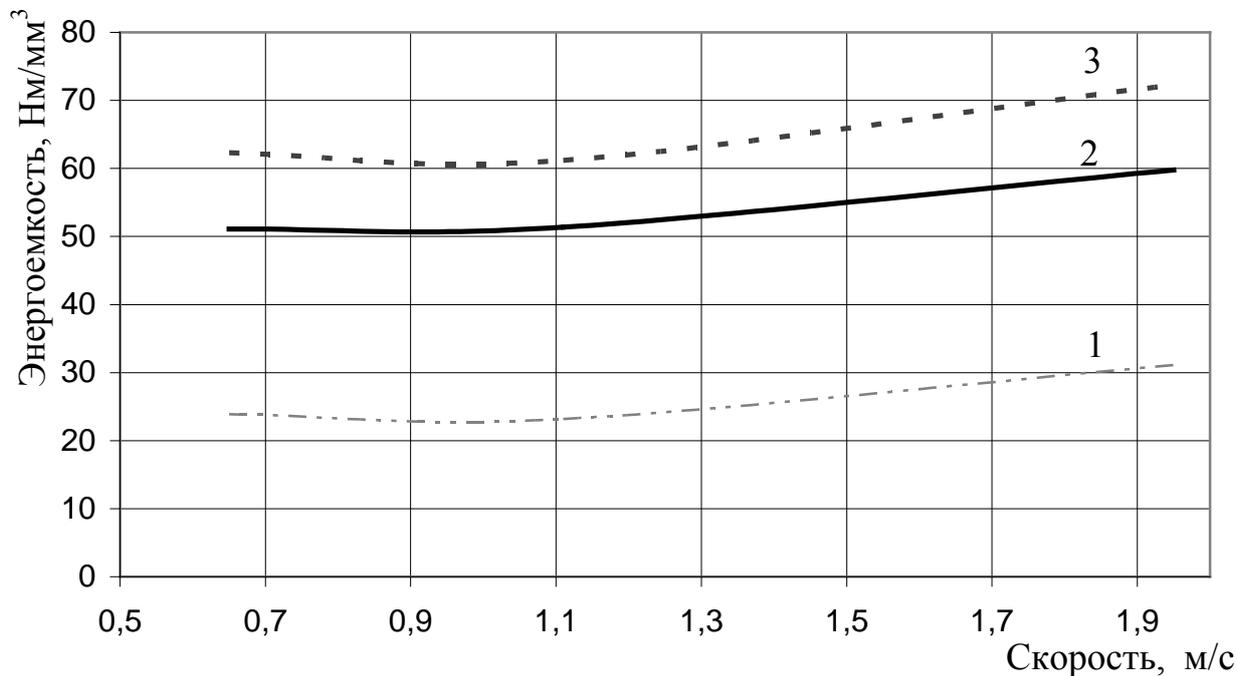


Рис. 3.10. Зависимость величины энергоёмкости от скорости деформирования в водной среде при гидростатическом давлении 40 МПа:  
Горные породы: 1 – известняк; 2 – мрамор; 3 – гранит.

Таблица 3.5

## Результаты исследований влияния скорости нагружения на усилие отрыва

Горные Породы	Скорость пере- мещения пуансона, мм/с	Величина гидростатического давления									
		0,1 МПа					40МПа				
		Усилие отрыва $F_0, Н$	Среднее усилие отрыва $F_{0ср}, Н$	Пло- щадь $S_{отр}, мм^2$	Средняя площадь $S_{отр}, мм^2$	Энергоем- кость, $\frac{Джс}{М^3}$	Усилие отрыва $F_0, Н$	Среднее усилие отрыва $F_{0ср}, Н$	Площадь $S_{отр}, мм^2$	Средняя площадь $S_{отр}, мм^2$	Энергоем- кость, $\frac{Джс}{М^3}$
	0,65	480 430 550	490	106,7 95,6 122,2	108,9	450	970 930 950	950	40,6 38,9 39,7	39,7	2320
Извест- няк	1,11	515 505 490	505	109,6 107,4 104,3	107,4	470	1015 965 930	960	43,8 41,6 40,1	41,4	2390
		535 525 545	535	104,9 102,9 106,9	104,9	510	935 1040 965	980	30,1 33,4 31,0	31,5	3110
		2540 2750 2990	2760	196,9 213,2 231,8	214,0	1290	2260 2390 2310	2750	36,9 39,1 37,7	44,1	6120
Мрамор	1,11	2450 2720 2480	2550	187,0 207,6 189,3	194,7	1310	2750 2630 2870	2790	44,1 42,2 46,1	38,6	6230
		2590 2580 2510	2560	187,7 187,0 181,9	185,5	1380	2890 2870 2610	2320	40,0 39,7 36,1	37,9	7230
		2690 2650 2490	2610	277,3 273,2 256,7	269,1	970	2660 2620 2490	2590	52,1 51,3 48,7	71,4	5110
Гранит	1,11	2410 2595 2775	2595	245,9 264,8 283,2	264,8	980	4110 3575 3325	3670	80,0 69,6 64,7	50,7	5140
		2565 2530 2595	2565	259,1 255,6 262,1	259,1	990	2825 2800 2715	2780	47,2 46,8 45,4	46,5	5980

Выбранные скорости деформирования ниже скоростей движения резца при бурении скважин (1-2 м/с), что связано с условиями проведения эксперимента по разработанной методике.

### 3.5. Анализ данных экспериментальных исследований

Результаты исследований, а также данные других авторов [7, 50], показывают, что энергоемкость разрушения горных пород в условиях напряженного состояния зависит как от величины гидростатического давления, так и от скорости деформирования. Наряду с количественными изменениями прочности и пластичности при увеличении скорости возможны и качественные изменения деформационного процесса. Это свидетельствует о том, что одному и тому же материалу присущи различные состояния в зависимости от условия деформирования.

Таким образом, у горных пород, как и других материалов, существует зависимость прочностных и деформационных характеристик от скорости нагружения, в условиях динамического нагружения. Эта зависимость характерна как для пород проявляющих пластические свойства, так и для пород, у которых возникающие остаточные деформации в основном связаны с уплотнением пор (известняк), а также для хрупких пород (мрамор).

По данным эксперимента зависимость диаметра нижнего основания элемента отрыва  $D_{пред}$  от высоты отрыва  $H_{пред}$  приближенно описывается кривой второго порядка.

Анализируя данные экспериментальных исследований необходимо отметить, что при переходе из воздушной среды в водную наблюдается увеличение энергоемкости разрушения для таких пород как мрамор в 2,0 раза, гранит в 1,6 раз, энергоемкость разрушения известняка наоборот уменьшилась примерно в 2,0 раза. Последующее увеличение гидростатического давления до 10 МПа привело к увеличению энергоемкости разрушения по сравнению с 0,1 МПа: известняка - 4,0 раза, мрамора – 3,7 раза, гранита – 2,7 раза. Увеличение гидростатического давления до 40 МПа увеличило энергоемкость разрушения по сравнению с 0,1 МПа: известняка - 5,3 раза, мрамора – 8,3 раза, гранита – 9,9 раза (рис.3.11).

Значительное изменение энергоемкости разрушения горных пород в разных средах (воздух-вода), показывает, что, кроме величины гидростатического давления, на процесс разрушения также большое влияние оказывает внешняя среда.

Большее увеличение энергоемкости разрушения гранита по сравнению с известняком и мрамором связано с пористостью (меньшая разность между давлением среды и в образующейся трещине), а также с уменьшением прочностных характеристик мрамора и известняка (размокание пород).

Таблица 3.6

## Обработка результатов измерений

Порода	Гидростатическое давление, МПа	Число образцов	Усилие отрыва $F_0, Н$				Диаметр основания элемента $D_{пред}, мм$				Собственная энергоёмкость разрушения $A_{тпн}, \frac{Н \cdot м}{м^3}$			
			Средне арифметическое значение	Средне квадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Средне арифметическое значение	Средне квадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Средне арифметическое значение	Средне квадратичное отклонение	Коэффициент вариации	Средне арифметическое значение	Средне квадратичное отклонение	Коэффициент вариации
Извест- няк	0,1*	6	737,3	205,4	27,9	39,7	4,9	12,5	1489,5	318,0	21,3			
	0,1		932,7	574,1	61,6	38,5	1,9	5,0	680,0	150,1	22,1			
	10		615,3	78,1	12,7	36,4	4,0	11,1	2735,7	702,4	25,7			
	40		878,3	290,9	33,1	36,7	2,9	7,9	3598,2	1545,9	43,0			
Мрамор	0,1*	6	1786,7	244,8	13,7	53,5	5,4	10,1	770,4	173,9	22,6			
	0,1		2583,3	1028,4	39,8	53,2	4,3	8,2	1548,9	188,7	12,2			
	10		3150,0	367,4	11,7	47,6	1,7	3,5	5692,3	779,6	13,7			
	40		5483,3	1753,2	32,0	43,3	2,9	6,6	12911,7	3953,8	30,6			
Гранит	0,1*	6	2490,0	731,8	29,4	68,2	6,8	10,0	2354,1	583,8	24,8			
	0,1		2761,7	1431,4	51,8	53,7	6,1	11,3	3757,2	1640,6	43,7			
	10		2960,0	363,9	12,3	45,1	3,1	6,9	10281,0	2184,4	21,2			
	40		8666,7	3141,1	36,2	58,5	5,3	9,0	37306,6	17360,5	46,5			

Примечание: \* - исследования проводились в воздушной среде

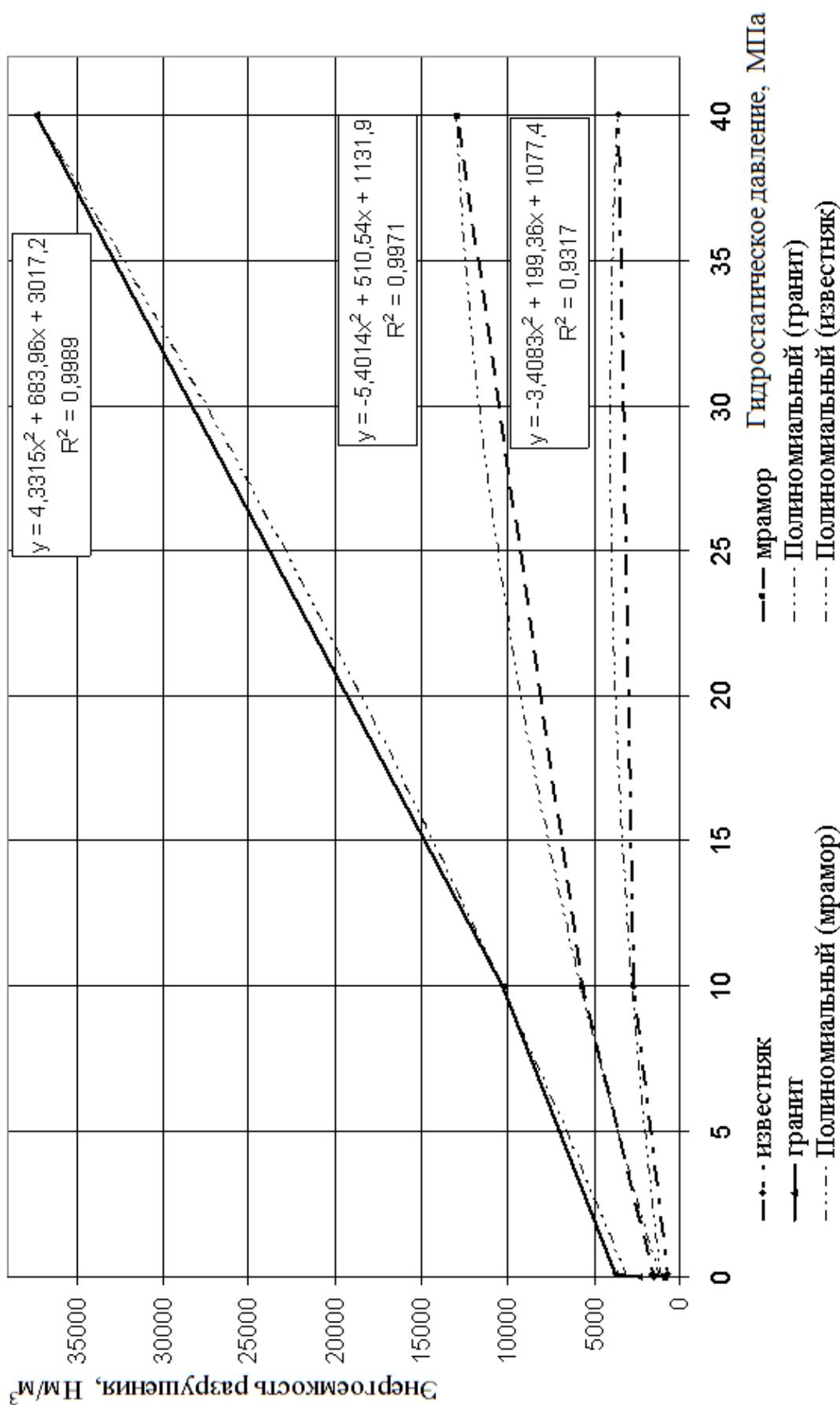


Рис. 3.11. Зависимость энергоемкости разрушения горных пород от гидростатического давления при отрыве элемента.

Анализируя измеренные значения геометрических параметров элемента отрыва  $H_{пред}$  и  $D_{пред}$  (табл.3.6) необходимо отметить, что они изменяются от 0,005 до 0,015 м для высоты отрыва и от 0,030 до 0,070 м – для диаметра нижнего основания отделяемого элемента. Наблюдается тенденция в уменьшении площади основания элемента с повышением гидростатического давления, при давлении 40 МПа: диаметр основания уменьшился для известняка в 1,1 раза, мрамора – 1,2 раза, гранита – 0,91 раза. В то же время, усилие отрыва  $F$  с увеличением гидростатического давления до 40 МПа увеличилось для известняка на 1,03 раз, мрамора – 2,08 раз, гранита – 3,95 раз.

Анализ достоверности данных энергоемкости разрушения, был выполнен по методике, изложенной в параграфе 2.6, Полученные результаты приведены в табл. 3.6.

Надежность измерений  $\alpha$ , согласно табл. 2.4 составит 80-98%, что вполне удовлетворяет условиям инженерных расчетов.

Анализ полученных результатов (табл.3.6) свидетельствует в первую очередь, о значительной (в среднем 27%) вариации механических свойств испытываемых горных пород. Это объясняется тем, что, хотя отрыв и является наиболее чистым видом деформации, испытания на отрыв очень чувствительны к мелким дефектам породы (микротрещины, анизотропия свойств) и неоднородностям (крупные зерна отдельных минералов). Ранее выполненные испытания горных пород на простое растяжение [17] также показывают, что коэффициент вариации  $\sigma_p$  колеблется в пределах 20-60% и является более высоким, чем при испытаниях на сопротивляемость другим элементарным деформациям. Экспериментальные зависимости энергоемкости можно достоверно описать полиномиальными кривыми второго порядка (см.рис.3.11).

### Выводы

1. Каждая горная порода имеет собственную характеристику, отражающую величину затрат энергии на ее разрушение. Этой характеристикой является собственная энергоемкость. Собственная энергоемкость определяется как отношение работы на отрыв элемента породы от образца к объему отделенного элемента. При этом разрушение происходит тогда, когда напряжения созданные сжимающей нагрузкой достигают предела прочности породы на растяжение, то есть  $\sigma_{сж} > [\sigma_p]$ .

2. Разработанная методика и использованные материалы позволили определить характер и степень влияния гидростатического давления и скорости отрыва элемента на энергоемкость процесса разрушения горных пород.

3. Сравнение величин усилия отрыва и диаметра основания конуса разрушения показало что, они не позволяют достоверно судить об изменении затрат энергии с увеличением гидростатического давления, в то же время наблюдается тенденция к уменьшению диаметра нижнего основания отделяемого элемента с ростом гидростатического давления.

4. Каждая горная порода имеет собственную характеристику, отражающую величину затрат энергии на ее разрушение. Этой характеристикой является собственная энергоемкость. Собственная энергоемкость определяется как отношение работы на отрыв элемента породы от образца к объему отделенного элемента. При этом разрушение происходит тогда, когда напряжения созданные сжимающей нагрузкой достигают предела прочности породы на растяжение, то есть  $\sigma_{сж} > [\sigma_p]$ .

5. Разработанная методика и использованные материалы позволили определить характер и степень влияния гидростатического давления и скорости отрыва элемента на энергоемкость процесса разрушения горных пород.

6. Сравнение величин усилия отрыва и диаметра основания конуса разрушения показало что, они не позволяют достоверно судить об изменении затрат энергии с увеличением гидростатического давления, в то же время наблюдается тенденция к уменьшению диаметра нижнего основания отделяемого элемента с ростом гидростатического давления.

7. С увеличением гидростатического давления до 10 МПа критическое сопротивление растяжению увеличивается для известняка в 1,75 раза, мрамора - 1,5 раза, гранита - 1,2 раза; а собственная энергоемкость увеличивается для известняка в 4,0 раза, мрамора - 3,7 и гранита - 2,7 раза. При росте давления до 40 МПа по отношению к результатам испытания в водной среде при давлении 0,1 МПа - собственная энергоемкость увеличивается для известняка в 5,3 раза, мрамора - 8,3 и гранита - 9,9 раза.

8. Анализ влияния скорости нагружения элемента от массива показал что, с увеличением скорости незначительно увеличивается энергоемкость разрушения породы.

## 4. РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В УСЛОВИЯХ ДЕЙСТВИЯ ГИДРОСТАТИЧЕСКОГО ДАВЛЕНИЯ

### 4.1. Теоретические исследования влияния внешней среды на разрушение горных пород

Проведенные экспериментальные исследования показали, что на энергоёмкость процесса разрушения влияет не только характер нагружения (вдавливание, сдвиг, отрыв и т.д.), но и параметры окружающей среды.

Рассмотрим факторы, определяющие дополнительные затраты энергии  $a_\delta$  при разрушении в водной среде. Эти затраты энергии определяются работой силы  $F_\delta$  по преодолению действия внешней среды и размерами поверхности отрывающегося элемента.

Сила  $F_\delta$  функционально зависит от следующих факторов:

$$F_\delta = f(P, \gamma, V), \quad (4.1)$$

где  $P$  - гидростатическое давление в области разрушения;  $\gamma$  - вязкость жидкости;  $V$  - скорость отрыва элемента от массива.

Гидростатическое давление определяется фундаментальным законом гидростатики:

$$P = \rho g h_g, \quad (4.2)$$

где  $\rho$  - плотность жидкости;  $g$  - ускорение свободного падения;  $h_g$  - глубина погружения рассматриваемой точки под свободной поверхностью.

При циркуляции промывочной жидкости как было отмечено в разделе 1, на забой скважины действует сумма гидростатического и гидродинамического давлений. Это давление в процессе циркуляции раствора определяется, исходя из выражения приведенного в работе [6] с использованием известной зависимости К.Н. Grode [55]:

$$P_z = \rho_0 g h_g + \frac{\bar{V}_m F_c (\rho_n - \rho_0) g h_g}{Q - U F_k + \bar{V}_m F_c} + \frac{6 \tau_0 h_g}{D - d_n} + \alpha_k \eta h_g Q, \quad (4.3)$$

где  $\alpha_k = \frac{192}{\pi (D - d_n)^2 (D^2 - d_n^2)}$ ;

$\rho_0, \rho_n$  - плотности соответственно промывочной жидкости и породы, кг/м<sup>3</sup>;  $\bar{V}_m$  - средняя механическая скорость бурения, м/с;  $F_c, F_k$  - площади сечения соответственно ствола и кольцевого пространства скважины, м<sup>2</sup>;  $Q$  - расход бурового раствора, м<sup>3</sup>/с;  $U$  - средняя скорость осаждения частиц выбуренной породы при движении их в кольцевом пространстве скважины, м/с;  $\tau_0$  - начальное сопротивление жидкости сдвигу, Па;  $D, d_n$  - соответственно диаметр ствола скважины и диаметра буровой колонны, м;  $\eta$  - динамическая вязкость жидкости, Па с.

Проведем анализ изменения давления промывочной жидкости с глубиной.

Примем следующие начальные условия:

а)  $\rho_0 = 1000 \text{ кг/м}^3$ ,  $\rho_n = 2700 \text{ кг/м}^3$ , и

б)  $\rho_0 = 1500 \text{ кг/м}^3$ ,  $\rho_n = 2700 \text{ кг/м}^3$

$\bar{V}_m$  от 2,5 до 3 м/ч,

$D=0,393 \text{ м}$  (что соответствует бурению долотами диаметром 393,7 мм),

$d_n=0,245 \text{ м}$  (диаметр труб муфто-замкового соединения);

$Q = 40 \text{ м}^3/\text{ч}$  (производительность бурового насоса);

$U=1 \text{ м/ч}$ ;

$\tau_0=3 \text{ Н/м}^2$  и  $\eta=15 \cdot 10^{-3} \text{ Па с}$ . (соответствует глинистому раствору);

Давление на забое скважины (рис.4.1) зависит от плотности промывочной жидкости и может значительно превышать значение гидростатического давления. Таким образом, видно, что значительную роль в эффективности процесса разрушения играет характер промывки. Кроме того, приблизительный подсчет показывает, что давление на забое скважины достигает десятков МПа, что значительно сказывается на энергоемкости разрушения горной породы.

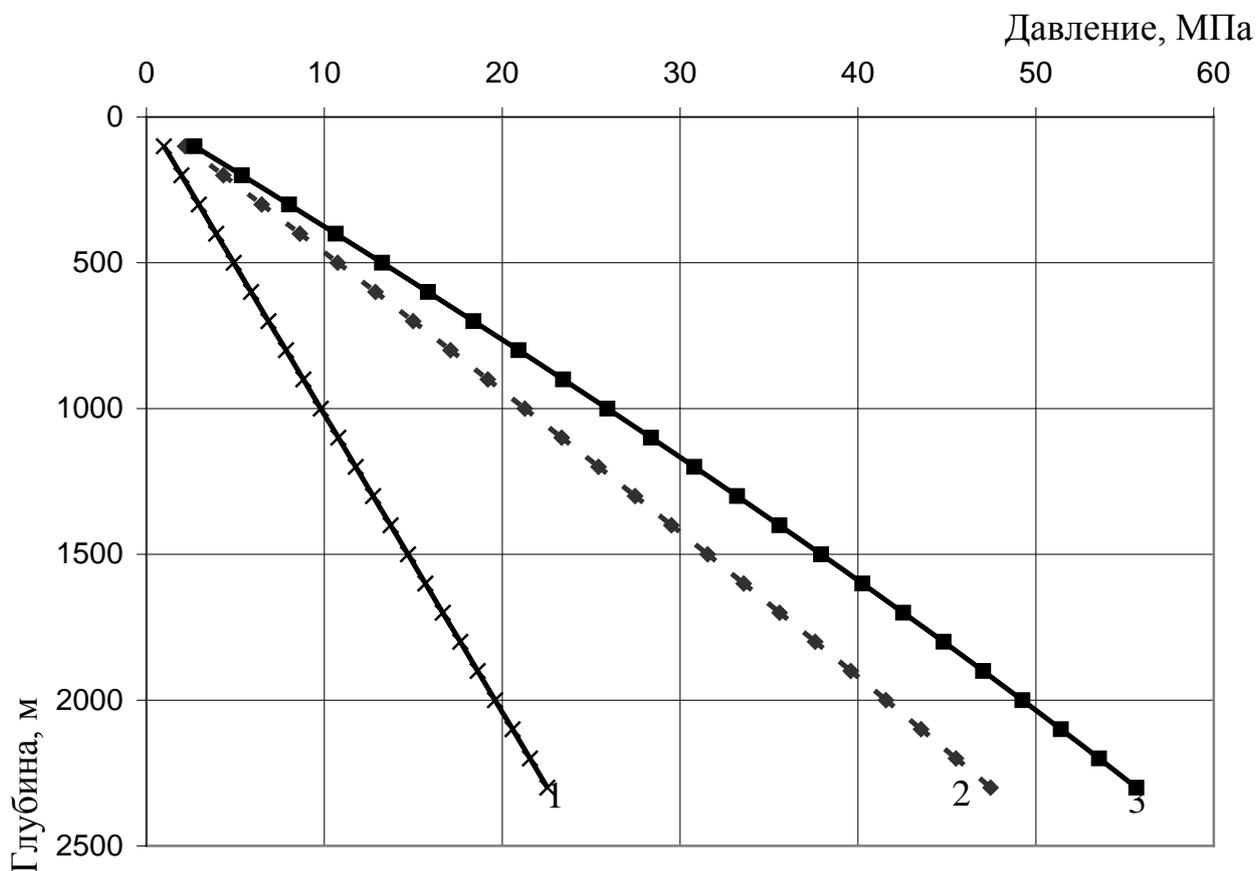


Рис. 4.1. Зависимость давления промывочной жидкости при ее циркуляции от глубины скважины и ее плотности.

1 – гидростатическое давление;

2 – суммарное давление на забое, в процессе циркуляции промывочной жидкости (плотность промывочной жидкости  $1000 \text{ кг/м}^3$ );

3 – суммарное давление на забое, в процессе циркуляции промывочной жидкости (плотность промывочной жидкости  $1500 \text{ кг/м}^3$ ).

Рассмотрим процесс отрыва частицы породы от массива. В процессе отрыва, при развитии магистральной трещины, возникает разность между давлением на переднюю поверхность элемента (давление в скважине) и на вновь образованную (давление в трещине). Окружающая жидкость, обтекая отрываемый элемент, заполняет образующуюся трещину. Для осуществления отрыва к частице необходимо приложить некоторую силу, т.к. жидкость оказывает сопротивление ее движению.

Сила сопротивления  $W$  при обтекании определяется формулой:

$$W = C_x S_{np} \rho V_{жс}^2 / 2, \quad (4.4)$$

где  $C_x$  – безразмерный коэффициент лобового сопротивления, зависит от структуры потока, обтекающего тело, т.е. числа Рейнольдса, формы тела и его положения в потоке. В действительности частицы разрушенной породы имеют неправильную форму, что делает невозможным точное решение задачи. Поэтому при практических расчетах тело обычно заменяют некоторым "эквивалентным" шаром, имеющим одинаковый с ним объем;  $S_{np}$  – площадь проекции тела на плоскость нормальную к направлению движения;  $\rho$  – плотность жидкости;  $V_{жс}$  – скорость жидкости относительно тела (или, что то же самое, тела относительно жидкости, в данном случае она эквивалентна скорости отрыва от массива).

При движении отрываемого элемента в жидкости возникает сдвиг ее слоев, сопротивляемость которому характеризуется величиной вязкости, определяемой по формуле [57]:

$$\gamma = d\nu/dy = f(\tau), \quad (4.5)$$

где  $d\nu/dy$  – изменение скорости в направлении, нормальном к направлению самой скорости, градиент скорости или скорость сдвига;  $\tau$  – сила сопротивления отнесенная к единице площади, или напряжение трения, определяемая по формуле:

$$\tau = \mu(d\nu/dy), \quad (4.6)$$

где  $\mu$  – коэффициент пропорциональности, зависящий от рода жидкости (динамическая или структурная) вязкость жидкости.

Величина скорости, входящая в оба уравнения гидравлики (4.5 и 4.6), непосредственно влияет на энергоемкость разрушения, т.к. при ее увеличении происходит прямо пропорциональное увеличение значений сил сопротивления и вязкости.

Следовательно, основными физическими параметрами среды, влияющими на процесс разрушения являются: давление в зоне разрушения, в свою очередь зависящее от плотности среды и точки погружения рассматриваемой области, а также вязкость, параметры которой зависят от характера движения жидкости.

*Математическая модель процесса действия внешней среды на отрыв элемента горной породы от массива*

Упрощенно процесс действия внешней среды на отрыв элемента горной породы от массива можно представить в виде действия равномерно распреде-

ленной нагрузки (гидростатическое давление) на балку с подвижно закрепленным концом, которая уравновешена силой отрыва. Для упрощения расчетов примем трещину прямоугольного сечения, заполненную жидкостью, а также не будем учитывать угол подъема балки.

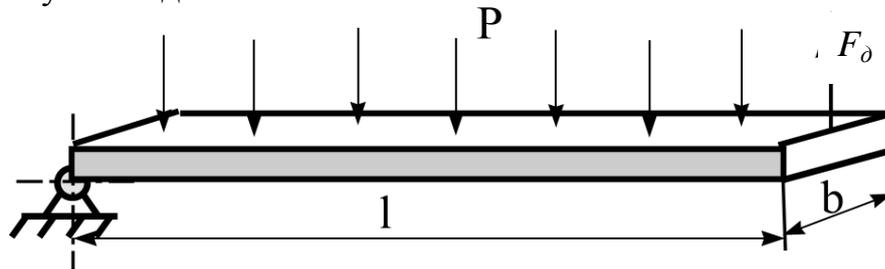


Рис. 4.2. Схема распределения усилий при отрыве элемента от массива  
 $P$  – гидростатическое давление;  $F_d$  – усилие на отрыв;  $l$  – длина элемента;  $b$  – ширина элемента.

Условие равновесия моментов, действующих на балку (рис.4.2):

$$\Sigma M + \Sigma M_i = 0, \quad (4.7)$$

где  $\Sigma M$  – сумма моментов;  $\Sigma M_i$  – сумма моментов инерции.

Дополнительному усилию при отрыве  $F_d$  препятствуют распределенная нагрузка  $P$  на балку от действия среды и сила инерции. Соответственно полное уравнение равновесия:

$$F_d l - P b l \frac{l}{2} - m a_e \frac{l}{2} = 0, \quad (4.8)$$

где  $l$  – длина элемента, на который действует гидростатическое давление;  $b$  – ширина элемента;  $m$  – масса элемента;  $a_e$  – ускорение элемента.

Отсюда дополнительное усилие отрыва будет:

$$F_d = \frac{P b l}{2} + \frac{m a_e}{2}, \quad (4.9)$$

Принимаем равноускоренное движение элемента, для которого ускорение  $a_e$  является производной от скорости:  $a_e = \frac{dV}{dt} = \frac{V_{omp} - 0}{t_{omp}} = \frac{V_{omp}}{t_{omp}}$ ,

где  $V_{omp}$  – скорость отрыва элемента;  $t_{omp}$  – время отрыва.

Среднюю скорость движения идеальной жидкости в трещине находим по формуле Пуазеля [58]:

$$U = \frac{\Delta p h b}{8 \eta l}, \quad (4.10)$$

где  $U$  – скорость течения жидкости;  $\Delta p$  – разность давлений;  $h$  – ширина трещины;  $\eta$  – динамическая вязкость жидкости.

Соответственно время затекания  $t_s = \frac{l}{U} = \frac{8 \eta l^2}{\Delta p h b}$ .

Поскольку затекание жидкости в трещину происходит при отрыве элемента, принимаем равенство  $t_{omp}=t_3$ . Отсюда скорость отрыва будет

$$V_{omp} = \frac{h}{t_3} = \frac{\Delta p h^2 b}{8\eta l^2}, \text{ а ускорение } a_e = \frac{V_{omp}}{t_3} = \frac{\Delta p^2 h^3 b^2}{64\eta^2 l^4}.$$

Окончательно дополнительное усилие на отрыв можно рассчитать по формуле:

$$F_o(l, h) = P \frac{bl}{2} + m \frac{\Delta p^2 h^3 b^2}{128\eta^2 l^4}. \quad (4.11)$$

Однако при движении вязкопластичной жидкости, расчет скорости движения в трещине значительно усложняется [97, 99]. В результате потерь давления и различной скорости движения жидкости, за счет трения последней о стенки, характера движения и др., происходит распределение давлений и скоростей как показано на рис.4.3, 4.4, при этом  $P_{cм} > P_1 > P_2 > P_3 > P_0$  и  $V_1 > V_2 > V_3 > V_0$ . Поэтому рассмотрение потока жидкости как одного целого невозможно, однако для упрощения расчетов будем принимать средние значения скоростей и давлений.

Пусть в пространстве между двумя параллельными плоскостями шириной  $b$  и длиной  $l$ , расположенными друг от друга на расстоянии  $h$ , движется жидкость (рис 4.3). Скорость в любой точке, расположенной на расстоянии  $z$  от оси потока (рис. 4.4), определяется по формуле [58]:

$$U = \frac{\Delta p}{2\eta l} (h^2 - z^2). \quad (4.12)$$

Для вычисления потерь давления на преодоление пластических свойств жидкости принимается следующее уравнение равновесия жидкости:

$$2hb\Delta p_{cм} = 2(b+h)l\tau_0; \quad (4.13)$$

где  $\tau_0$  – начальное напряжение сдвига;

При  $b \gg h$  можно записать

$$\Delta p_{cм} = \tau_0 l / h \quad (4.14)$$

В данном случае имеем  $\Delta p_{cм} = \Delta p_{оин}$ ;

Заменяя  $\Delta p$  в формуле (4.12) на  $\Delta p_{оин}$ , получаем приближенную формулу для определения скорости в любой точке градиентного слоя вязкопластичной жидкости:

$$U_{np} = \frac{1}{2\eta l} \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right) (h^2 - z^2). \quad (4.15)$$

Согласно работам Р.И.Шищенко, А.Х.Мирзанджанзаде и других исследователей [56], потери давления на трение при движении вязкой жидкости можно определить по следующей формуле:

$$q = \frac{2h^3 b \Delta p}{3\eta l} \left[ 1 - 1,5 \frac{\tau_0 l}{h \Delta p} + \frac{1}{3} \left( \frac{\tau_0 l}{\Delta p h} \right)^3 \right]. \quad (4.16)$$

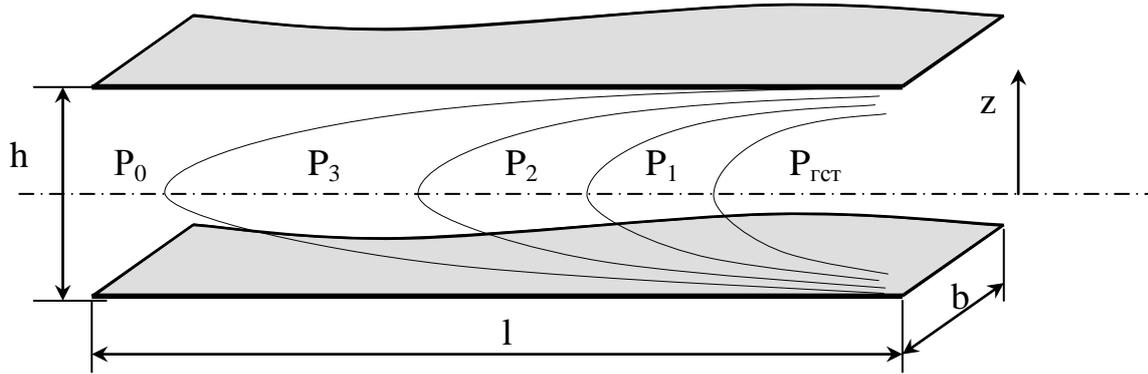


Рис. 4.3. Схема распределения давлений при движении жидкости в трещине прямоугольной формы

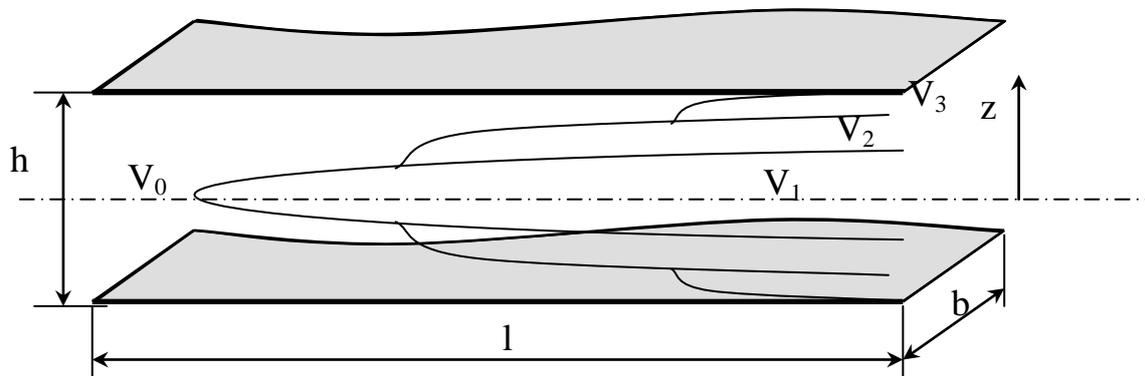


Рис. 4.4. Схема распределения скоростей жидкости при движении в трещине прямоугольной формы

Значение скорости в любой точке потока жидкости можно определить по формуле:

$$U_z = \frac{1}{2\eta l} \left( \Delta p - \frac{2h^3 b \Delta p}{3\eta l} \left[ 1 - 1,5 \frac{\tau_0 l}{h \Delta p} + \frac{1}{3} \left( \frac{\tau_0 l}{\Delta p h} \right)^3 \right] - \frac{\tau_0 l}{h} \right) (h^2 - z^2). \quad (4.17)$$

Так как эта зависимость несколько усложняет расчеты, то воспользуемся формулой приближенного расчета скорости потока, приняв что  $z = h/2$ :

$$\text{Тогда, } U_{np} = \frac{3h^2}{8\eta l} \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right). \quad (4.18)$$

Как видно из уравнения (4.18) на скорость движения жидкости непосредственно влияет характер ее течения (выражаемый через начальное напряжение сдвига  $\tau_0$ ).

$$\text{Соответственно время затекания } t_s = \frac{h}{U_{np}} = \frac{8\eta l}{3h \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right)}, \quad (4.19)$$

$$\text{скорость отрыва будет } V_{omp} = \frac{3h^2 \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right)}{8\eta l}, \quad (4.20)$$

$$\text{ускорение } a_e = \frac{V_{omp}}{t_3} = \frac{9h^3 \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right)^2}{64\eta^2 l^2}. \quad (4.21)$$

Окончательно сила отрыва элемента от массива в вязкопластичной жидкости определяется по формуле:

$$F_o(l, h) = P \frac{bl}{2} + m \frac{9h^3 \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right)^2}{128\eta^2 l^2}. \quad (4.22)$$

На рис.4.5 приведен сравнительный анализ полученных значений дополнительного усилия при следующих условиях:

- P = 10 МПа (глубина скважины около 1000 м (см.рис.4.1));
- b = 0,003м – ширина элемента;                      l = 0,0035 м – длина элемента;
- j=0,0005 м - высота элемента;                      ρп=2,9 т/м<sup>3</sup> - плотность породы;
- m = 1,5·10<sup>-5</sup> кг – масса элемента;                      t<sub>отр</sub> = 10<sup>-3</sup> с – время отрыва [2];
- τ<sub>0</sub> = 50 дин = 5 Н/м<sup>2</sup> – начальное напряжение сдвига;
- η = 100·10<sup>-3</sup> пуаз = 10·10<sup>-3</sup> Па·с – динамическая вязкость жидкости;
- h – от 0 до 0,0003 м – ширина раскрытия трещины.

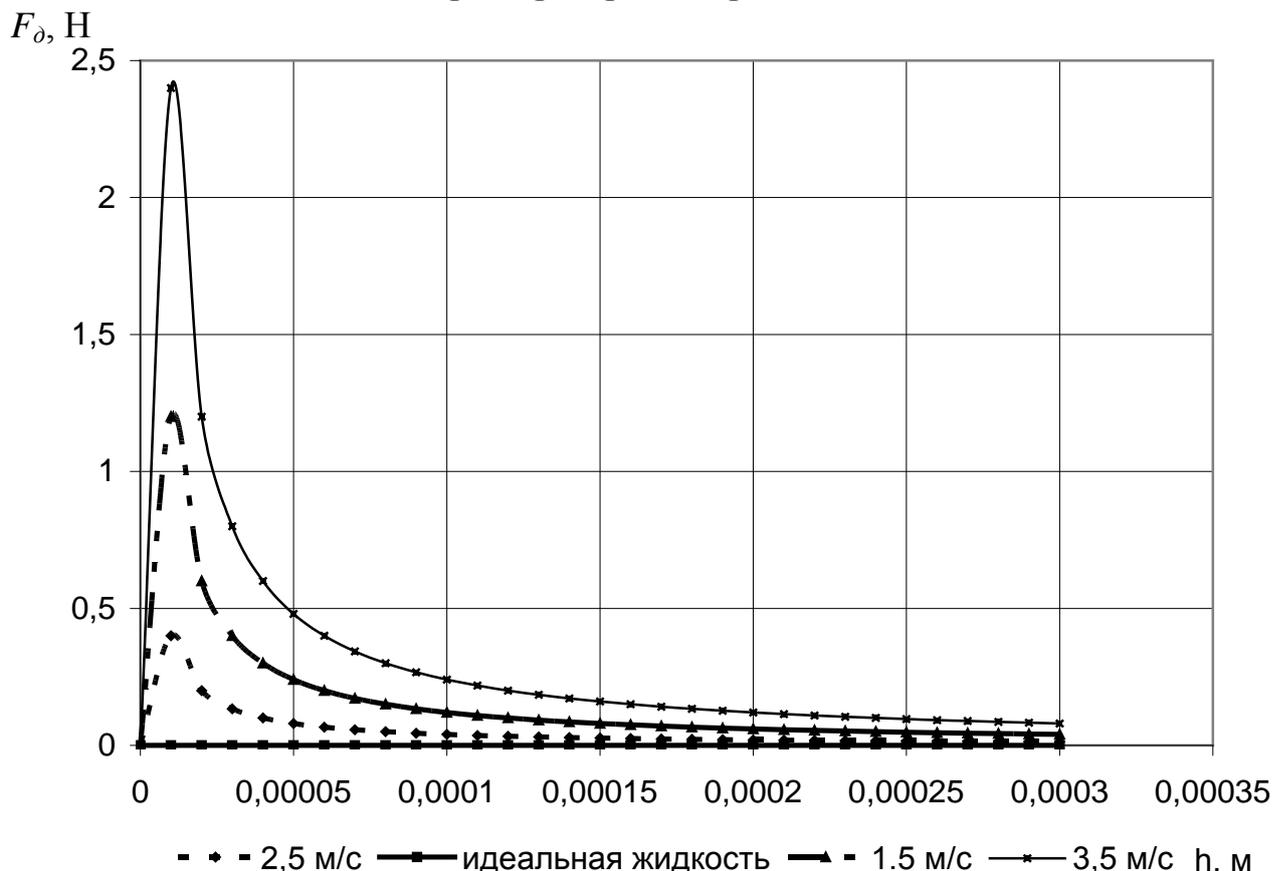


Рис. 4.5. Зависимость дополнительного усилия от ширины раскрытия трещины

Как видно из рис.4.5, усилия при отрыве элемента породы в ньютоновской и вязкопластичной жидкостях, значительно различаются. При отрыве элемента в вязкопластичной жидкости, при равных значениях раскрытия трещины

и ее заполнения, наблюдается максимум приложения нагрузки вызванной внешней средой в районе 5-10% раскрытия трещины, при уменьшении скорости движения элемента - уменьшается дополнительное усилие, необходимое для преодоления влияния внешней среды, а кривая приближается к кривой идеальной жидкости. Резкое увеличение нагрузки в начальный момент отрыва элемента объясняется тем, что жидкость не успевает заполнить образовавшуюся полость и на отрываемый элемент начинает действовать перепад давлений. В дальнейшем при заполнении полости жидкостью давления уравниваются, и нагрузка уменьшается. В связи с этим для расчетов рекомендуется применять формулы для вязкопластичной жидкости движущейся в трещине прямоугольного сечения.

Сравнение значений, получаемых в математической модели, с экспериментальными показало правомерность использования данной модели при расчетах дополнительного усилия на отрыв (табл.4.1). Высокий коэффициент вариации для известняка связан с его размокаемостью, и как следствие, изменению механических свойств породы при погружении в воду. Кроме того, превышение расчетного усилия отрыва над экспериментальным для известняка (рис. 4.6), по всей видимости связано с высокой пористостью породы.

Таблица 4.1

Статистический анализ значений усилия отрыва

Горные Породы	Величина гидростатического давления, МПа	Усилие отрыва $F_0$ , Н		Средне квадратичное отклонение	Коэффициент вариации, %
		Экспериментальное значение	Аналитическое значение		
Известняк	0	824,2	825,0	824,6	0,04
	0,1	530,7	584,2	557,5	4,80
	10	662,6	1067,6	865,1	23,41
	40	1264,0	2023,2	2001,4	36,84
Мрамор	0	2009,1	2009,5	2009,3	0,01
	0,1	2675,6	2773,3	2724,4	1,79
	10	3184,6	2903,4	3377,7	5,72
	40	7349,3	7098,3	7223,8	1,74
Гранит	0	2612,1	2612,4	2612,2	0,01
	0,1	2276,7	2390,1	2333,4	2,43
	10	3034,8	3081,7	3058,3	0,77
	40	8246,3	7701,9	7974,1	3,41

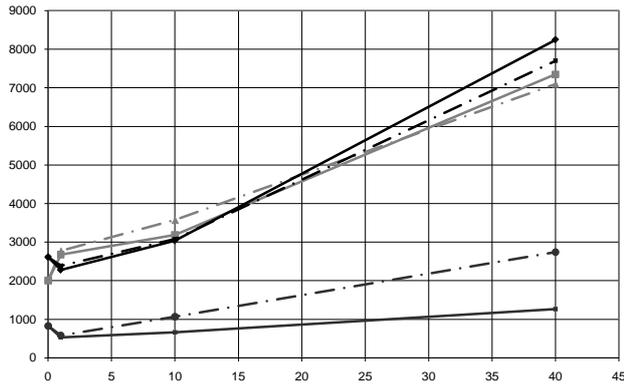
Расхождение результатов полученных при аналитических расчетах с применением данной модели отрыва с экспериментальными значениями составляет до 36% для известняка; 5,7% – для мрамора и 2,4% для гранита.

Величина дополнительного усилия при отрыве может также зависеть и от характера движения жидкости. Жидкость в трещине начинает двигаться при соблюдении следующего условия [57]:

$$\Delta p = P_{\text{ст}} - P_0 \geq \frac{2\tau_0 l(2h + b)}{\rho g h b}, \quad (4.23)$$

где  $P_0$  – давление в трещине.

$F_0, Н$



$P, МПа$

Рис. 4.6. Зависимость усилия отрыва элемента породы от гидростатического давления.

1, 2, 3 – экспериментальные зависимости: известняк, мрамор, гранит соответственно;

1', 2', 3' – аналитические зависимости: известняк, мрамор, гранит соответственно.

Таким образом (4.23), начало движения произойдет при определенных параметрах трещины и напряжениях сдвига, соотнесенных к величине перепада давления, причем в зависимости от приложенной разности напоров  $\Delta p$ , направления движения потока. Возможны три режима течения: структурный, ламинарный и турбулентный. Вначале при соблюдении равенств:

$$\text{Для разности давлений } - \Delta p = p_1 - p_2 = 4\tau_0 l / d ; \quad (4.24)$$

$$\text{Для разности напоров } - \Delta H = H_1 - H_2 = 4\tau_0 l / \rho g d = 4\tau_0 l / \gamma d . \quad (4.25)$$

Весь поток движется целиком как твердое тело с одинаковой скоростью по всему поперечному сечению. По мере увеличения разности напоров и скоростей движения в ближайших к стенкам трубы частях потока развивается ламинарный режим, а в центральной части жидкость по-прежнему движется как твердое тело. Такой режим движения, характеризующийся наличием центрального ядра, называется структурным. В дальнейшем при возрастании разности напоров  $\Delta H$  область ламинарного режима будет расширяться, размеры же центрального ядра – соответственно уменьшаться. При повышении  $\Delta H$ , можно достичь того, что структурный режим полностью перейдет в ламинарный. Ламинарный режим является идеализированным режимом течения, при котором

поток жидкости движется с одинаковыми скоростями по оси  $x$ , но разными в поперечном сечении (рис. 4.7а), в дальнейшем начинает развиваться турбулентный режим (рис. 4.7б).

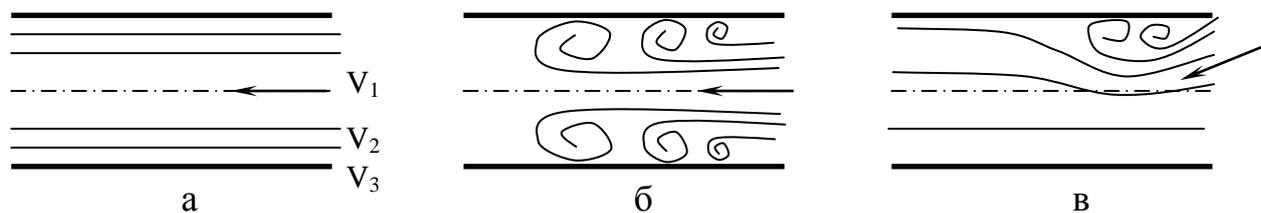


Рис. 4.7. Характеристики режимов течения жидкости:  
а – ламинарный режим; б – турбулентный режим; в – турбулентный, обусловленный вхождением потока в канал под углом.

Следует отметить, что в действительности турбулентность начинает зарождаться в потоке еще при наличии центрального ядра, поэтому полностью ламинарного режима обычно не существует и структурный режим переходит непосредственно в турбулентный. Турбулентность может зарождаться в результате множества факторов, включая шероховатость стенок и т.д., а также может быть обусловлена резким понижением давления в потоке, что приводит к закипанию жидкости и турбулентности. Турбулентный режим характеризуется значительным увеличением сопротивления и снижением скорости движения жидкости. Поэтому для быстрого заполнения объема ламинарный режим более предпочтителен.

Режим течения неньютоновских жидкостей устанавливается по критическому значению обобщенного числа Рейнольдса. До сих пор, однако, этот вопрос не нашел своего окончательного решения. Одни исследователи считают, что для неньютоновских жидкостей  $Re_{кр}'$  имеет большее значение, чем для ньютоновских, другие придерживаются противоположной точки зрения.

При практических расчетах по формуле [57]:

$$v_{кр} = 0,25\sqrt{\tau_0 / \rho g}, \quad (4.26)$$

находят критическую скорость и, сравнивая ее со средней скоростью потока  $v$ , устанавливают характер режима: при  $v < v_{кр}$  – режим структурный, при  $v > v_{кр}$  – режим турбулентный.

Для приближения к ламинарному режиму необходимо выполнять ряд требований: при заполнении полости приближаться к условиям равенств (4.24, 4.25), соблюдать соосность направления потока и оси трещины и оптимальный перепад давления (который характеризуется скоростью раскрытия трещины).

В процессе отрыва элемента наибольшее усилие отрыва возникает в начале разрушения, в момент зарождения трещины. В это время элемент находится в переходе из статического в динамическое состояние. На него действует два основных параметра, обусловленных внешней средой: разность давлений между "внешней" поверхностью и вновь образуемой и сама среда, характеристикой которой является статическое сопротивление сдвигу, или если она находится в

движении, несколько параметров, обобщающим параметром которых является вязкость.

Рассмотрим процесс отрыва элемента горной породы пуансоном движущимся в сторону свободной поверхности. При нагружении пуансона происходит передача и распределение нагрузки на некоторую область массива породы. При этом возникает область знакопеременных нагрузок, характер и параметры которых хорошо исследованы, и наглядно продемонстрированы в опытах с нагружением блоков оргстекла [17, 18, 26, 50]. На рис 4.8 схематично изображено расположение изолиний напряжений для нашего случая.

#### *Математическая модель отделения элемента от массива*

Согласно методике испытаний, в образце создается напряженное состояние, соответствующее отрыву элемента от массива с минимальными затратами энергии. Последнее характеризуется тем, что по криволинейной образующей отрыва действует постоянная нагрузка. То есть вновь образуемая поверхность разрушения является поверхностью равных напряжений.

Рассмотрим процессы, которые происходят в образце горной породы при нагружении пуансоном. Как было выяснено многочисленными исследованиями на образцах из оптически активных материалов [17, 18, 26, 50], при нагружении какого либо образца в нем происходит образование напряжений. При этом образуются концентрические круги напряжений, области с одинаковой "плотностью" материала, соответствующие одинаковым величинам напряжений.

В нашем случае распространение изолиний напряжений можно представить как области с растягивающими ( $+\sigma$ ) и сжимающими напряжениями ( $-\sigma$ ) соответственно. Линии  $\sigma_{\text{пред}}$  являются изохорами критических напряжений (рис.4.7), то есть линиями, по которым происходит разрушение образца горной породы.

При рассмотрении напряженного состояния образца можно принять, что напряжения во всем его объеме распространяются мгновенно, т.к. линейные размеры образца не соизмеримы со скоростью распространения деформаций. Получается, что в момент образования трещины весь объем породы уже находится в напряженном граничном состоянии и ей нужен только небольшой "толчок" для разрушения. Именно этим "толчком" и является трещина – область разгрузки, область граничных напряжений, область сосредоточения сил. Не будем рассматривать рост трещины – процесс, который является следствием превышения значений напряжений некоторой граничной величины. Поэтому можно рассчитать, как именно будет развиваться трещина до того, как произойдет само разрушение. При рассмотрении процесса разрушения примем, что распространение напряжений происходит практически мгновенно, поэтому схему можно не рассматривать с позиций разрушения бегущей трещиной. Траекторию роста трещины можно теоретически рассчитать по линиям критических напряжений, распространяющихся в массиве.

Для упрощения расчетов рассматриваем горные породы как монолитный, изотропный материал с заданными свойствами.

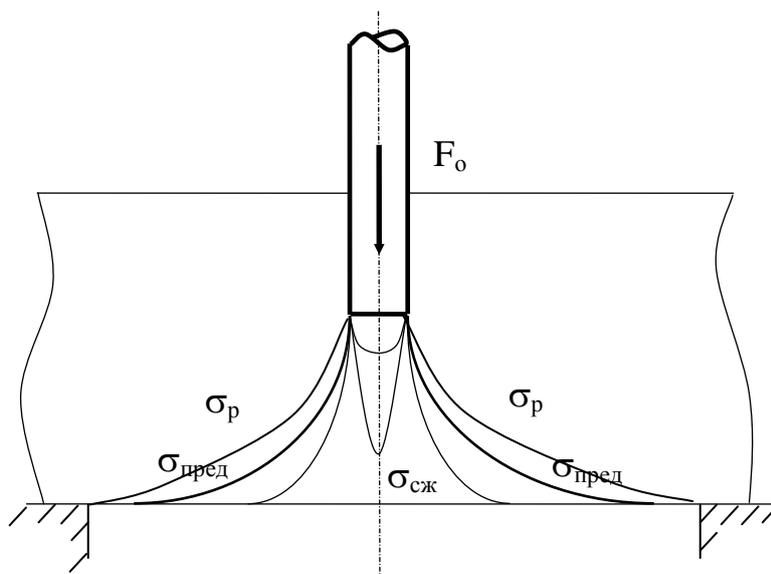


Рис. 4.8. Схема распределения напряжений в образце горной породы.

При математическом моделировании геометрических размеров элемента породы, отрываемого от массива, необходимо знать изолинии критических напряжений, возникающие в результате приложения нагрузки. Напряжения, возникающие в породе от действия горного и гидростатического давления, рассчитываются по формулам (2.16, 2.17). Возможно дать также некоторую оценку влияния пластового давления. Теперь следует рассмотреть вторую часть задачи и определить напряжения, источником которых служит индентор.

Контактная площадка очень мала по сравнению с размерами образца или всего забоя. Поэтому будем рассматривать участок призабойной зоны вблизи площадки контакта как полупространство, независимо от конфигурации образца или забоя. Будем также считать, что слагающая его порода является однородной и изотропной сплошной средой.

В литературе можно встретить довольно подробные разработки по расчету тензорного поля напряжений в полупространстве (массиве). К сожалению, эти работы анализируют поле напряжений при давлении на какую-либо площадку полупространства, что соответствует внедрению зуба шарошки в массив, и большинство таких работ не доведено до стадии расчетных формул, как, например у Х.Лэмбо. Решение данной задачи основано на теории упругости, то есть расчет можно в основном применять в области упругих деформаций породы. Однако, в момент разрушения порода как правило уже прошла область упруго-пластичных деформаций и разрушается как хрупкий материал (рис.4.9). Поэтому принимаем, что разрушение происходит за пределами упругих деформаций.

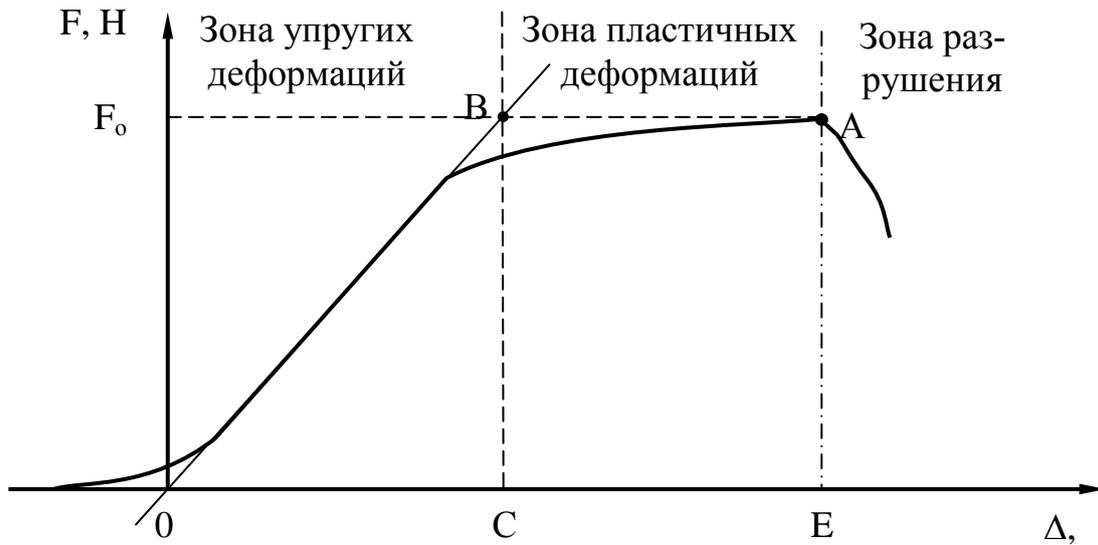


Рис. 4.9. Зависимость деформации породы от усилия на образец:

Эти допущения, принятые при расчете, не помешали получить результаты, близкие к действительным, что подтверждено непосредственными экспериментами на породе.

При расчетах используем метод прямого интегрирования по площадке, исходя из условия равновесия системы, и учитывая, что для получения числовых результатов будет использована электронно-вычислительная техника.

*Критические напряжения в образце при давлении на него по круглой площадке постоянного диаметра*

Пусть на тело действует некоторая система объемных и поверхностных сил, статически эквивалентная нулю. Тогда оно находится в равновесии и следовательно, в равновесии будет находиться и каждая элементарная область. Для простоты анализа обычно принимается параллелепипед. Взаимодействие этого элемента с остальной средой приводит к появлению на его гранях усилий, которые ввиду малости сторон считаются равномерно распределенными. Напряжения на сторонах символически сводятся к силам, приложенным к центральной точке каждой грани (рис.4.10) [58].

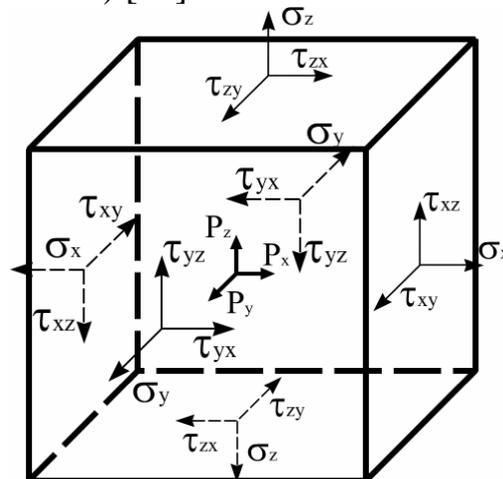


Рис. 4.10. Элементарный параллелепипед

Система сил, действующих на элементарный параллелепипед, описывается уравнениями равновесия [58]:

$$\begin{aligned} \frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xz}}{\partial z} + P_x &= 0, \\ \frac{\partial \tau_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial z} + P_y &= 0, \\ \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial z} + P_z &= 0, \end{aligned} \quad (4.27)$$

Таким образом, для определения напряжения на любой площадке, проходящей через выбранную точку, необходимо знание девяти компонент напряжений  $\sigma_x, \tau_{xy}, \dots, \tau_{zy}$ .

При рассмотрении нашей задачи – распределение напряжений в некотором объеме породы при нагружении ее гладким плоским штампом, упрощаем систему сил и координат. Мы приняли, что разрушение идет по некоторой плоскости и отрываемый элемент имеет симметричное сечение по плоскости оси  $z$  (см.рис.4.11, 4.12), это позволяет свести систему координат к двум осям и решать задачу для области  $-\infty < x < \infty, |y| \leq h$  [58]. В этой области требуется определить напряжения  $\sigma_x, \tau_{xy}$ , возникающие от действия силы  $F_o$ , удовлетворяющие следующему уравнению равновесия:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + F_o = 0, \quad (4.28)$$

и принимающие на границе заданные значения

$$\sigma_x(x)|_{x=\pm D_{пред}} = f(y), \quad (4.29)$$

$$\tau_{xy}(x, y)|_{y=\pm h} = \pm g(x). \quad (4.30)$$

В свою очередь касательные и нормальные напряжения при отрыве симметричного конусообразного элемента по элементарным площадкам можно записать как:

$$\sigma_y(x)|_{x=\pm D_{пред}} = \frac{4F_o}{\pi(D_{пред}^2 - d_n^2)}; \quad (4.31)$$

$$\tau_{xy}(x, y)|_{y=\pm h} = F_o / S_{xy} = \frac{F_o}{(\pi \cdot x \cdot (\pm h))}; \quad (4.32)$$

Принимаем, что сила на пуансоне уравновешивается силой реакции породы, начало координат принимаем из середины вершины усеченного конуса отрыва (рис. 4.10), отсюда уравнение равновесия:

$$F_o^2 = (F_y)^2 + (F_x)^2 = (\tau_{xy} S_y)^2 + (\sigma_y S_x)^2, \quad (4.33)$$

подставляя в уравнение 4.33 значения  $\sigma_p$  и  $\tau$  из уравнений 4.31, 4.32 получаем:

$$F_o^2 = \left( [\sigma_p] \frac{\pi(D_{пред}^2 - d_n^2)}{4} \right)^2 + ([\tau] \pi D_{пред} h)^2, \quad (4.34)$$

$$\text{отсюда } h = \sqrt{\left(\frac{F_o}{\pi[\tau]\partial D}\right)^2 - \left(\frac{[\sigma_p](\partial D^2 - d_n^2)}{4\pi[\tau]\partial D}\right)^2},$$

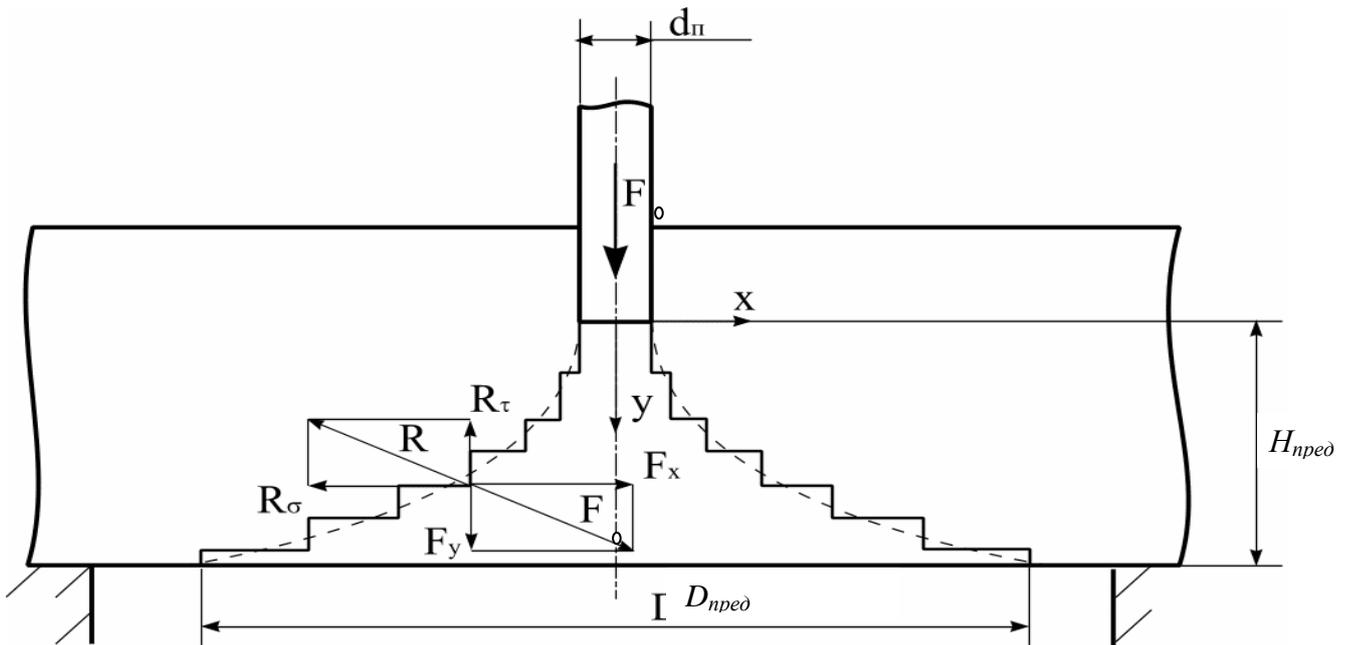


Рис. 4.11. Распределение усилий при отрыве элемента от массива

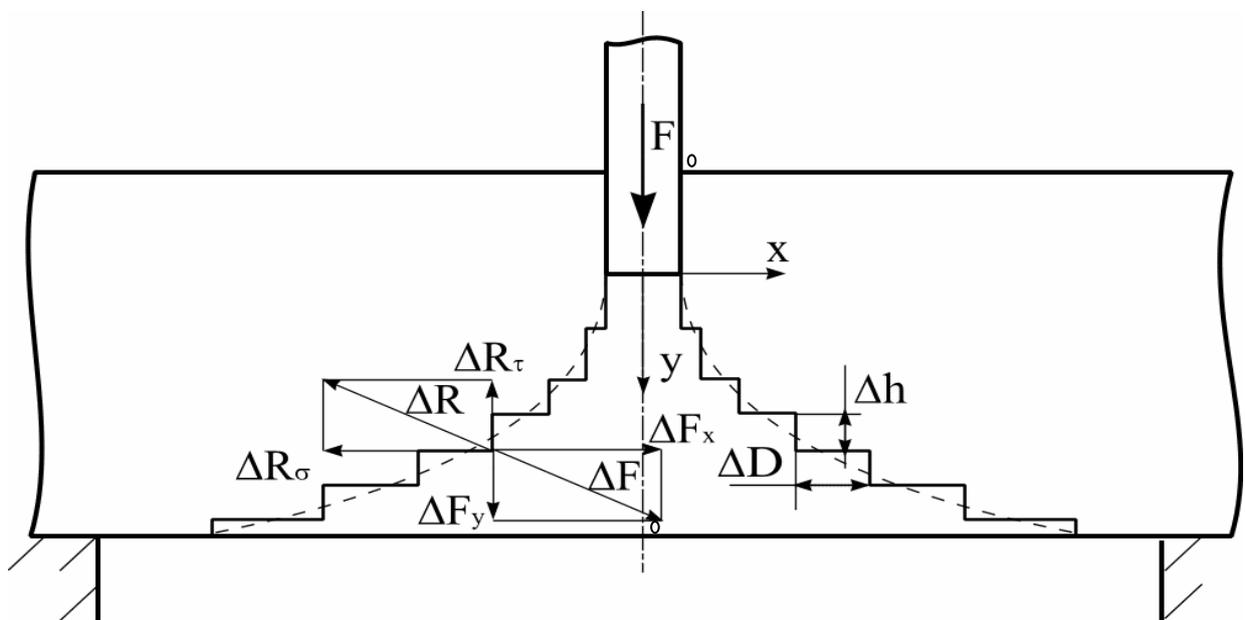


Рис. 4.12. Приращение усилий в отрываемом элементе

дифференцируя по  $h$ , изменение высоты  $\partial h$  от диаметра  $\partial D$  (рис. 4.12):

$$\partial h = \sqrt{\left(\frac{F_o}{\pi[\tau]\partial D}\right)^2 - \left(\frac{[\sigma_p](\partial D^2 - d_n^2)}{4\pi[\tau]\partial D}\right)^2}, \quad (4.35)$$

с учетом того, что мы рассчитали усилие отрыва для обоих образующих элемента, а кривая описывает только одну сторону элемента, запишем:

$$\partial h = \frac{1}{2} \sqrt{\left(\frac{F_o}{\pi[\tau]\partial D}\right)^2 - \left(\frac{[\sigma_p](\partial D^2 - d_n^2)}{4\pi[\tau]\partial D}\right)^2} \quad (4.36)$$

В интегральном выражении это уравнение имеет вид:

$$h = \frac{1}{2} \int_D^{d_n} \sqrt{\left(\frac{F_o}{\pi[\tau]D}\right)^2 - \left(\frac{[\sigma_p](D^2 - d_n^2)}{4[\tau]D}\right)^2} dD, \quad (4.37)$$

При интегрировании на ЭВМ численными методами (секущих кривых) данное уравнение позволяет получить криволинейную образующую отрываемого элемента, близкую к экспериментальной (табл. 4.1, рис. 4.13). Сравнение геометрических размеров отрываемого элемента получаемых в данной математической модели с экспериментальными значениями и положением что криволинейная образующая описывается уравнением эллипса, позволяет судить о правомерности использования математической модели в расчетах.

Таблица 4.1

Статистический анализ значений геометрических размеров отрываемого элемента

Горные Породы	Величина гидростатического давления, МПа	Диаметр нижнего основания, мм		Средне квадратичное отклонение, мм	Погрешность, %
		Экспериментальное значение	Аналитическое значение		
Известняк	0,1	41,3	39,7	4,9	12,5
	1	37,0	38,5	1,9	5,0
	10	36,1	36,4	4,0	11,1
	40	33,5	36,7	2,9	7,9
Мрамор	0	50,2	53,5	5,4	10,1
	1	62,2	53,2	4,3	8,2
	10	47,3	47,6	1,7	3,5
	40	41,7	43,3	2,9	6,6
Гранит	0	54,0	68,2	6,8	10,0
	1	54,0	53,7	6,1	11,3
	10	46,1	45,1	3,1	6,9
	40	58,7	58,5	5,3	9,0

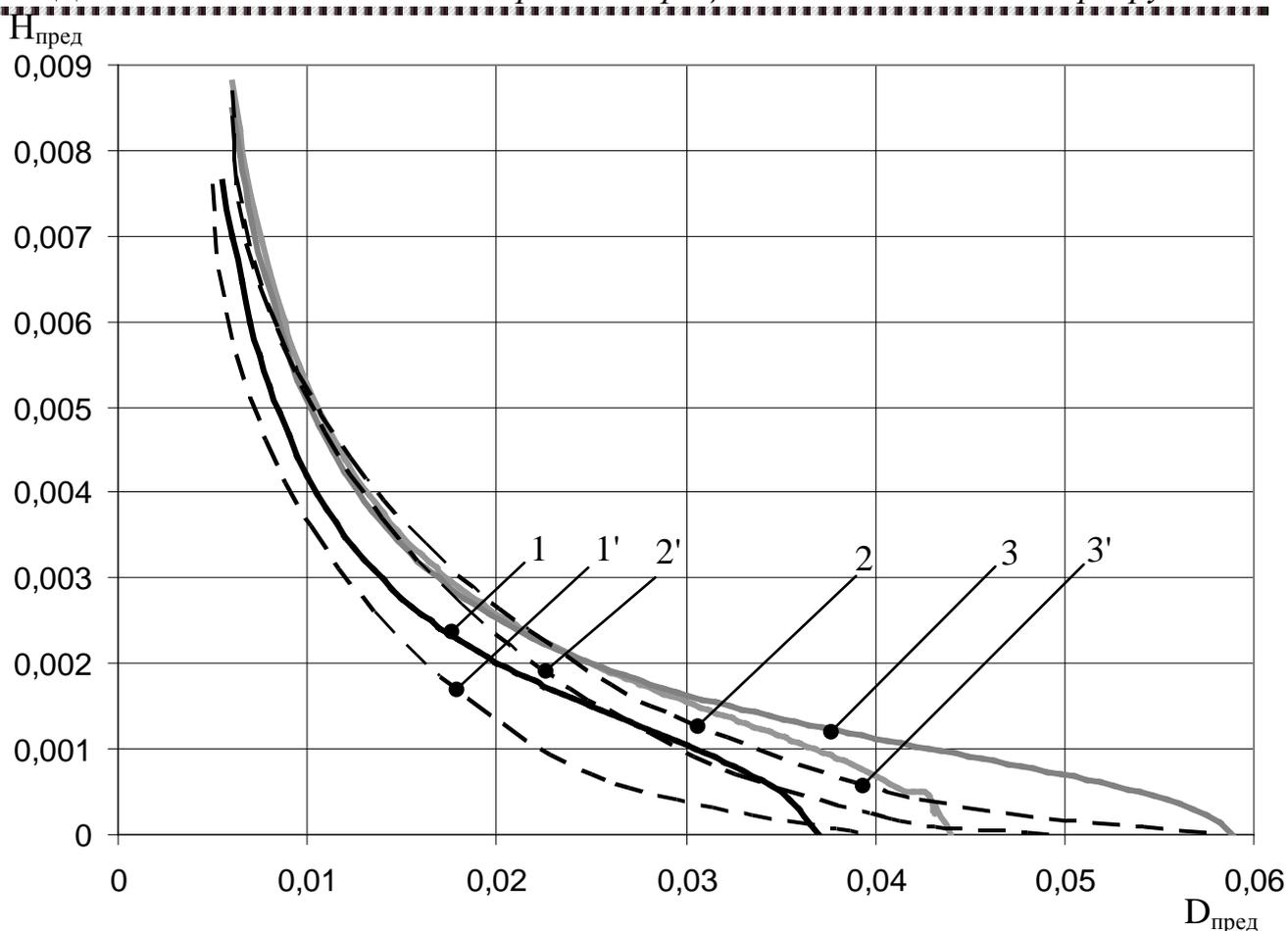


Рис. 4.13. Сравнение криволинейной образующей рассчитанной в математической модели с кривой четверти эллипса (водная среда, давление 40 МПа):

1, 2, 3 – известняк, мрамор, гранит - соответственно (математическая модель);

1', 2', 3' – известняк, мрамор, гранит - соответственно (четверть эллипса).

Погрешность в вычислении диаметра нижнего основания при этом составляет до 12% при сравнении кривой, рассчитанной по уравнению (4.37), с кривой, описываемой уравнением четверти эллипса.

#### 4.2 Обоснование и расчет геометрических размеров породоразрушающего инструмента и режимов его работы

При работе бурового породоразрушающего инструмента (долот, коронок), величина стружки, снимаемой каждым отдельным резцом, весьма незначительна по сравнению с расстоянием между резцами. Однако при расположении резцов в одной плоскости необходимо избегать режима заблокированного резания (рис.4.13б). Так как разрушение забоя скважины является результатом совместной работы отдельных рабочих элементов, то сначала необходимо рассмотреть разрушение горной породы отдельным резцом.

В начальный период, когда внедрение единичного резца происходит в зоне упругости, на контакте инструмента с горной породой возникает напряжение:

$$\sigma = \frac{F_{oc}}{\pi j^2} \tag{4.38}$$

где  $F_{oc}$  – осевая нагрузка;  $j$  – радиус проекции резца на забой (для круглого резца).

Упругая деформация будет нарастать до тех пор, пока напряжения сжатия и (или) растяжения не достигнут предела прочности породы, то есть

$$\sigma > [\sigma_p] \tag{4.39}$$

где  $\sigma_p$  - предел прочности породы при данном виде нагружения, при котором происходит разрушение породы.

Учитывая это, вычислим контактные нагрузки на инструменте в момент отрыва. Для этого необходимо определить:

$$p_k = \frac{[\sigma_p] \cdot \pi(D_{пред}^2 - d_n^2)}{4}, \tag{4.40}$$

разделить его левую часть на площадь основания пуансона -  $S = \frac{\pi \cdot d_n^2}{4}$ ,

$$\frac{F_{oc}}{S} = p_k = [\sigma_p] \left( \frac{D_{пред}^2}{d_n^2} - 1 \right). \tag{4.42}$$

Подставляя в (4.42) отношение (2.15), окончательно получим

$$p_k = [\sigma_p] (C^2 - 1), \tag{4.43}$$

где  $p_k$  - контактная прочность породы;  $C$  – коэффициент хрупкопластичных свойств.

Таким образом, нагрузка на любом инструменте определяется площадью его контакта с породой и ее контактной прочностью.

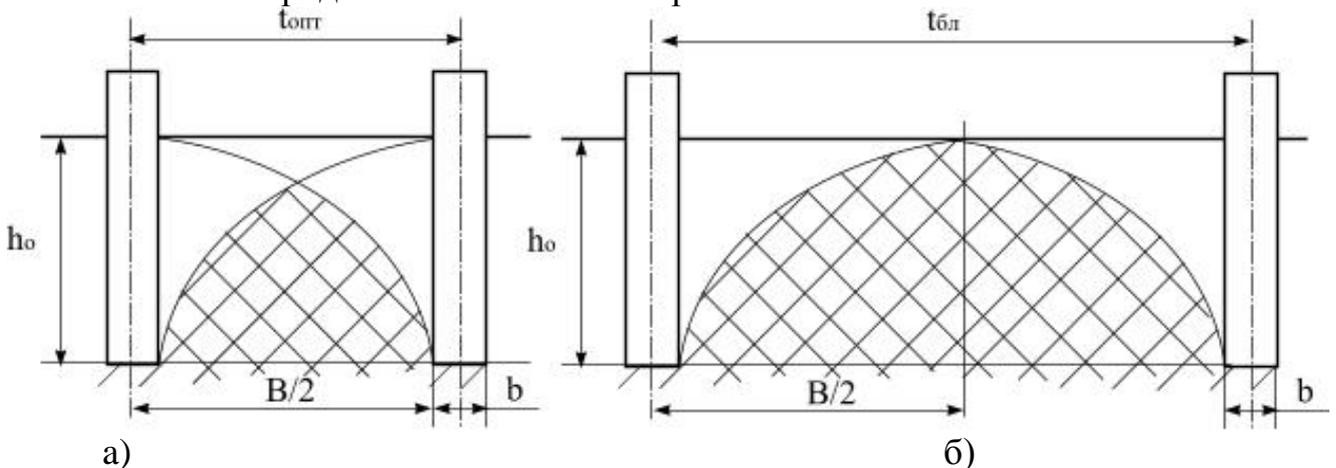


Рис. 4.13. Схема определения рациональных параметров разрушения отрывом.

Последнее положение позволяет определять нагрузки на режущем инструменте.

Так, усилия на переднюю, заднюю и боковые грани соответственно будут:

$$F_n = p_k \cdot S_{nz}, \quad (4.44)$$

$$F_z = p_k \cdot S_{z2}, \quad (4.45)$$

$$F_b = p_k \cdot S_{b2}. \quad (4.46)$$

Здесь  $S_{nz}$ ,  $S_{z2}$ ,  $S_{b2}$  – площадки затупления резца на передней, задней и боковых гранях соответственно. Высота проекции площадки контакта:

$$h_k = \frac{h}{C_1}, \quad (4.47)$$

где  $h$  – глубина резания.

Оптимальными параметрами разрушения – применительно к режущему инструменту шаг  $t$  и глубина  $h$  – будут такие, которым соответствуют минимальные затраты энергии.

Как известно при бурении существует два режима резания: блокированный и полублокированный. Поэтому сначала необходимо определить оптимальную глубину резания в блокированном режиме, а затем оптимальный шаг.

Зависимость (2.15) полностью соответствует режиму блокированного резания:

$$H_{пред} / d_n = h_0 / b = C_1, \quad (4.48)$$

где  $h_0$  – оптимальная глубина резания для резца;  $b$  – ширина резца.

Отсюда:

$$H_{пред} = \frac{h_0}{b} \cdot d_n. \quad (4.49)$$

Как следует из рис.4.13, рациональный шаг между резцами:

$$t_{opt} = B + b/2, \quad (4.50)$$

где  $B$  – ширина развала (аналог  $D_{пред}$ ).

На основании выражения (2.7) запишем:

$$B / h_0 = C_2, \quad (4.51)$$

Тогда получим

$$t_{opt} = C_2 \cdot h_0 + b/2, \quad (4.52)$$

Таким образом, для любого резца по формулам (4.49, 4.52) можно определить оптимальную глубину  $h_0$  и шаг  $t_{opt}$  резания, причем двумя путями: по геометрическим параметрам разрушения; по известным значениям физико-механических характеристик горных пород.

В обоих случаях получаем идентичное решение.

Для определения частоты сколов воспользуемся соотношением (4.52), которое показывает, что крупный скол произойдет только в том случае, когда какому-либо резцу шириной  $b$  соответствует оптимальное значение глубины резания  $h_0$  (максимальная высота отрывающегося элемента).

Как видно из рис.4.14 это условие соблюдается в точках В, С, Д и т.д., расположенных друг от друга на расстоянии  $l_1 = l_2 = \dots = L$ , соответствующем длине одного скола.

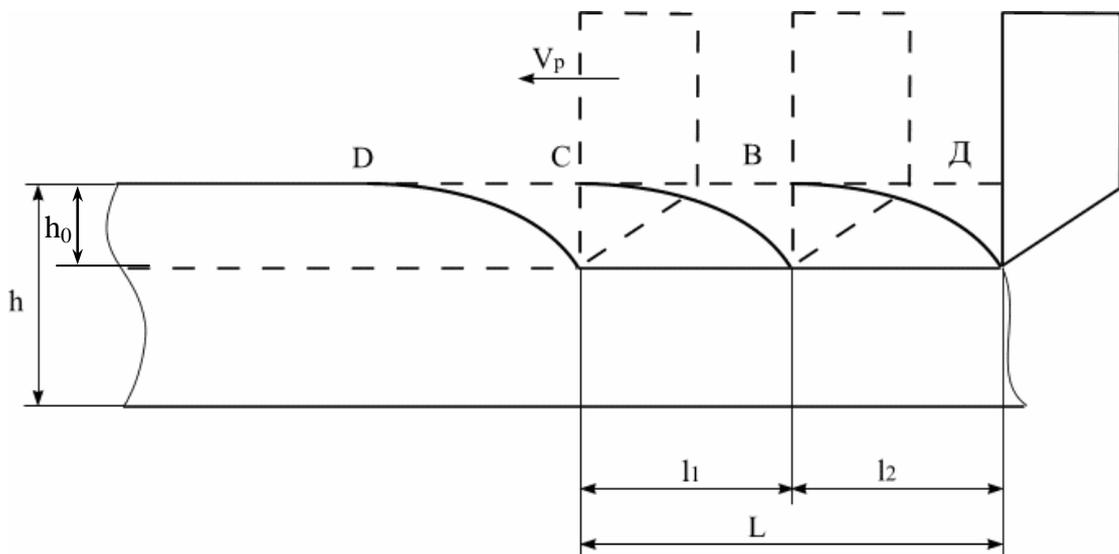


Рис. 4.14. Схема определения частоты сколов.

Итак, общее число сколов на единице пути резания (1м) составит:

$$n_{1ск} = 1/L. \quad (4.53)$$

Длина скола  $L$  может быть выражена через ширину развала  $B$ :

$$L = B/2, \quad (4.54)$$

Учитывая, что  $B = C_2 \cdot h_0$ , получим

$$n_{1ск} = 2/(C_2 \cdot h_0). \quad (4.55)$$

Таким образом видно, что принимая за исходные данные результаты, полученные при экспериментальных исследованиях ( $C_1, C_2$ ), можно ориентировочно рассчитывать число сколов на единице пути ( $n_{ск}$ ), оптимальные величины глубины резания ( $h_0$ ), усилия резания и подачи.

Эффективность процесса разрушения или его КПД (без учета затрат на трение) можно найти по формуле:

$$\eta_p = \frac{a_{min}}{A} = \frac{a_{min}}{a_{min} + a_B} = \frac{1}{1 + \frac{a_{min}}{a_B}}, \quad (4.56)$$

где  $a_g$  – удельные затраты энергии на преодоление дополнительных сопротивлений (боковое защемление, вторичное измельчение и т.д.);  $A$  – удельные затраты энергии на разрушение;

Например:

Используя формулу (4.53), определим число сколов за один оборот коронки диаметром 93 мм.

Для этого примем следующие условия:

Материал горной породы – мрамор:

$$C_1 = H_{пред} / d_n \approx 1,3; C_2 = D_{пред} / H_{пред} \approx 7 \text{ (см. табл. 3.3).}$$

Принимаем ширину резца  $b = 3 \cdot 10^{-3}$  м, глубину резания  $h_0 = 1 \cdot 10^{-3}$  м.

Ширина развала составит:

$$B = C_2 \cdot h_0 = 7 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Длина одного скола:

$$L = B / 2 = 3,5 \cdot 10^{-3} \text{ м.}$$

Длина перемещения резца - 0,280 м.

Таким образом, на пути перемещения резца в 280 мм произойдет 80 сколов.

*Определим нагрузки необходимые для разрушения породы.*

Главными нагрузками, действующими на породу под действием резца, будут:

Усилие резания –  $P_p$ ,

Усилие подачи –  $P_n$ ,

Усилие резания можно определить по формуле:

$$P_p = p_k \cdot S_{кз}$$

где  $p_k = \sigma_p (C^2 - 1)$  - контактная прочность породы;

$$S_{кз} = b \cdot h_{кз}$$

где  $h_{кз}$  – высота контакта резца с породой.

В нашем случае  $b = 3 \cdot 10^{-3}$  м;  $h_{кз} = 1 \cdot 10^{-3}$  м;  $C = 9,5$ .

$$P_p = \sigma_p (C^2 - 1) b h_{кз} = 479 \text{ Н.}$$

$$P_n = \sigma_p (C^2 - 1) b \Delta_3 = 239 \text{ Н.}$$

где  $\Delta_3 = 5 \cdot 10^{-4}$  м – затупление резца.

Таким образом, для отрыва элемента от массива, нагрузочное устройство должно обеспечивать усилие на резце в диапазоне 0,3...0,5 кН.

Кроме того, определение числа сколов приводит нас к другому направлению исследований определения усталостной прочности породоразрушающего инструмента. Так как при бурении породы инструмент испытывает циклические нагрузки то определив число сколов на единице пути, можно рассчитать число циклов "нагрузка-разгрузка" на породоразрушающем инструменте при бурении и таким образом прийти к времени разрушения резца из-за "усталости".

### **4.3. Рекомендации по энерго- и ресурсосбережению при бурении скважин в условиях действия гидростатического давления**

*Основные положения методики определения рациональных параметров разрушения горных пород с учетом влияния гидростатического давления*

Выполненные исследования показали, что имеется значительный технологический резерв уменьшения энергоемкости бурения скважин за счет оптимального выбора параметров бурения. В частности анализ показателей, входящих в формулу (4.22), позволяет сделать вывод о значительном увеличении

усилия отрыва при увеличении гидростатического давления, скорости отрыва элемента и изменения параметров промывочной жидкости. Природа этого заключается в увеличении разности давлений на переднюю и вновь образуемую поверхность отрываемого элемента, а также увеличении времени действия этого давления. Соответственно возрастают затраты энергии на разрушение. Определим рациональное изменение частоты вращения и нагрузки на резец при изменении гидростатического давления.

При бурении скважины принимаем что мощность, которая затрачивается на разрушение, рассчитывается по формуле [51]:

$$N = F_{отд} \cdot V_{рез} \cdot \cos \alpha, \quad (4.57)$$

где  $F_{отд}$  – сила затрачиваемая на отрыв элемента от массива;  $V_{рез}$  – скорость движения резца;  $\alpha$  – угол между направлением силы и скорости.

Принимая, что резец движется по спирали, разложим скорость его перемещения:

$$V_{рез} = \sqrt{V_n^2 + V_{мех}^2} = n \cdot \sqrt{(\pi D_r)^2 + h_y^2}, \quad (4.58)$$

где  $V_n$  – скорость движения резца по горизонтали;  $V_{мех}$  – скорость движения резца по вертикали (механическая скорость бурения);  $n$  – частота вращения породоразрушающего инструмента,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $h_y$  – величина углубления резца за один оборот, м;  $D_r$  – диаметр породоразрушающего инструмента, м;

Отсюда:

$$N = F_{отд} \cdot n \cdot \sqrt{(\pi D_r)^2 + h_y^2} \cdot \cos \alpha, \quad (4.59)$$

Усилие на разрушение вычисляется по формуле (см. (2.22)):

$$F_{отд} = \sqrt{F_o^2 + F_\tau^2}, \quad (4.60)$$

где,  $F_o$  – составляющая силы отрыва по вертикальной оси будет выражаться через формулу  $F_o = \frac{[\sigma] \pi (D_{пред}^2 - d_n^2)}{4}$ .

Составляющая силы отрыва по горизонтальной оси –

$$F_\tau = [\tau] \pi D H_{пред}. \quad (4.61)$$

В свою очередь, считая, что отделяется определенный объем горной породы, используя формулу 2.22, получим:

$$F_{отд} = \sqrt{a_{\min} \cdot E \cdot d_n \cdot V}. \quad (4.62)$$

При действии сил через упругую среду (ядро уплотнения) на некоторую площадку (рис.4.15), усилие отрыва рассчитывается по формуле [58]:

$$\frac{F_{отд}}{S_r} = \frac{\sqrt{F_{oc}^2 + F_{ep}^2}}{S_k}, \quad (4.63)$$

где  $F_{oc}$  – осевое усилие на резце;  $F_{ep}$  – усилие на вращение резца;  $S_k$  – площадь контакта резца с породой;  $S_r$  – площадь границы ядра уплотнения с отрываемым элементом.

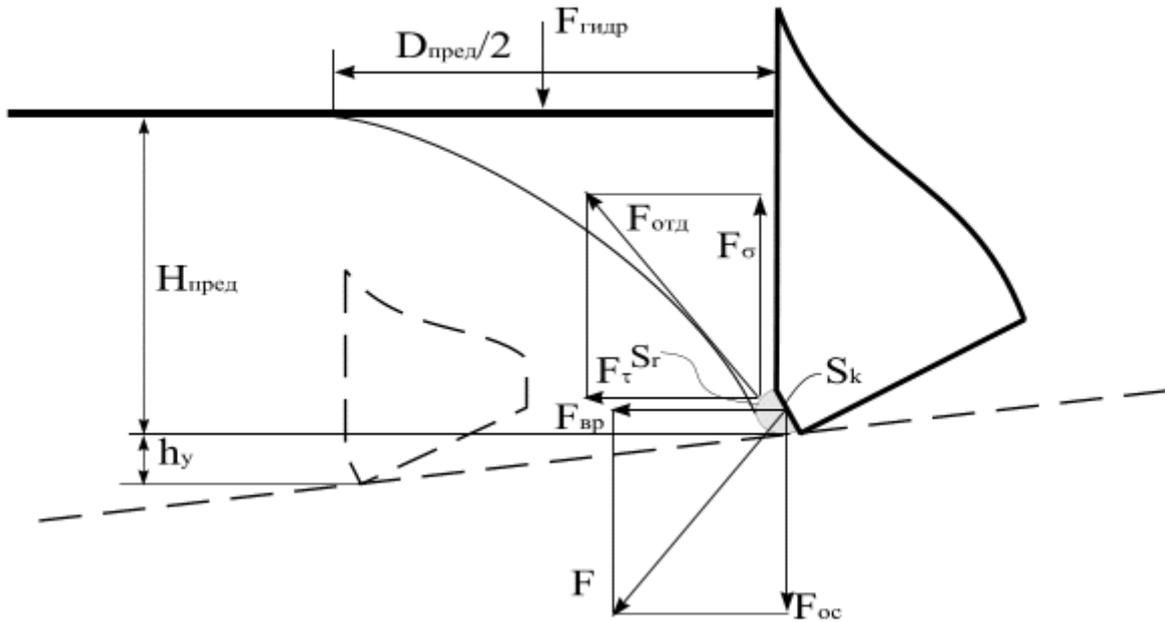


Рис.4.15. Схема распределения усилий в зоне разрушения

$$\text{Отсюда } \sqrt{F_{oc}^2 + F_{вр}^2} = \frac{F_{отд} \cdot S_k}{S_r}, \quad (4.64)$$

$$\text{Осевое усилие на резце будет } F_{oc} = \sqrt{\left(\frac{F_{отд} \cdot S_k}{S_r}\right)^2 - F_{вр}^2}, \quad (4.65)$$

$$\text{Усилие на вращение - } F_{вр} = \sqrt{\left(\frac{F_{отд} \cdot S_k}{S_r}\right)^2 - F_{oc}^2}, \quad (4.66)$$

Подставляя выражение (4.64) в формулу (4.58) получаем затраты мощности на отрыв элемента от массива (без учета сил трения):

$$N = \sqrt{F_{oc}^2 + F_{вр}^2} \frac{S_r}{S_k} \cdot \sqrt{(\pi D_r)^2 + h_y^2} \cdot n \cdot \cos \alpha; \quad (4.67)$$

Как видно из формулы (4.67) на технологические параметры бурения влияют также конструктивные параметры инструмента (диаметр породоразрушающего инструмента, ширина резца).

Определим механическую скорость бурения.

Из формулы (4.67) получаем:

$$N = \sqrt{F_{oc}^2 + F_{вр}^2} \frac{S_r}{S_k} \cdot \sqrt{V_n^2 + V_{мех}^2} \cdot \cos \alpha, \text{ отсюда -}$$

$$V_{мех} = \sqrt{\frac{N^2}{\left(F_{oc}^2 + F_{вр}^2\right) \cdot \left(\frac{S_r}{S_k}\right)^2 \cdot \cos^2 \alpha} - V_n^2}. \quad (4.68)$$

С учетом влияния гидростатического давления (4.22) выражение 4.68 будет иметь вид:

$$V_{\text{мех}} = \sqrt{\frac{N^2}{\left( F_{oc}^2 + F_{ep}^2 + \left( P \frac{bl}{2} + m \frac{9h^5 \left( \Delta p - \frac{\tau_0 l}{h} \right)^2}{128\eta^2 l^4} \right)^2 \right)} \cdot \left( \frac{S_r}{S_k} \right)^2 \cdot \cos^2 \alpha} - V_n^2. \quad (4.69)$$

Отсюда, задаваясь параметрами режима бурения и "коэффициентом" работоспособности породоразрушающего инструмента (отношением "рабочей" площади инструмента к "рабочей" площади поверхности ядра уплотнения), можно аналитически рассчитать механическую скорость бурения. Либо провести данный расчет с использованием компьютерной программы.

Принимая что, происходит "идеальное" (без потерь на трение, защемление и др.) разрушение, то есть  $\sqrt{F_{oc}^2 + F_{ep}^2} = F_{om\partial}$ , относительное увеличение мощности при увеличении глубины и прочих равных условиях:

$$\frac{N_1}{N_2} = \frac{F_{om\partial 1}}{F_{om\partial 2}}, \quad (4.70)$$

где  $N_1, N_2$  – начальная мощность и затрачиваемая в исследуемых условиях;  $F_{om\partial 1}, F_{om\partial 2}$  – сила на отрыв элемента при начальных и исследуемых условиях соответственно.

Таким образом, мощность при изменении только гидростатического давления будет составлять:

$$N_2 = \frac{F_{om\partial 2}}{F_{om\partial 1} \cdot N_1}. \quad (4.71)$$

Подставляя в формулу (4.71) экспериментальные значения (раздел 3) и задаваясь отношением  $S_k/S_r$ , можно просчитать параметры бурения (осевое усилие, частоту вращения) для поддержания механической скорости бурения на одном уровне.

Расчеты значений и анализ графиков показали, что для таких пород как известняк, мрамор и гранит для поддержания механической скорости бурения на одном уровне в таких породах как известняк, мрамор и гранит необходимо снижать частоту оборотов породоразрушающего инструмента примерно на 10-20% на каждые 10 МПа, с увеличением осевого усилия на 30-40%.

Рассмотрим более подробно формулу (4.59). Данная формула при использовании данных экспериментальных исследований, проведенных по предлагаемой методике, также позволяет получить зависимость изменения механической скорости бурения от величины гидростатического давления. Подставляя в выражение (4.59) формулу (4.62) получим:

$$N = \sqrt{a_{\min} \cdot E \cdot d_n \cdot V \cdot V_{\text{рез}} \cdot \cos \alpha}. \quad (4.72)$$

Отсюда механическую скорость бурения можно рассчитать, основываясь на экспериментальных данных, по формуле:

$$V_{\text{мех}} = \sqrt{\frac{N^2}{a_{\text{мин}} \cdot E \cdot d_n \cdot V \cdot \cos \alpha} - V_n^2}. \quad (4.73)$$

Изменение механической скорости бурения при изменении гидростатического давления, с использованием экспериментальных данных рассчитывается с помощью формулы (4.73), аналитический расчет - (4.69) (рис.4.16).

На рис.4.16 показан характер влияния гидростатического давления на механическую скорость бурения при изменении только величины энергоемкости отрыва, полученной экспериментально и прочих равных параметрах.

Как видим, при повышении гидростатического давления происходит значительное снижение механической скорости бурения по сравнению с первоначальной.

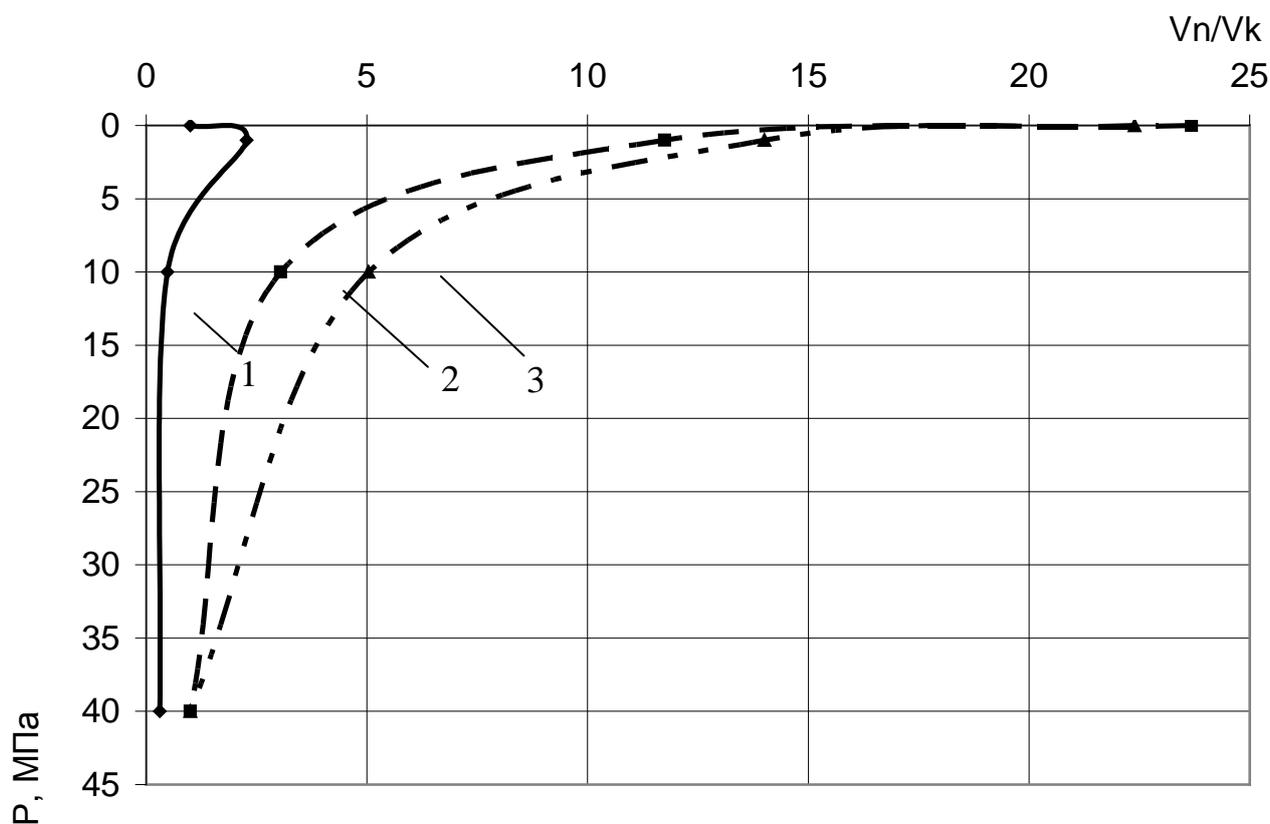


Рис.4.16. Зависимость отношения начальной скорости  $V_n$  бурения к текущей  $V_k$  от величины гидростатического давления.

1 – мрамор; 2 – гранит; 3 – известняк.

Сопоставим механические скорости бурения, получаемые при вычислении с использованием экспериментальных данных и формулы (4.69), с производственными данными бурения скважины на Абазовской площади (рис. 4.17).

Бурение проводилось при промывке скважины растворами с плотностью 1 200-1 400 кг/м<sup>3</sup>, диаметр породоразрушающего инструмента составлял 0,320-0,188 м.

Сравнение расчетных значений механической скорости бурения показало, что они несколько больше чем практические. На глубине 4000 м расхождение составляло приблизительно в 3,3 раза. Это объясняется возможными поте-

рями механической скорости за счет неучтенных факторов (образование глинистой корки, уплотнение породы, комбинирование отрыва со сдвигом при бурении шарошечными долотами).

Коэффициенты вариации составили 17% для механических скоростей рассчитанных с помощью экспериментальных значений энергоемкости и 15% для скоростей рассчитанных с помощью аналитического выражения (4.69).

Статистическая обработка результатов расчета (при уровне значимости 0,02 и надежности 80%) показала возможность определения механических скоростей бурения по приведенным методикам с достоверной точностью (см. рис.4.18).

Процесс влияния гидростатического давления на процесс разрушения сложен и кроме определения рациональных параметров бурения по данной методике, для улучшения показателей эффективности бурения скважин необходимо реализовать следующие мероприятия:

- гидростатическое давление на забое должно быть минимальным;
- частоту вращения породоразрушающего инструмента необходимо выдерживать в диапазоне, обеспечивающем оптимальную энергоемкость разрушения породы на забое;
- производительность циркуляции бурового раствора должна обеспечивать предъявляемые к ней требования, но не превышать эти значения;
- плотность бурового раствора должна проектироваться минимально допустимой для конкретных геолого-технических условий бурения скважин;
- вязкость бурового раствора должна быть минимальной, а показатель фильтрации целесообразно уменьшить лишь тогда, когда он является главной причиной возникающих осложнений;
- начальное сопротивление сдвигу и динамическая вязкость жидкости должны быть минимальными;
- сечение затрубного пространства должно быть максимально возможным, режим потока в нем по возможности ламинарным;
- система приготовления и очистки буровых растворов должна обеспечивать приготовление малоглинистых буровых растворов со стабильными во времени показателями свойств и немедленное, полное удаление шлама из системы циркуляции;
- направление потока под породоразрушающим элементом должно поддерживать подъем элемента и (или) не препятствовать отрыву.

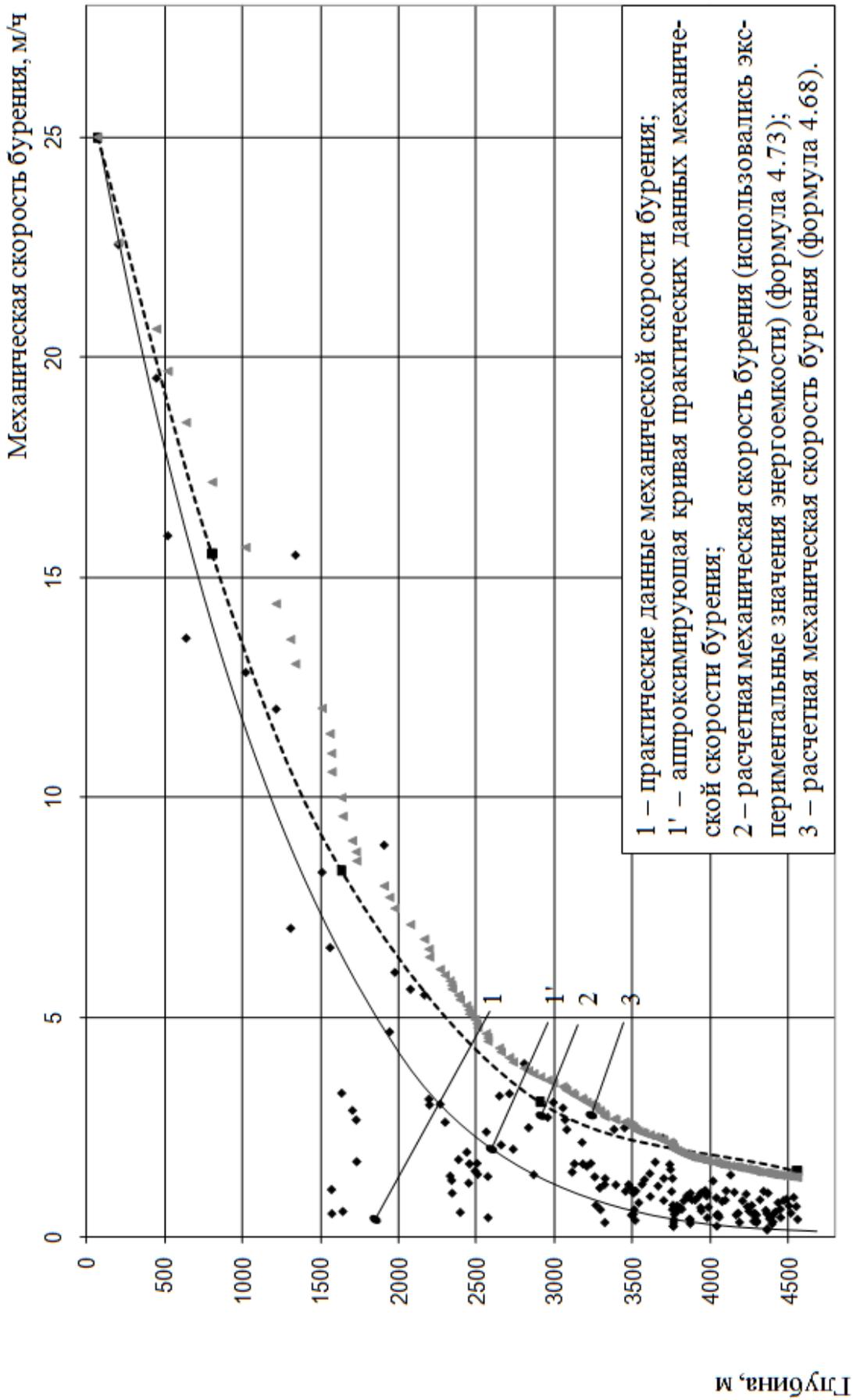


Рис. 4.17. Сопоставление рассчитанных скоростей с практической механической скоростью бурения (Абазовская площадь).

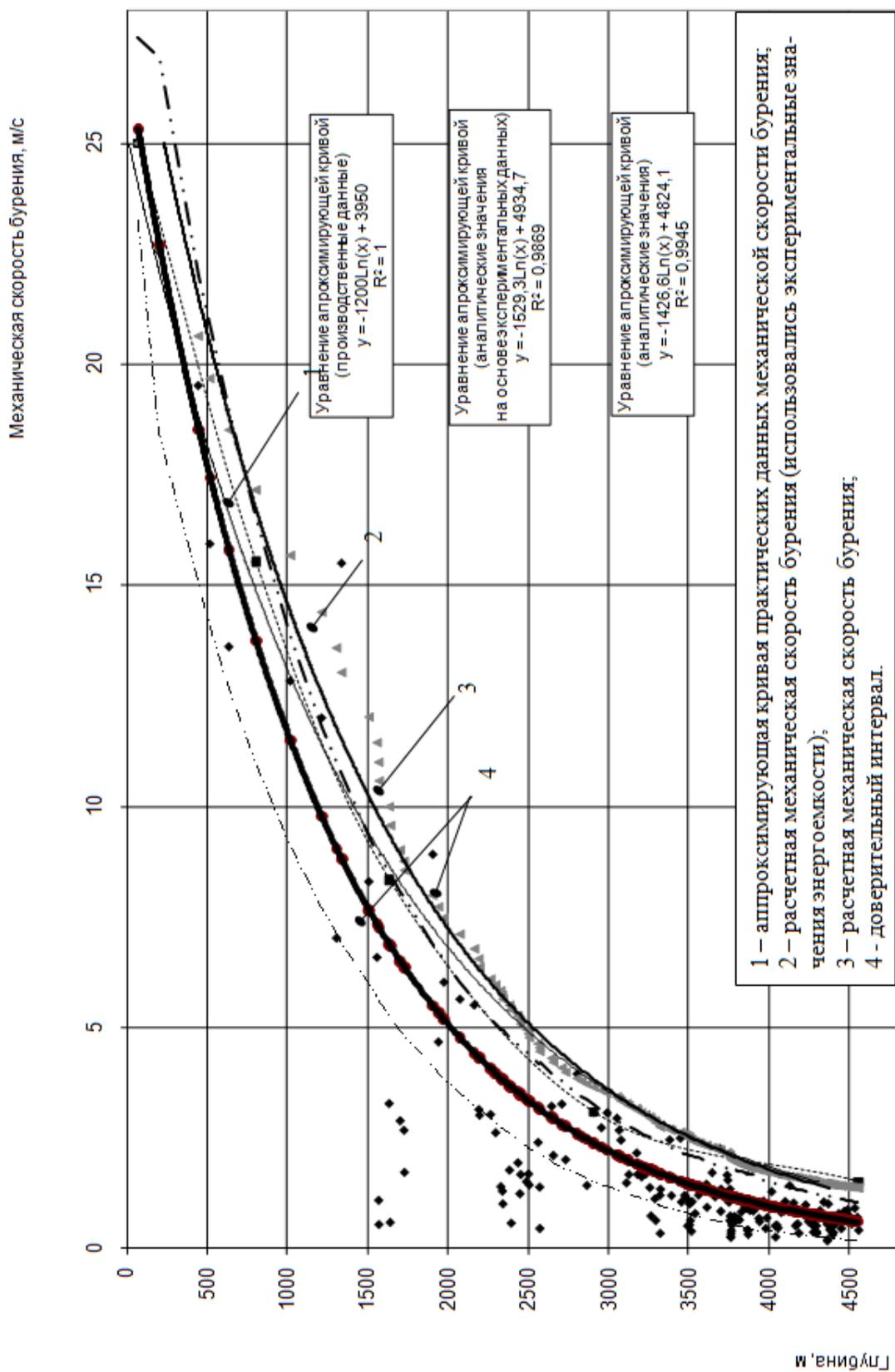


Рис. 4.18. Статанализ рассчитанных скоростей и практической механической скорости бурения (Абазовская площадь).

**Выводы**

1. Гидростатическое давление на забое скважины, оказывает существенное отрицательное влияние на энергоемкость процесса бурения, механическую скорость, проходку на долото (коронку) и другие параметры.

2. Механическая скорость бурения и энергоемкость разрушения горных пород не зависят от формы породоразрушающего инструмента (при одинаковой площади контактной поверхности) и определяются режимными параметрами.

3. Аналитические и производственные исследования позволили получить основные расчетные формулы для определения дополнительного усилия на забое скважины от влияния внешней среды (4,69; 4,71).

4. Ламинарный или структурный режим движения жидкости при заполнении образующейся полости предпочтительнее турбулентного. Для уменьшения турбулентности необходимо учитывать: соотношение перепада давлений и скорости движения жидкости, направление потока при вхождении его в трещину, параметры жидкости и другие факторы.

5. Скорости течения ньютоновской и вязкопластичной жидкостей в трещине значительно различаются.

6. Проведенные аналитические исследования позволили получить расчетные формулы для определения оптимальных параметров разрушения.

7. Для поддержания мощности разрушения на одном уровне необходимо снижать частоту оборотов породоразрушающего инструмента на 10-20% на каждые 10 МПа, с увеличением осевого усилия на 30-40%.

8. Методика определения механической скорости, разработанная на основе аналитических и лабораторных исследований, позволила сделать вывод о соответствии разработанных моделей процессам, происходящим на забое скважины

## 5. ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЕ ОПРОБОВАНИЕ И ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТАННЫХ РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

### 5.1. Влияние гидростатического давления на технико-экономические показатели бурения

Производственные исследования влияния гидростатического давления на энергоемкость бурения скважин проводились на нефтяных, газовых и угольных месторождениях Днепровско-Донецкой впадины (ДДВ). В ГГО "Донбассгеология" собраны данные по показателям бурения в ГРЭ: Горловской, Добропольской, Щегловской, Трудовской и Павлоградской. Бурение проводилось шарошечными долотами и алмазными коронками диаметрами 76, 93, 112 мм. В ПО "Полтаванефтегазгеология" исследования выполнялись на скважине №24 Абазовской площади, бурение проводилось шарошечными и алмазными долотами диаметром 320, 295, 269, 190, 188 мм.

Целью производственных исследований явилось определение соответствия производственных и аналитических величин влияния гидростатического давления при бурении скважины на механическую скорость бурения и проходку на долото (коронку) как параметров, отражающих энергоемкость процесса бурения.

Бурение велось буровыми агрегатами, состоящими из: бурового станка ЗИФ-1200МР, насоса 11ГрБ, механизма свинчивания и развинчивания бурильных труб ПО-49, копра ВР-24/30.

В качестве породоразрушающего инструмента применяли твердосплавные и алмазные долота, а также алмазные коронки следующих типов: 01АЗД20К20, 14АЗД40К30, 01АЗЖМД60К30, 02ИЗГТ200К60, 01А4В60Н40 и других.

На рис. 5.1 приведена зависимость механической скорости бурения от глубины скважины (по данным бурения скважины №24 Абазовской площади). До глубины 3870 м в процессе бурения применяли шарошечные долота, затем – алмазные. Проведенные расчеты показали, что при замене применяемой промывочной жидкости с плотностью  $1,4 \text{ т/м}^3$  на жидкость с плотностью  $1,0 \text{ т/м}^3$  механическая скорость бурения выросла в 1,95 раза (рис.5.1). Сопоставление расчетных и производственных данных показало правомерность использования в расчетах методики определения рациональных параметров разрушения.

Очевидно, что существенное влияние на снижение механической скорости бурения также оказывает ухудшение очистки забоя, уменьшение фактической осевой нагрузки на забой, взаимодействие бурильной колонны со стенками скважины, диаметр скважины, применение ПАВ и др. факторы. Однако основным фактором является увеличение гидростатического давления с ростом глубины скважины. Этот вывод подтверждается данными о величине проходки на долото по разным интервалам скважины (рис.5.2).

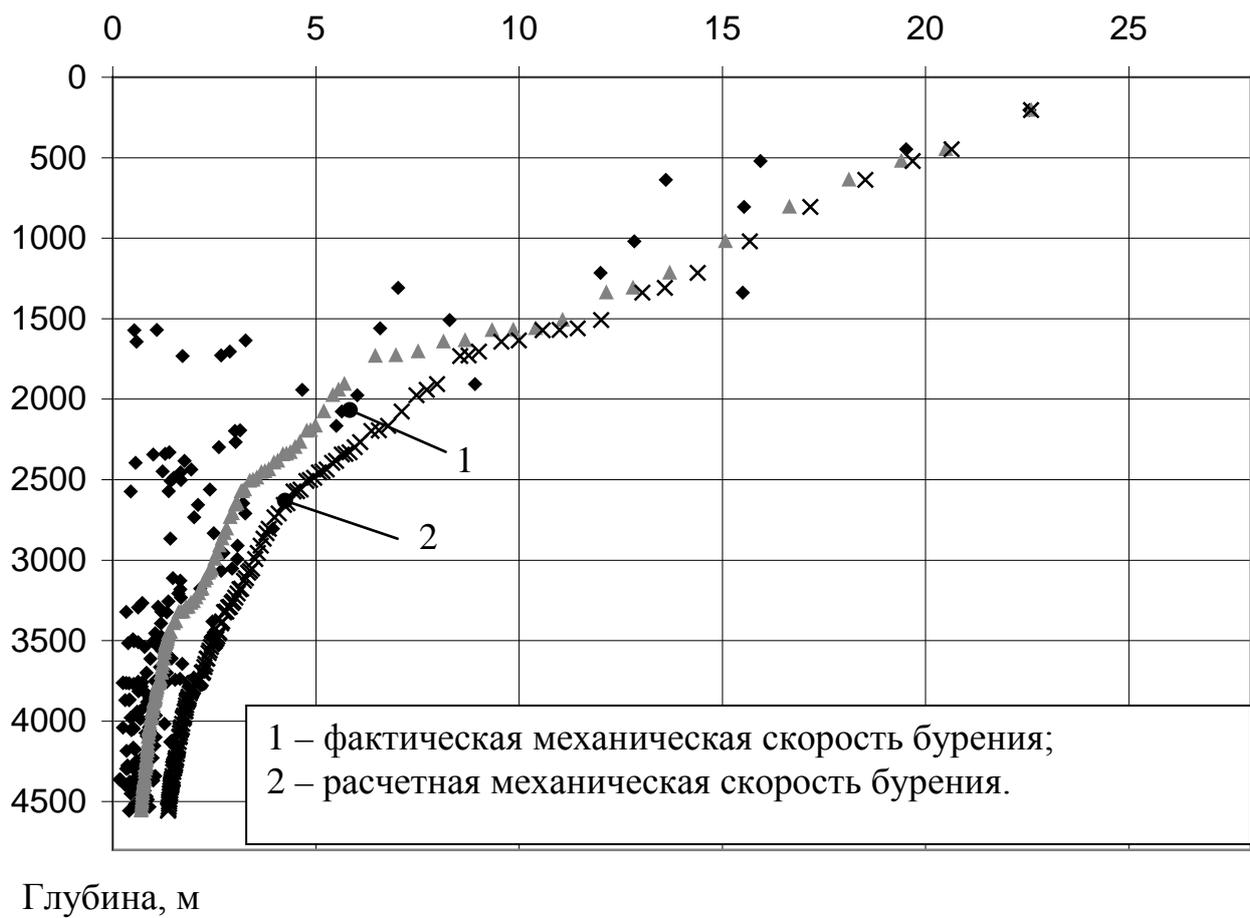


Рис. 5.1. Зависимость механической скорости бурения от глубины скважины

На рис.5.2. приведена зависимость проходки на долото от глубины скважины №24. Анализ показывает, что с глубиной скважины проходка на долото уменьшается в несколько десятков раз. Более точное сопоставление данных невозможно из-за их большого разброса. Сопоставление данных по проходке на долото в настоящее время не представляется возможным из-за отсутствия необходимых методик расчета. Но повышение износа долот подтверждает увеличение энергоемкости процесса разрушения.

Разработаны рекомендации повышения эффективности разрушения горных пород с учетом следующих требований.

1. Обеспечение высокой механической скорости бурения скважин в различных интервалах глубины.
2. Повышение величины проходки на долото при увеличении глубины скважины.
3. Обеспечение минимальной энергоемкости разрушения горных пород на забое в различных интервалах глубины скважины.

Параметры бурения определяли с применением контрольно-измерительных приборов.

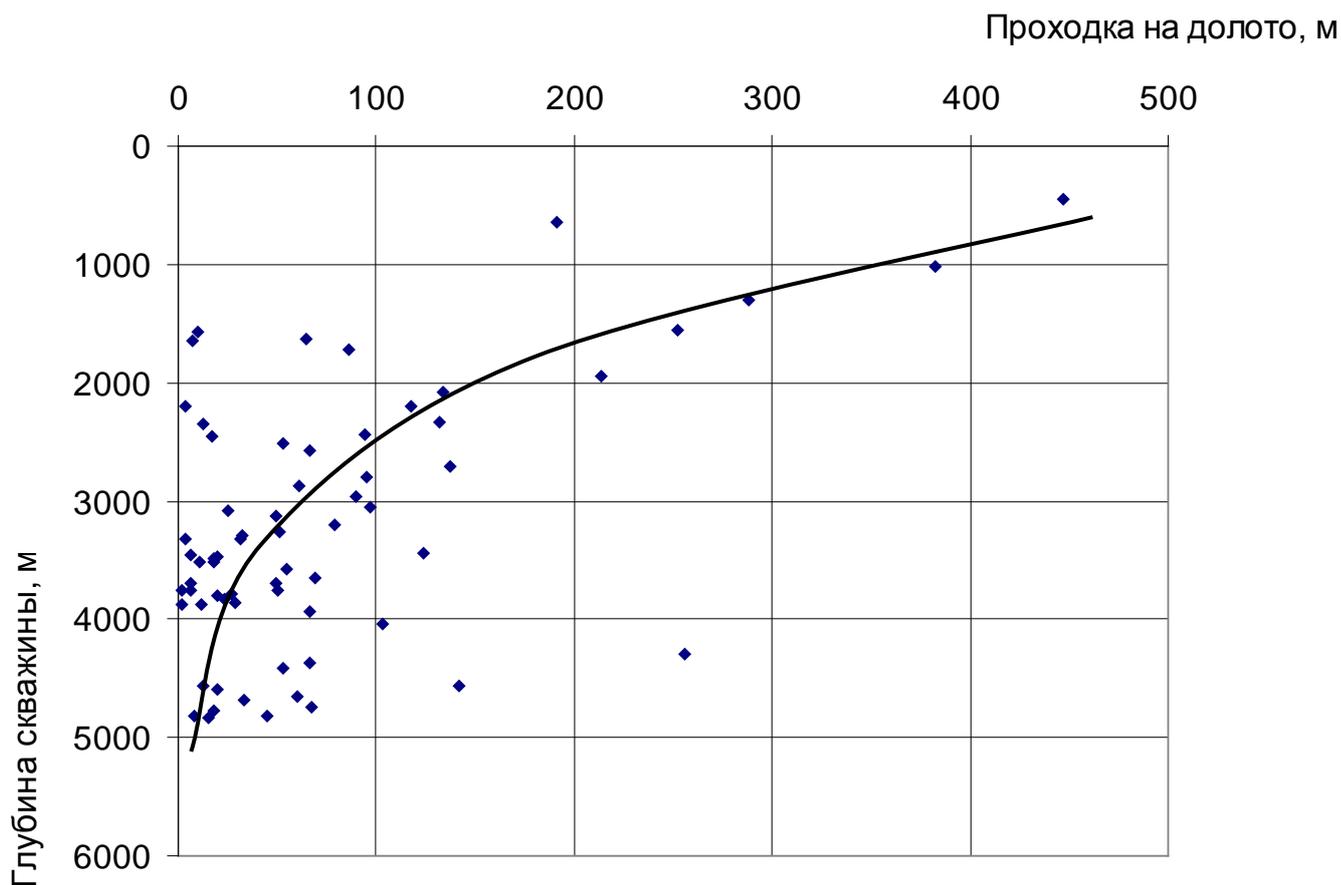


Рис. 5.2. Зависимость проходки на долото от глубины скважины

Одним из основных способов уменьшения влияния фактора глубины на процесс бурения было предложено снизить объемное содержание твердой фазы в буровом растворе и особенно его глинистой фазы за счет отказа от применения низкосортных комовых глин и замены их высокосортными бентонитовыми глинопорошками. Это мероприятие понижает содержание твердой фазы бурового раствора с 30 до 8%, что снижает плотность бурового раствора с 1 200 кг/м<sup>3</sup> до 1 100 кг/м<sup>3</sup>, проходка на долото и механическая скорость бурения возрастают на 10-20% (рис.5.4).

Производственные испытания разработанных рекомендаций по технологии проведения буровых работ были проведены при бурении скважин на воду на Петропавловском водозаборе Днепропетровской области.

Цель испытаний - исследование эффективности рекомендаций по снижению энергозатрат при бурении скважин в условиях действия гидростатического давления. Исследования проводились в производственных условиях для определения технико-экономических показателей внедрения рекомендаций.

Бурение скважин на воду имеет свои отличительные особенности. Одной из них является сравнительно большой диаметр бурения. Так, начальный диаметр бурения скважины №3 составлял 490 мм, конечный 295 мм. При значительной площади забоя особенно заметно проявляется действие гидростатического давления.

Бурение проводилось буровой установкой УРБ-3АМ. В качестве породоразрушающего инструмента применяли трехшарошечные долота. Горные породы в районе бурения представлены в основном песками, глинами и песчано-галечными отложениями. Конечная глубина скважины составила 57 м.

При бурении скважины на глубине 39 м было предложено заменить глинистый раствор плотностью  $1\,270\text{ кг/м}^3$  на безглинистый раствор плотностью  $1\,000\text{ кг/м}^3$ . Это позволило повысить частоту вращения бурового снаряда при постоянных затратах мощности на его приводе.

Выполнение рекомендаций по замене промывочной жидкости позволило повысить скорость бурения на 25%. Затраты на замену промывочной жидкости составили 196 грн. Эти затраты учитывают усовершенствование системы удаления шлама.

Практическое внедрение методики расчета рациональных параметров бурения скважин проведено скважин в Буровом управлении «Укрбургаз». Управление проводит бурение скважин на газ, средняя глубина скважин на настоящий момент составляет 4000 м.

## 5.2. Экономическая эффективность разработанной технологии разрушения горных пород

При определении эффективности внедрения разработанных рекомендаций по снижению влияния гидростатического давления основным показателем принята стоимость бурения одного метра. За базу сравнения принимались показатели буровых работ, выполненных до внедрения рекомендаций.

Оценка экономической эффективности применения разработанной технологии разрушения горных пород была проведена по данным бурения на нефтяных, газовых, а также угольных месторождениях Днепровско-Донецкой впадины (ДДВ). В основу расчетов положены данные, полученные при бурении скважин в ПО "Донбассгеология". Рекомендации заключались в изменении плотности промывочной жидкости с  $1\,300\text{ кг/м}^3$  до  $1\,200\text{ кг/м}^3$ .

Геолого-технические условия ДДВ характеризуются мощными отложениями согласно залегающих пород средней мощности, что позволяет оценить влияние глубины бурения на работоспособность и эффективность применения разработанных рекомендаций.

Экономический эффект определялся по формуле:

$$\mathcal{E} = A \cdot (C_{\delta} - C_{\eta}) \cdot 100\% , \quad (5.1)$$

где  $A$  – объем бурения;  $C_{\delta}$ ,  $C_{\eta}$  – стоимость затрат на бурение 1м скважины при применении базовой и новой технологии соответственно.

Бурение скважины является многофакторным процессом, учет всех затрат при этом затруднителен и нецелесообразен. При внедрении новой технологии изменились затраты энергии, механическая скорость бурения и ресурс проходки породоразрушающего инструмента. Стоимость затрат на бурение скважины, учитывающей изменения при применении новой технологии, будет:

$$C = \frac{c_e \cdot E}{L} + \frac{c_k \cdot l}{L} = \frac{c_e \cdot N \cdot \frac{L}{V}}{L} + \frac{c_k \cdot l}{L} = \frac{c_e \cdot E}{V} + \frac{c_k \cdot L}{l} \quad (5.2)$$

где  $c_e$  – стоимость электроэнергии,  $\frac{\text{грн}}{\text{кВт} \cdot \text{ч}}$ ;  $E$  – количество электроэнергии затраченной при бурении,  $\text{кВт} \cdot \text{ч}$ ;  $L$  – количество пробуренных метров,  $\text{м}$ ;  $V$  – скорость бурения  $\text{м}/\text{ч}$ ;  $c_k$  – стоимость породоразрушающего инструмента,  $\text{грн}$ ;  $l$  – проходка на долото (коронку),  $\text{м}$ .

На рис.5.3 приведен график затрат при бурении по базовой технологии и с использованием рекомендаций.

Как видно из приведенных графиков, затраты на бурение скважин с применением рекомендаций снижаются с глубиной рис.5.6, при этом отношение затрат по базовой и новой технологии увеличивается прямо пропорционально глубине скважины рис. 5.4.

Это особенно актуально для современного положения бурения скважин, поскольку средняя глубина бурения на нефть и газ по Украине составляет 4 000 м (максимальная составляет 6 000 – 7 000 м) и наблюдается неуклонная тенденция к ее увеличению. Что объясняется исчерпыванием разведанных запасов полезных ископаемых и поиску новых.

Стоимость долота одинакова при применении новой и базовой технологий и составляет 5 000 грн. Стоимость электроэнергии 0,156 грн/кВт·ч.

Затраты на бурение с применением новой технологии в интервале 100-1500 м снизились на 3-11% (табл. 5.1) (9,95-19,12 грн/м) или 28 678 грн/скв (см.табл. 5.1).

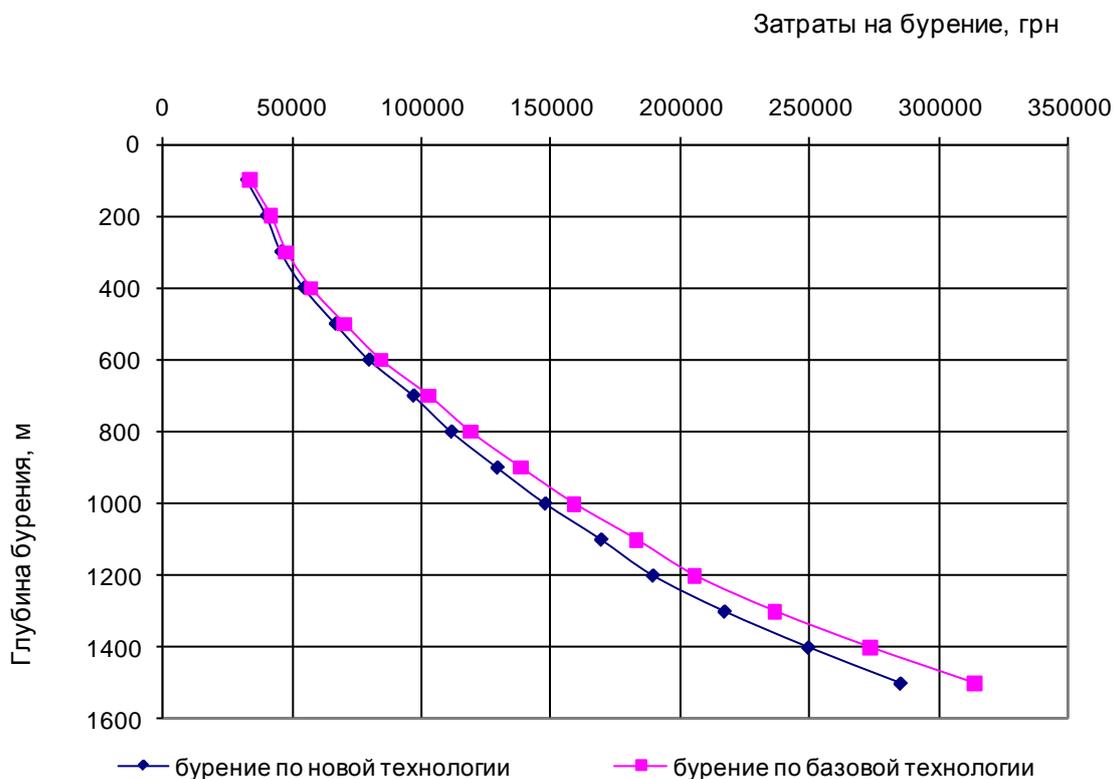


Рис. 5.3. Зависимость стоимости бурения скважины от глубины

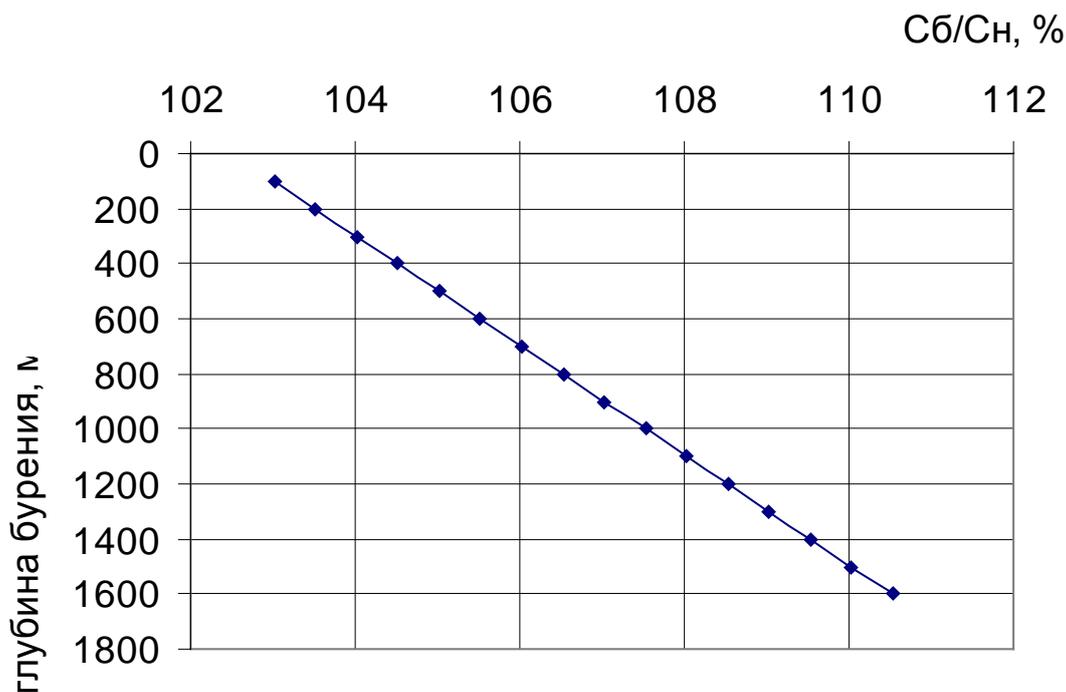


Рис. 5.4. Отношение затрат на бурение скважин с глубиной при применении базовой и новой технологии бурения:

$C_b$  – затраты при применении базовой технологии;

$C_n$  – затраты при применении новой технологии.

Таблица 5.1

Экономическая эффективность применения разработанных рекомендаций

Глубина, м	Новая технология				Базовая технология				Эффективность, %	Экономия, грн
	Затраты эл.энергии, кВт/ч	Механическая скорость, м/ч	Проходка, м/долото	Затраты, грн	Затраты эл.энергии, кВт/ч	Механическая скорость, м/ч	Проходка, м/долото	Затраты, грн		
100	483	36.3	1538	32702	483	33	1493	33697	103.0	995
200	491	32.2	1247	40297	493	29	1205	41725	103.5	1429
300	499	30.2	1095	45886	503	27	1053	47743	104.0	1857
400	507	28.3	917	54773	513	25	877	57264	104.5	2491
500	515	26.2	750	66912	523	23	714	70289	105.0	3377
600	523	24.2	628	79886	533	21	595	84318	105.5	4432
700	531	22.0	517	96989	543	19	488	102854	106.0	5865
800	539	19.9	449	111589	553	17	422	118898	106.5	7308
900	547	17.7	388	129333	563	15	362	138453	107.0	9120
1000	555	15.5	339	147854	573	13	315	159026	107	11172
1100	563	14.4	296	169423	583	12	274	183073	108	13649
1200	571	13.3	264	189417	593	11	244	205628	108	16211
1300	579	12.2	231	217033	603	10	212	236695	109	19662
1400	587	11.1	201	249429	613	9	183	273276	109	23846
1500	595	9.9	176	284991	623	8	160	313668	110	28678

Следовательно, уменьшение величины гидростатического давления позволяет значительно сократить расходы на бурение. Особенно это актуально для бурения глубоких скважин, поскольку с увеличением глубины увеличивается роль гидростатического давления как угнетающего фактора.

### Выводы и рекомендации

1. Выполненные исследования показали, что имеется значительный технологический резерв снижения энергоемкости бурения скважин за счет уменьшения влияния гидростатического давления.

2. Производственные исследования подтверждают аналитические расчеты, что с увеличением глубины до 4500 м механическая скорость бурения уменьшается в 8-10 раз. Проходка на долото при тех же условиях уменьшается в 5-6 раз.

3. Успешное применение рекомендаций по выбору параметров бурения при бурении скважин на воду на Петропавловском водозаборе Днепропетровской области, при бурении скважины №57, а также при расчете и прогнозировании оптимальных параметров разрушения горной породы при бурении глубоких скважин в Буровом управлении "Укрбургаз" показало адекватность изложенных методик производственным условиям.

4. Отказ от применения низкосортных комовых глин и замена их высокосортными бентонитовыми глинопорошками позволил увеличить проходку на долото на 15-20% и механическую скорость бурения на 15-20%.

5. Экономический эффект от применения разработанных методики и рекомендаций по учету и снижению влияния гидростатического давления в интервале 100-1500 м - 3-11% (9,95-19,12 грн/м), что составляет 28 678 грн. на скважину глубиной 1 500 м.

## 1. АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР КОНСТРУКЦИЙ ДОЛОТ БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ И ПЛАНЕТАРНЫХ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ

### 1.1. Характеристика конструкций долот безударного действия

Основным породоразрушающим инструментом, применяемым при бурении скважин без отбора керна, являются шарошечные долота. Это объясняется высокой механической скоростью бурения благодаря ударному воздействию, которое они оказывают на горную породу.

Однако на многих площадях, в отдельных интервалах глубин и в разных стратиграфических комплексах возможности применения шарошечных долот ограничены из-за того, что применение такого инструмента связано с большим расходом времени, материалов и средств.

Низкая эффективность ударного разрушения и, как следствие шарошечных долот, наблюдается в частности в вязких и пластичных породах. Попытки совместить достоинства ударного и режущего воздействия на горную породу пока не нашли применения в практике буровых работ [61].

С ростом глубины бурения увеличиваются твердость, пластичность горных пород и энергоемкость процесса разрушения, что приводит к снижению технико-экономических показателей бурения. В таких условиях наиболее эффективными являются породоразрушающие инструменты режущего, микрорежущего или истирающего действия [62]. Поэтому область применения шарошечных долот, работающих в ударном режиме, сужается и расширяется область использования долот безударного действия. Кроме того, увеличение глубины снижает требования к механической скорости бурения и повышает важность высокой проходки на породоразрушающий инструмент из-за роста удельного веса затрат, связанных со спускоподъемными операциями. Поэтому в таких условиях эффективно применение долот оснащенных материалами высокой износостойкости.

Долота безударного действия могут быть армированы твердыми сплавами, сверхтвердыми материалами или алмазами.

Многолетние исследования позволили с достаточной четкостью установить достоинства и недостатки, ограничить рациональную область применения, разработать пути дальнейшего совершенствования инструмента безударного действия [62-67].

Основные отличия между долотами безударного действия заключаются в материале армирования. Он определяет назначение, область применения, режим работы, условия использования и принципы проектирования долот.

Долота, армированные твердым сплавом, применяют обычно в вязких пластичных породах, где благодаря режущему воздействию ими удается добиваться более высоких скоростей бурения, чем при использовании шарошечных долот. В их разработку большой вклад внесли В.П.Дверий, П.И.Букреев и др.

Долота, армированные алмазами, применяют в основном в средних и твердых породах. Особенно эффективно их использование при бурении на большой глубине. С момента своего применения в качестве породоразрушающих элемен-

тов алмазы привлекали повышенное внимание многих блестящих специалистов. Среди них можно выделить Ф.А.Шамшева, С.Н.Тараканова, Н.И.Корнилова, М.И.Исаева, В.П.Барона, Г.А.Блинова, Ю.А.Оношко, О.С.Головина, В.И.Васильева, С.А.Волкова, Н.В.Соловьева, В.Д.Калинина, А.В.Касаточкина, А.А.Бугаева, В.Н.Лившица и др. Благодаря им удалось приблизиться к пониманию основных процессов, происходящих в паре "алмаз-порода". Хотя необходимо отметить, что до выработки единого взгляда по этим вопросам еще далеко.

Алмазное бурение имеет ряд специфических особенностей, которые необходимо учитывать при разработке нового инструмента. Во-первых, алмаз является самым прочным материалом, применяемым для армирования породоразрушающего инструмента, поэтому основным преимуществом алмазного инструмента является высокая проходка на него. Во-вторых, алмазы, применяемые для армирования породоразрушающего инструмента, имеют относительно небольшие размеры, по сравнению с единичными породоразрушающими элементами, применяемыми для армирования других типов долот, поэтому углубка за один оборот и как следствие скорость бурения ими также меньше. В-третьих, несмотря на свою высокую прочность алмазы восприимчивы к ударным нагрузкам, и в силу этого алмазный породоразрушающий инструмент работает в основном только в режиме резания, микрорезания и истирания.

Этот инструмент характеризуется высокой износостойкостью, а также своеобразным характером разрушения горных пород в условиях забоя скважины. За счет большей стойкости он дольше находится на забое, что благоприятно сказывается на состоянии стенок скважины, уменьшается износ оборудования и расход материалов, сокращается расход времени на спускоподъемные операции, резко возрастает удельный вес чистого механического бурения.

Применение долот и бурильных головок, оснащенных алмазами или сверхтвердыми материалами, качественно изменило технологический процесс проведения скважин. Внедрение их в практику бурения стало одним из решающих факторов повышения скоростей проходки и повышения эффективности капитальных вложений на буровые работы в целом.

Отечественные алмазные долота выпускаются в шести разновидностях: ДР, ДК, ДЛ, ДВ, ДИ, ДУ (рис 1.1). Литера Д во всех буквосочетаниях обозначает вид – алмазное долото.

В последнее время породоразрушающий инструмент, армированный алмазами или сверхтвердыми материалами вышел за рамки, в которых он использовался очень долгое время (горные породы VI-XII категорий по буримости) и может применяться для бурения всех типов пород начиная от очень мягких, заканчивая исключительно твердыми и абразивными.

Конструктивно они состоят из полого корпуса 1 (рис 1.1, а) с соединительной резьбовой головкой 4 (обычно в виде ниппеля), матрицы 2 и алмазов 3. Корпус изготавливается, как правило, из стали марки 40Х, а матрица – из карбида вольфрама с медным или иным инфильтратом. Рабочая часть корпуса или матричная часть долота, называется рабочей головкой. Рабочая головка почти всех алмазных долот, выпускающихся в бывшем СССР, выполняется с

цилиндробиконической наружной поверхностью. Эта поверхность обычно разделяется широкими пазами-проемами 7 на три сектора.

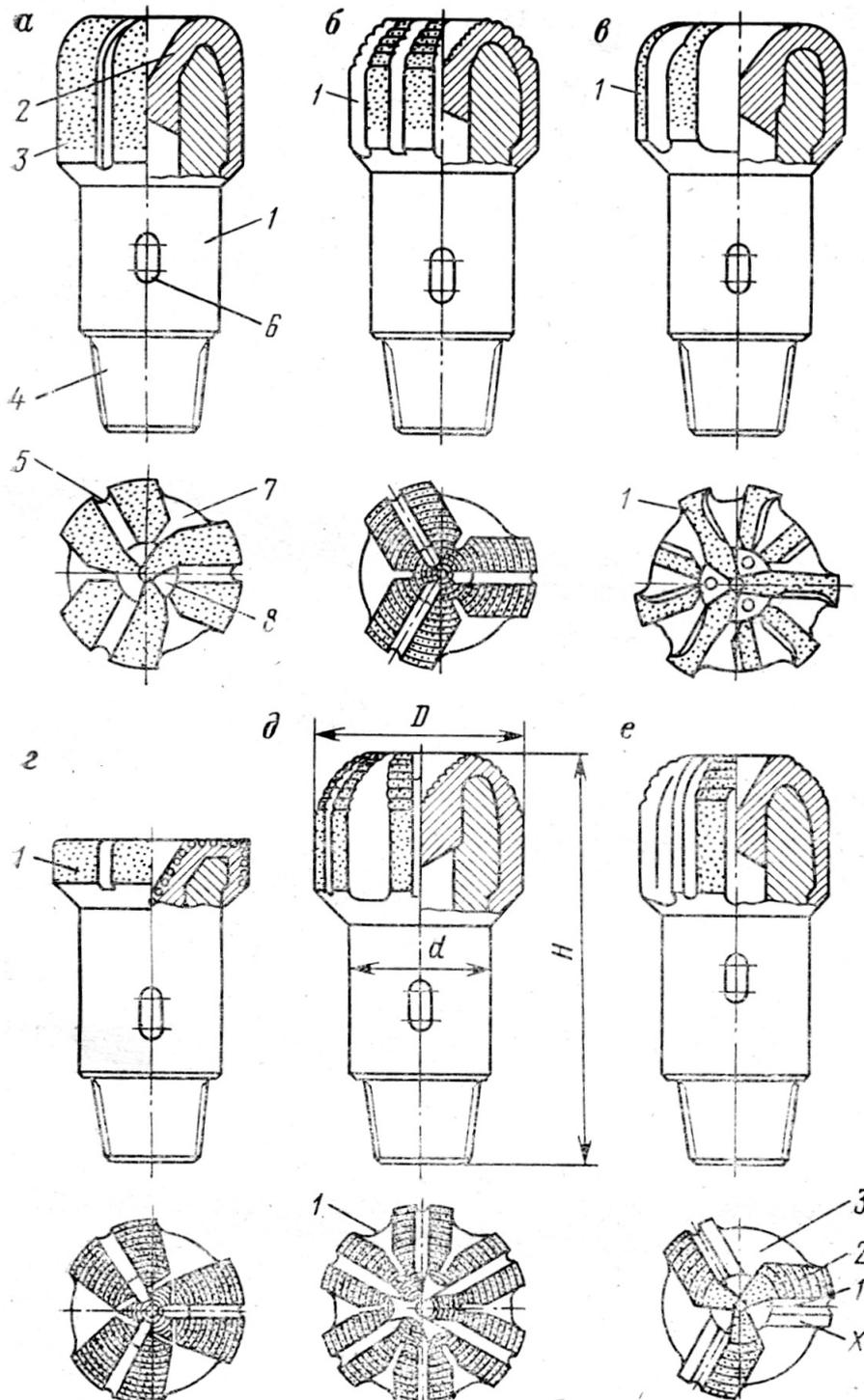


Рис. 1.1. Разновидности отечественных алмазных долот

Каждый сектор, в свою очередь, может разделяться на выступы (или лопасти) глубокими наружными напорными каналами 5, сообщающимися с центральным широким промывочным отверстием 8, частично перекрытым сходящимися секторами. Напор промывочной жидкости способствует ее просачиванию между алмазами 3, охлаждению и очистке последних. Пазы-проемы 7, кроме отвода промывочной жидкости со шламом в кольцевой зазор между до-

лотом и стенкой скважины во время бурения, обеспечивают также улучшение проходимости долота по стволу скважины и уменьшают поршневой эффект. На корпусе долота вне матрицы предусмотрена выемка б, или лыска под ключ-“доску”, для свинчивания или навинчивания долота.

Вместе с тем необходимо отметить, что подобные конструкции применяются практически с момента появления бурения алмазами. Наблюдается некоторый застой в области совершенствования алмазного и оснащенного сверхтвердыми материалами породоразрушающего инструмента. Это вызвано тем, что прогресс происходит только за счет применения новых сверхтвердых материалов, либо улучшения технологии изготовления долот, а также различных конструкторских усовершенствований, которые не могут до конца раскрыть потенциал алмазного бурения. Для того чтобы выйти на качественно новый уровень технико-экономических показателей бурения, необходим поиск принципиально новых подходов к проектированию породоразрушающей части алмазных долот.

Необходимо сформулировать ряд требований, необходимых для учета при разработке новых конструкций породоразрушающего инструмента, которым он должен отвечать для успешного применения в производстве.

Все требования, которые выдвигаются к породоразрушающему инструменту можно разделить на три большие группы:

- 1) требования к разрушающим качествам;
- 2) требования к неразрушаемости самого инструмента;
- 3) требования к эксплуатационным характеристикам.

Рассмотрим эти требования подробнее.

Одним из важнейших показателей эффективности работы породоразрушающего инструмента является скорость разрушения горной породы. Для достижения заданной скорости разрушение породы должно осуществляться максимально эффективным образом, т.е. энергоемкость процесса должна быть минимальной, а удельные нагрузки на породоразрушающие элементы максимальны.

Отличительной особенностью требования оптимизации скорости бурения применительно к буровому породоразрушающему инструменту есть то, что под скоростью бурения подразумевается не только скорость непосредственного разрушения горной породы (механическая скорость), но скорость всех связанных с бурением операций (рейсовая скорость). Затраты на проведение сопутствующих (в первую очередь спускоподъемных) операций составляют значительную долю всех расходов, в некоторых случаях превышая стоимость самого породоразрушающего инструмента. Поэтому зачастую более важным является не повышение разрушающих качеств инструмента, а с ними и механической скорости, а снижение износа самого инструмента, и, как следствие, повышение рейсовой скорости. Для того чтобы добиться максимальной стойкости необходимо создать такие условия работы инструмента, которые позволили бы избежать аномального и свести к минимуму нормальный износ. Для того чтобы ликвидировать аномальный износ необходимо создать одинаковые условия работы для всех породоразрушающих элементов инструмента и обеспечить равномерное их распределение по поверхности забоя. Снижение нормального износа достига-

ется путем создания такой конструкции, которая бы обеспечивала циркуляцию промывочной жидкости достаточную для качественного охлаждения контактирующей поверхности и очистки забоя и инструмента от разрушенной породы.

При этом конструкция инструмента должна быть максимально простой и надежной в работе.

Современный инструмент безударного действия в значительной степени не удовлетворяет этим требованиям. Он не обеспечивает эффективного разрушения горной породы так как, разрушения носит не объемный характер, а резание, микрорезание, истирание или температурное разрушение, кроме того, удельные нагрузки на породоразрушающие элементы относительно невысоки.

Вследствие постоянного контакта породоразрушающих элементов с породой на забое долота безударного действия работают в более сложных условиях, чем шарошечные, где зубья с породой находятся в контакте периодически. Долота безударного действия, по сравнению с шарошечными, работают в более высоком температурном режиме.

Еще одним серьезным недостатком долот безударного действия является их подверженность аномальному износу. Он бывает трех видов (рис. 1.2):

- а) износ торцевой части с образованием кольцевой выработки;
- б) ускоренный износ породоразрушающих элементов в центральной части;
- в) ускоренный износ по диаметру.

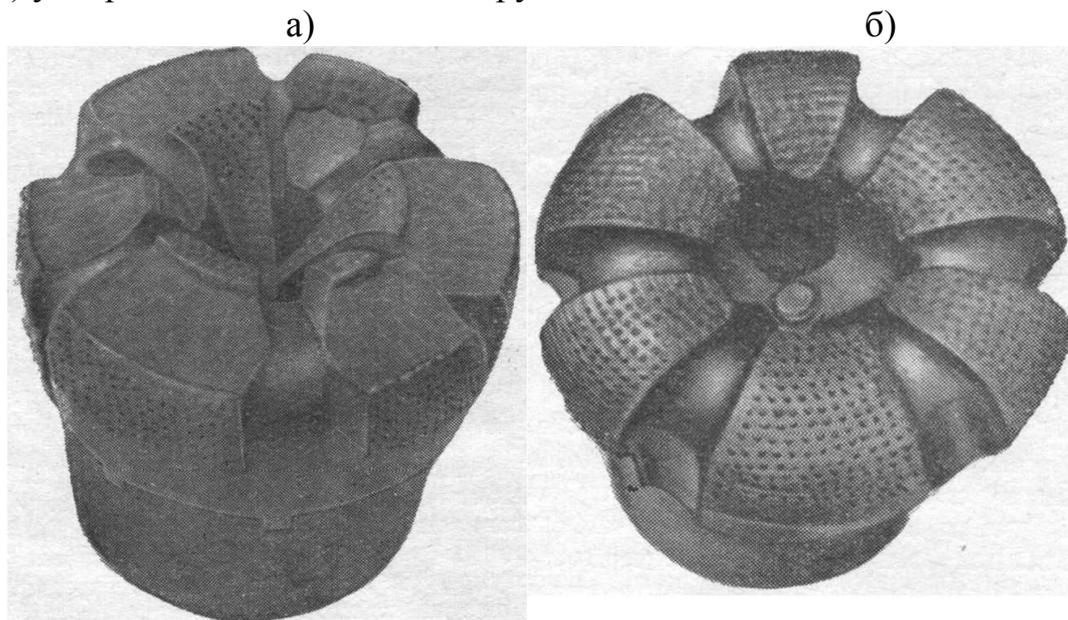


Рис. 1.2. Аномальный износ долот безударного действия:

- а) образование кольцевой канавки по торцу долота;
- б) износ алмазного вооружения в центральной части долота.

В частности в процессе разрушения горной породы импрегнированными алмазными долотами износу подвержены как выступающие из матрицы алмазы, так и ее мягкий связующий материал [68].

Динамические нагрузки на алмазы приводят к катастрофическому разрушению части зерен, вершины которых наиболее выступают над поверхностью

торца матрицы. Непрерывное разрушение вершин алмазов, а также вырывание их из связки и приводит к неуклонному смещению поверхностного рабочего слоя вглубь матрицы [69]. Этот процесс сопровождается абразивным износом материала матрицы шламом горной породы [70]. При этом матрицы породоразрушающего инструмента, как структурно неоднородные материалы, подвержены избирательному износу их мягкой составляющей – связующего материала, а механизм его изнашивания при постоянном наличии шлама под рабочим торцом зависит от количества и размера твердых абразивных частиц [71-72].

Причинами кольцевого износа торцевой части могут быть различные факторы. Несовершенство промывочной системы, в результате чего быстро разрушаются породоразрушающие элементы на сбегаящих участках инструмента; неравномерность распределения вооружения, что вызывает аномальный износ участков с недостаточным армированием и др. При постоянной осевой нагрузке на долото резко возрастают удельные осевые нагрузки на оставшиеся алмазы, что приводит к еще более интенсивному их износу. В процессе дальнейшего бурения на торцевой части образуется кольцевая выработка вплоть до перекрытия промывочных каналов [73].

Аномальный износ алмазов в центральной части объясняется высокими удельными нагрузками, которым они подвергаются в процессе работы, что зачастую приводит к их раздавливанию. Ускоренный износ по диаметру чаще всего наблюдается при бурении толщ пород с высокоабразивными пропластками. Именно в таких условиях наиболее остро сказывается слабая вооруженность долот безударного действия по диаметру.

В то же время необходимо подчеркнуть, что исчерпаны еще далеко не все резервы снижения нормального износа.

В настоящее время в практике бурения скважин используется исключительно долота безударного действия, в которых породоразрушающие элементы совершают движение по круговой траектории. Такая односторонность значительно тормозит прогресс в их развитии. Между тем опыт, накопленный в смежных областях, связанных с разрушением горных пород показывает, что планетарные конструкции обладают значительными достоинствами. Их применение в безударных долотах, будет способствовать качественному скачку в повышении эффективности породоразрушающего инструмента.

Планетарное исполнение породоразрушающего органа позволяет добиться целого ряда существенных преимуществ. Благодаря двойному вращению вокруг оси долота и вокруг оси сателлита породоразрушающие элементы разрушают участки забоя расположенные не только по окружности на радиусе их удаления от центра долота, но и на всей кольцевой площадке ограниченной их удалением от оси сателлита. Таким образом, становится принципиально невозможным явление образования кольцевой выработки на торце инструмента. Плоскопараллельное движение породоразрушающих элементов исключает наличие зоны нулевых скоростей в центре долота, что позволяет не допускать перегрузки и раздавливания породоразрушающих элементов в центральной части. Это также способствует выравниванию условий бурения, в которых находятся породораз-

рушающие элементы, расположенные на различном расстоянии от оси долота. В паре "породоразрушающий элемент-горная порода" повышается скорость относительного перемещения, что позволяет добиваться требуемой окружной скорости не меньших частотах вращения долота, тем самым, снижая мощность, затрачиваемую на бурение, амортизацию бурового оборудования и бурильных труб. Размещение породоразрушающих элементов на самостоятельно вращающихся сателлитах также позволяет значительно увеличить количество подрезных резцов, которое можно разместить в долоте, что способствует повышению стойкости долот к износу по диаметру. Кроме этого в планетарных долотах породоразрушающие элементы находятся в прерывистом контакте с горной породой, благодаря чему улучшаются условия их охлаждения и очистки от выбуренной породы.

Все вышеперечисленное дает основание утверждать о необходимости тщательного изучения возможности проектирования долот и головок безударного действия в планетарном исполнении.

## 1.2. Планетарный породоразрушающий инструмент

При анализе состояния вопроса из-за небольшого количества работ, посвященных планетарному породоразрушающему инструменту, безударного действия необходимо разделять работы, посвященные долотам безударного действия и планетарному породоразрушающему инструменту.

При анализе работ в области применения планетарного породоразрушающего инструмента в первую очередь необходимо отметить целую плеяду исследователей занимавшихся разработкой шарошечного инструмента. Этим объясняется как его исключительное многообразие – долота, бурильные головки, расширители, агрегаты РТБ и т. д.; так и детальная изученность особенностей шарошечного бурения. Отметим работы В.С.Федорова, В.Н.Виноградова, Р.М.Эйгелеса и др. Их исследованиями доказана высокая эффективность такого планетарного инструмента для разрушения горной породы из-за оказываемого ударного воздействия, а также его высокая износостойкость благодаря непостоянному контакту породоразрушающих элементов с горной породой, что улучшает условия очистки инструмента от выбуренной горной породы и охлаждение породоразрушающих элементов.

При всем его разнообразии планетарный породоразрушающий инструмент не имеет единой классификации, что затрудняет его анализ и изучение. Это обусловлено, в первую очередь именно большой разницей в области применения, назначении, конструкции, вооружении, приводе и других отличительных признаках. Обилие классификационных признаков значительно затрудняет выделение схожих инструментов в отдельные группы и разделение их на отдельные классы.

На рис. 1.3 приведена классификационная схема, в которой учтены основные классификационные признаки, позволяющая рассматривать планетарные породоразрушающие инструменты как единую систему.

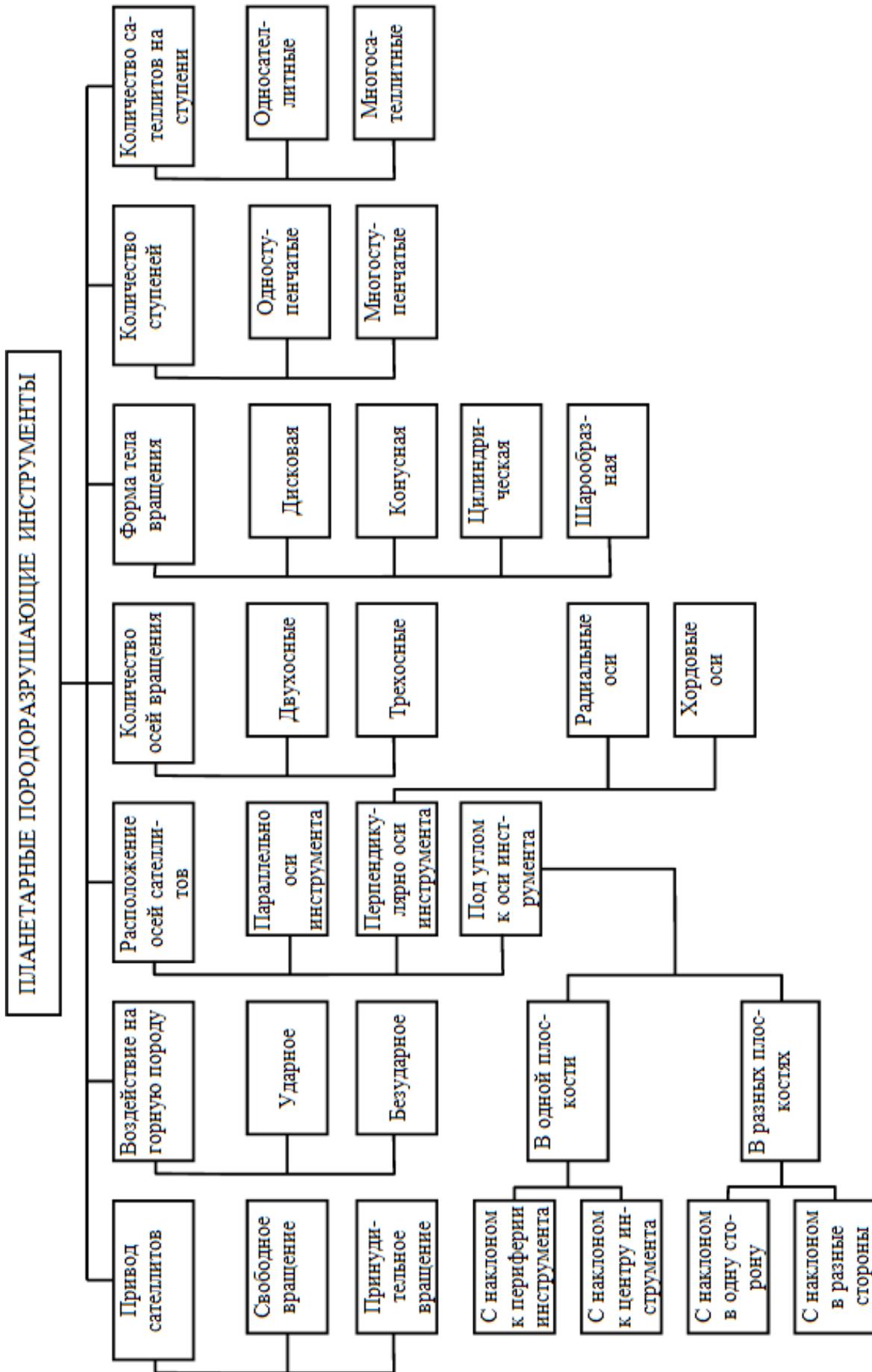


Рис. 1.3. Классификация планетарных породоразрушающих инструментов

Планетарный породоразрушающий инструмент, рассматриваемый в настоящей работе, согласно этой классификации относится к инструменту со свободным приводом сателлитов; оказывающим безударное воздействие на горную породу; с осями сателлитов расположенными параллельно к оси инструмента; с двумя осями вращения; с сателлитами цилиндрической формы; многоступенчатому инструменту; многосателлитному.

Особенно важным классификационным признаком, который позволяет наиболее полно выделить различные классы, является расположение осей сателлитов. Поэтому далее рассмотрим планетарный породоразрушающий инструмент, разделяя его именно по этому признаку.

### **1.2.1. Планетарный породоразрушающий инструмент с осями сателлитов, расположенными перпендикулярно оси инструмента**

В этом породоразрушающем инструменте в зависимости от вида сателлитов разрушение горной породы может происходить как резанием, так и ударом. Основными достоинствами такого инструмента являются непостоянный контакт разрушающего элемента с забоем, высокие удельные нагрузки, хорошая очистка и охлаждение породоразрушающего инструмента.

Приведем несколько работ, посвященных инструменту такого типа.

В 1952 г. начальник механических мастерских шахты "Байдаевская" в Кузбассе Я.Я.Гуменник создал и испытал буровую машину ППГ-1 для проходки восстающих выработок по углю. Исполнительный орган этой машины состоит из двух штанг, на которых насажены рабочие диски с резцами. Зубки рабочих дисков перемещаются по сферическим удлиненным гипоциклоидам и выдалбливают в забое узкие концентрические щели. Щели между щелями отламываются специальными зубьями, укрепленными на штангах [74].

После обстоятельных исследований в течение многих лет скоростного фрезерования горных пород А.А.Гузев создал турбофрезу, исполнительный орган которой представляет собой цилиндр, диаметром 0,75 м, на поверхности которого закрепляются резцы (29 шт.), расставленные рядами по образующей [75]. Вращение цилиндра осуществляется за счет энергии промывочной жидкости. Испытания на буровой № 1 рудоуправления им. Ильича в Криворожском бассейне подтвердили ее работоспособность, но в то же время выявили ряд конструктивных недостатков.

В АО "Компания Жайлау" предложена конструкция планетарной коронки, применение которой позволяет до 2-х раз увеличить скорость бурения [76].

Выделим также ряд других работ, посвященных породоразрушающему инструменту с осями сателлитов, расположенными перпендикулярно оси долота [77-84]. Из гаммы такого инструмента для бурения скважин серийно изготавливаются только дисковые долота.

Причиной такого узкого применения инструмента с осями сателлитов, расположенными перпендикулярно оси долота для бурения скважин является то, что в случае твердосплавного армирования такой инструмент уступает по своим показателям шарошечным долотам, а при попытке армировать его сверх-

твердыми материалами или алмазами малая энерговооруженность не позволяет добиваться требуемой проходки на долото.

### 1.2.2. Планетарный породоразрушающий инструмент с осями сателлитов, расположенными под углом к оси инструмента

Первыми планетарными конструкциями, которые получили применение в бурении можно считать шарошечные долота. Впервые двухшарошечное долото было запатентовано в 1878 г., в 1909 г. оно вошло в производство, а в 1911 г. фирма "Юза", США выпустила первое трехшарошечное долото. Они великолепно зарекомендовали себя во всем мире и в настоящее время шарошечные долота являются основным породоразрушающим инструментом при бурении скважин без отбора керна.

Шарошечные долота благодаря своей планетарной конструкции обладают целым рядом преимуществ, которые обусловили такое широкое их применение. В непосредственном контакте с породой находится лишь очень ограниченное количество породоразрушающих элементов. Это улучшает условия их охлаждения и очистки от выбуренной породы, а также позволяет создавать большие удельные нагрузки, повышая тем самым эффективность разрушения горной породы. Двойное вращение единичных элементов вокруг оси долота и вокруг оси шарошки, позволяет без использования дополнительных устройств оказывать не только режущее, но еще и ударное воздействие на забой скважины, что также повышает производительность работы инструмента.

Следует отметить попытки создать многшарошечные долота, у которых, часть шарошек имеют вертикальные оси вращения, а часть – наклонена под острым углом к оси долота [85].

Однако в тоже время шарошечные долота имеют ряд существенных недостатков, ограничивающие возможности их применения. Наклонное расположение цапфы не дает возможности добиваться необходимой ее длины, что не позволяет создавать достаточно мощные бурты, ограничивающие беговые дорожки, приводя к недостаточной надежности опоры долота. Кроме того, недостаточно прочность материала вооружения (сталь или твердый сплав) уменьшает стойкость долот, что особенно сказывается при бурении глубоких скважин.

В свете вышеизложенного перспективным видится именно сочетание лучших качеств шарошечных и алмазных долот путем использования планетарной конструкции оснащенной алмазами или сверхтвердыми материалами.

Однако, несмотря на внешнюю схожесть планетарных безударных долот с шарошечными, принципы их проектирования существенно различаются, что не позволяет переносить технические решения, хорошо зарекомендовавшие себя в шарошечных долотах, на планетарные и особенно оснащенные алмазами или сверхтвердыми материалами. Это обусловлено несколькими причинами. Безударные долота работают в режиме резания, микрорезания и истирания, в отличие от шарошечных, которые оказывают ударное и в меньшей степени режущее воздействие. Необходимость создания ударных нагрузок при работе ша-

рошечных долот приводит к необходимости располагать ось шарошки под углом к оси долота, что ограничивает возможности усиления опоры. В свою очередь у безударных долот такая необходимость отсутствует, что позволяет располагать оси вертикально к плоскости забоя, минимизируя при этом радиальные нагрузки, давая возможность работать материалу подшипников в режиме одноосного сжатия. Таким образом, достигается соответствие стойкости опоры, стойкости вооружения, позволяя сконцентрировать усилия разработчиков инструмента на совершенствовании системы вооружения.

Выделим планетарные конструкции, с тремя осями вращения (вокруг оси инструмента, вокруг оси долота и вокруг оси шарошек), в которых в качестве исполнительного органа используются не единичный породоразрушающий элемент, а шарошечное долото.

Их рабочий орган состоит из нескольких шарошечных долот, расположенных на разных радиусах агрегата, что позволяет им полностью перекрывать забой. Благодаря этому удается разрушать забой большой площади, используя для этого минимальное количество вооружения, что допускает создание высоких удельных нагрузок на забой без подведения к инструменту большой мощности.

Одним из первых инструментов такого рода был планетарный буровой механизм для бурения нефтяных скважин предложенный в 1936 г. инженером А.С.Арутюновым, получившим авторское свидетельство. В послевоенные годы А.С.Арутюнов осуществил опытное бурение нефтяной скважины диаметром 11  $\frac{3}{4}$ " на опытной буровой № 1 треста Сталиннефть в г. Баку планетарным двухшпиндельным буром. Бурение велось с отметки 390 м до отметки 834 м (т.е. 444 м) в основном по мягким породам (плотные глины) с пропластками твердых пород (песчаников). Планетарным буром было пробурено 372 м, в том числе шарошками 298 м за 36,9 часа со средней скоростью 8,1 м/час, фрезами – 74 м за 18 часов со средней скоростью 4,1 м/час. В этой же скважине для сравнения было пробурено электробуром 62 м за 4,7 часа со средней скоростью 13,2 м/час.

Техническое управление Министерства нефтяной промышленности рассматривало результаты опытного бурения и в своем решении отметило, что:

1) планетарный бур с шарошечными долотами расходовал энергии на разрушение 1 м<sup>3</sup> породы в 2,7 раза меньше, чем электробур; при этом потребляемая планетарным буром мощность была на 120 кВт меньше, чем при электробурении;

2) осевая нагрузка при работе планетарного бура была в 2,3 раза меньше чем при электробурении (5,5 т против 12,6 т);

3) долговечность долот при работе планетарным буром и электробурами была одинаковая;

4) механическая скорость бурения планетарным буром по твердым породам в 2-3 раза меньше скорости бурения электробуром;

5) работа планетарного бура характеризовалась плавностью и сохранением постоянного диаметра скважины до конца бурения.

Решено организовать опытное бурение при помощи планетарного бура скважины глубиной 1000 м по крепким породам. Таким образом, с достаточной определенностью выявлены преимущества планетарного исполнительного органа перед роторным при бурении скважин небольшого диаметра [86].

Для бурения выработок большого сечения агрегат РТБ (реактивно-турбинный бур) впервые был применен Р.А.Иоанесяном в 1950 г. [87]. Буровой агрегат представляет собой два турбобура конструкции СКБ-2, соединенные траверсами.

С тех пор агрегаты РТБ заняли прочное место в проведении выработок большого диаметра, доказав свою высокую эффективность. Отметим ряд работ посвященных исследованиям работы этих породоразрушающих инструментов [88-91].

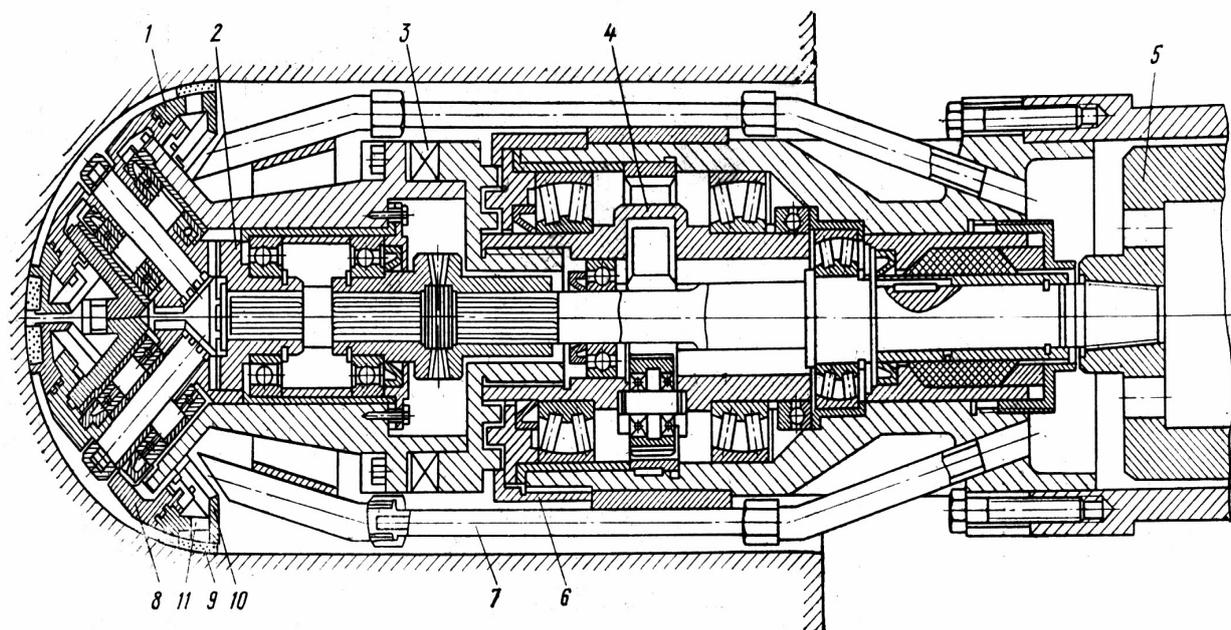


Рис. 1.4. Алмазно-планетарная буровая головка Карагандинского политехнического института

Гораздо менее распространены породоразрушающие инструменты безударного действия, с осями расположенными под углом к оси инструмента.

Выделим работы, проводившиеся в Карагандинском политехническом институте [92-93]. Рассмотрим конструкцию бурового инструмента в виде алмазно-планетарной буровой головки для бурения в породах с коэффициентом крепости по шкале М.М.Протоdjяконова 10 и выше. Инструмент выполнен в виде алмазного планетарного исполнительного органа, оснащенного алмазными режущими элементами, рабочая поверхность которых представляет собой усеченные сферы, армированные по периферии алмазными сегментами

Характерной особенностью алмазной планетарной буровой головки с турбинным приводом (рис. 1.4), рабочий орган которой выполнен в виде усеченных сфер, армированных по периферии алмазными сегментами, является

эффективная скорость резания мелкоалмазным инструментом в диапазоне 30-50 м/с. Это определяет малые усилия резания, а, следовательно, и малые крутящие моменты на рабочем валу, что облегчает конструктивную компоновку мощных и малогабаритных планетарных органов.

Расчеты и конструктивная разработка показали, что таким инструментом могут буриться скважины диаметром 0,15 м и более. Алмазные сегменты располагают только по периферийной части, и поэтому обработка всего забоя производится быстро вращающимися дисками при их планетарном движении вокруг вертикальной оси бурового снаряда.

Относительное движение режущие элементы получают непосредственно от привода через центральный вал планетарного редуктора, зубчатую муфту и распределительный редуктор.

Переносное движение режущих элементов осуществляется за счет их вращения вместе с корпусом распределительного редуктора. Для охлаждения режущих элементов и транспортирования разрушенной породы в зону резания подается охлаждающе-транспортирующая жидкость.

При разрушении горных пород типа песчаников с коэффициентом крепости до 8-10 по шкале М.М.Протодяконова удельные затраты энергии на разрушение алмазным инструментом составляют 226-360 МДж/м<sup>3</sup>. Из этого следует, что при установленной мощности существующих современных буровых станков с применением алмазного инструмента обеспечивается повышение скорости бурения в 2-4 раза при одних и тех же затратах на материалы. Относительно невысокая стоимость импрегнированного алмазного инструмента и высокая его стойкость обеспечили экономию по инструменту до 40 тыс. руб. в год на один станок.

Вместе с тем данная конструкция имеет ряд недостатков, существенно ограничивающих возможности ее применения. Сателлиты выполнены в виде режущих дисков, расположенных под углом к плоскости забоя и армированных только по небольшой полосе на периферии. При этом из-за небольшой вооруженности инструмент имеет невысокую стойкость и теряет свою эффективность при бурении глубоких скважин. Наклонное расположение сателлитов приводит к тому, что в работе постоянно находятся все имеющиеся алмазы, что ухудшает условия их охлаждения и очистки, тем самым лишая планетарную конструкцию одного из главных ее преимуществ. Сателлиты вращаются принудительно, что требует дополнительно наличия планетарного редуктора, повышая тем самым габариты инструмента, увеличивая его стоимость и снижая его надежность. Подобный недостаток снижает эффективность и конструкции, описанной в работе [94].

### **1.2.3. Планетарный породоразрушающий инструмент с осями сателлитов, расположенными параллельно оси инструмента**

Расположение осей сателлитов параллельно оси инструмента наиболее перспективно для долот безударного действия. Это обусловлено следующими

причинами. С одной стороны благодаря такому расположению породоразрушающие элементы не подвергаются ударным нагрузкам, что благоприятно сказывается на сроке их службы, особенно в случае армирования алмазами или сверхтвердыми материалами, а с другой при этом повышается энерговооруженность инструмента, что повышает проходку на него.

Одним из первых породоразрушающих приспособлений с планетарным выполнением рабочего органа с осями сателлитов расположенными параллельно оси инструмента является проходческий комбайн английского инженера Brentona (1864 г.). Планетарный исполнительный орган машины (рис. 1.5) состоит из двух дисков 1, на которых закреплено по шесть дисковых резцов 2, свободно вращающихся на своих осях. Диски 1 получают принудительное вращение вокруг своих осей и вокруг оси полого винта 3, за счет чего резцы 2 описывают сложные кривые – эпициклоиды. От маховика двигателя вращение передается при помощи цепной передачи на колесо 4. Коническая шестерня 5, закрепленная на том же валу, сцеплена с конической шестерней 6, насаженной на вал, проходящий внутри полого винта 3; на противоположном конце вала закреплена шестерня 7, приводящая во вращение шестерни 8, а вместе с ними и диски 1. Первый образец машины Brentona был испытан во Франции на проходке выработки по известняку диаметром 2,2 м. Скорость проходки составила в среднем 0,15 пог. м в час. Другой образец машины был испытан на проходке опытной галереи диаметром 2,13 м по мелу. Результаты испытаний оказались отрицательными вследствие низкого качества изготовления машины [95].

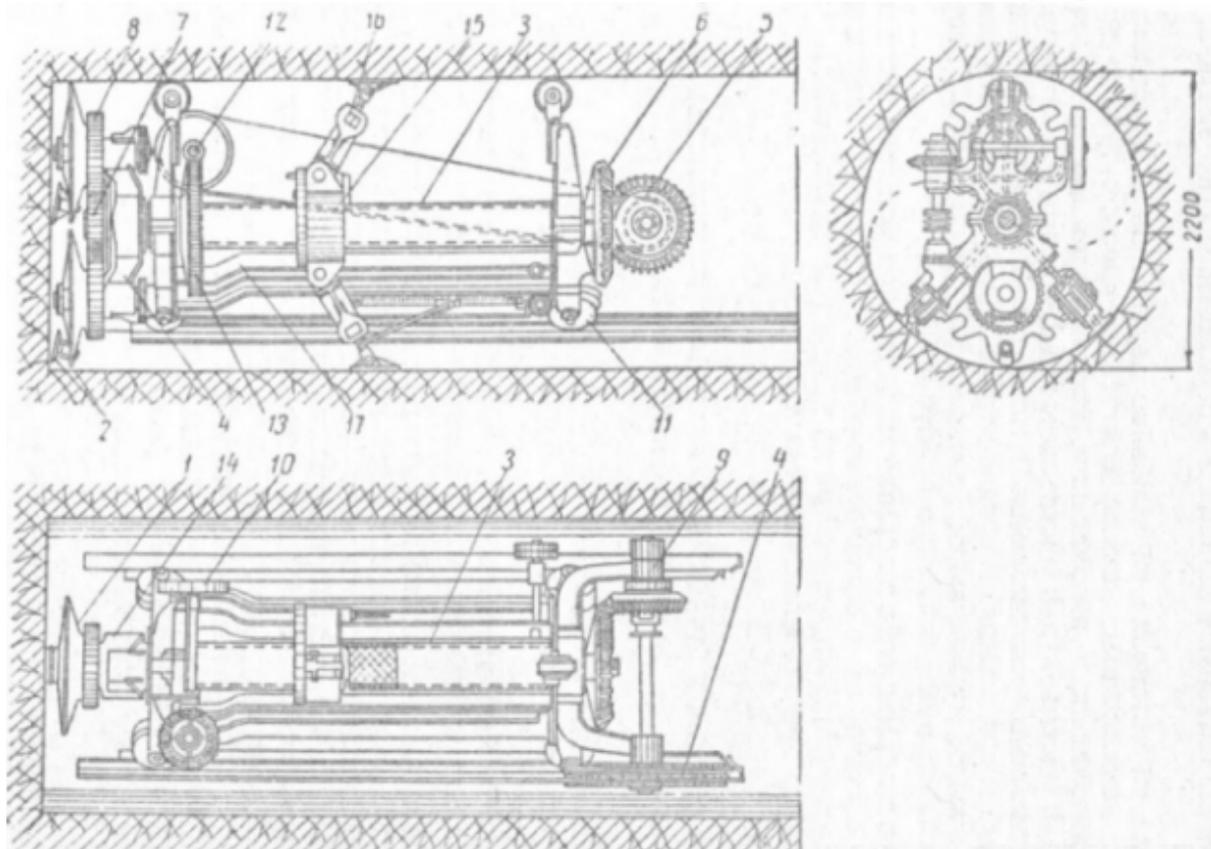
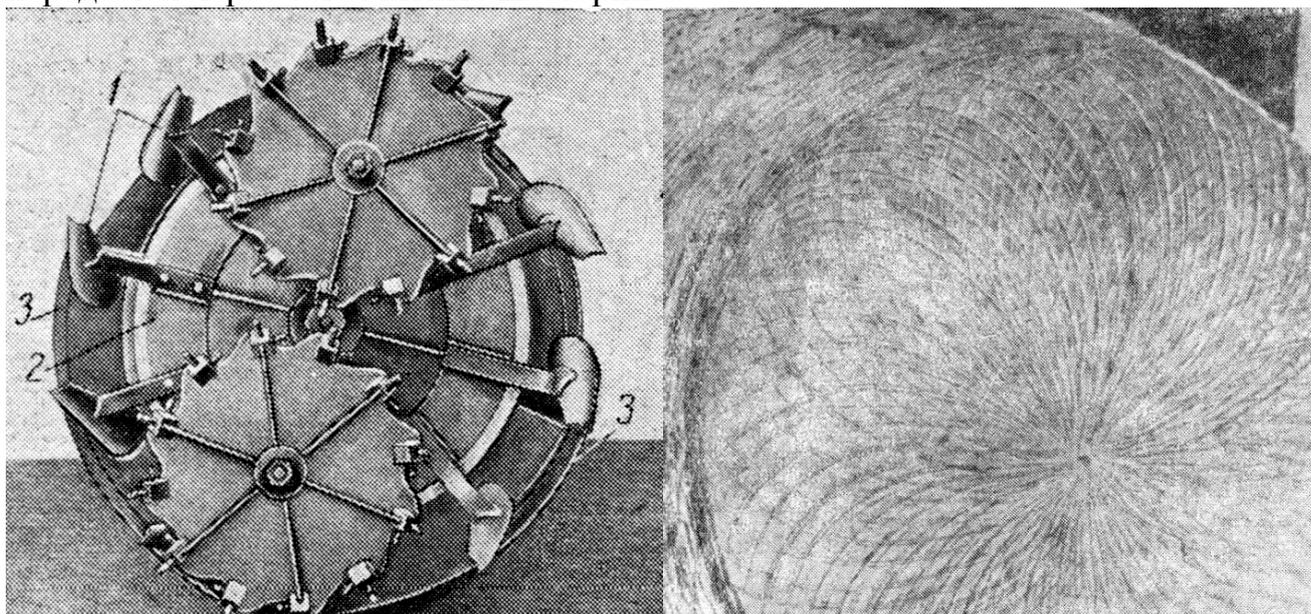


Рис. 1.5. Проходческая машина Brentона

Уже в рассматриваемой конструкции нашли свое отражение основные преимущества и недостатки, присущие планетарным породоразрушающим инструментам. Планетарный исполнительный орган разрушает забой небольшим количеством породоразрушающих элементов, что позволяет создавать высокие удельные нагрузки и, как следствие, повышать энергетические и скоростные показатели проходки. Все породоразрушающие элементы работают в одинаковых условиях, что исключает их аномальный износ. В то же время планетарный породоразрушающий инструмент более сложен в изготовлении и менее надежен в работе, чем инструмент с движением породоразрушающих элементов по круговой траектории.

Одними из первых исследований, посвященных планетарным породоразрушающим механизмам, были труды А.С.Архангельского по испытанию и изучению работы проходческого комбайна изготовленного заводами фирмы Батя в период немецкой оккупации [96].

Породоразрушающий орган этого комбайна состоит из (рис. 1.4, а) рабочих дисков 1, на осях 2, свободно вращающихся в подшипниках 3, закрепленных в гнездах на водиле 4 и резцов 5. Вращающий момент на рабочие диски 1 передается через сателлитные шестерни 6.



а)

б)

Рис. 1.6. Породоразрушающий орган комбайна фирмы Батя (а)  
и вид забоя, который образуется при его работе (б)

В результате плоскопараллельного планетарного движения резцов образуется сетка взаимно пересекающихся удлиненных гипоциклоид, покрывающих весь забой (рис. 1.6, б). При таком движении резец все время разрушает породу, разрезанную другими резцами, и его траектория в свою очередь пересекает траектории других резцов. Он не снимает непрерывную стружку, а скалывает частицы породы с пирамидальных выступов, образующихся на поверхности забоя, что значительно облегчает отделение породы от забоя и ставит резец в более

выгодные условия работы по сравнению с вращательным разрушающим органом.

В ходе исследований автором был сделан кинематический анализ работы породоразрушающих элементов (резцов), изучены энергетические характеристики процесса разрушения горной породы, определены усилия на резцах.

В результате проведения работы был сделан вывод о том, что этот тип исполнительных органов выгодно отличается от других типов:

1) возможностью при помощи кинематически простого устройства получать сложные взаимно пересекающиеся траектории движения инструментов и рациональную "сетку разрушения";

2) одинаковыми условиями работы всех инструментов;

3) возможностью сосредоточить на каждом инструменте значительную мощность;

4) небольшим потребным осевым усилием;

5) небольшой энергоемкостью процесса разрушения по сравнению с другими исполнительными органами;

6) отсутствием или небольшой величиной опрокидывающего момента.

Автор указывает, что одним из основных направлений дальнейших исследований должен стать вопрос о рациональной геометрии резцов и материале для их изготовления.

Дальнейшее развитие планетарных проходческих комбайнов тесно связано с именем австрийского инженера Вольмейера. В 1956 г. он представил свой первый планетарный комбайн. А затем в течение более чем четверти века, сотрудничая с различными фирмами, в том числе и с такой известной как "Атлас Копко", создавал все новые модификации, не меняя, правда, принципиально конструкцию породоразрушающего органа [97]. В результате работ Вольмейера и швейцарской фирмы "Хабеггер-Тун" по созданию планетарного исполнительного органа с подрезным резанием был создан комбайн FF550. По данным фирмы "Атлас Копко", при работе комбайна FF550 непосредственно резанию подвергается 25-35 % разрушаемой породы; напорные усилия на забой составляют 20-40 % усилий комбайнов другого типа.

Из более поздних следует также выделить работы, в которых получили дальнейшее развитие принципы проектирования планетарных исполнительных органов проходческих комбайнов [81, 98].

Отличие условий работы проходческих комбайнов в забое шахты и долот в буровой скважине обуславливает различные требования, предъявляемые к их рабочему органу, которые должны быть положены в основу при его проектировании. Планетарные проходческие комбайны обладают более чем достаточной стойкостью для проходки подземных выработок и создают значительное осевое усилие на забой. Для долот же наиболее важной задачей является повышение проходки на инструмент, а необходимое осевое усилие обычно легко создается бурильными трубами. Поэтому долота планетарной конструкции безударного действия должны быть максимально возможно насыщены на торце армирующими элементами. Также безударные долота должны иметь большую воору-

женность по боковой поверхности, так как перед ними, в отличие от проходческих комбайнов, остро стоит проблема потери диаметра бурения. Благодаря большой площади контакта, как со стенками, так и с забоем скважины долота не нуждаются в дополнительном приводе для передачи вращения на породоразрушающие сателлиты, что позволяет существенно упростить их конструкцию и тем самым повысить ее надежность. Преимуществом планетарного породоразрушающего инструмента в случае оснащения алмазами или сверхтвердыми материалами, является также то, что планетарная конструкция обеспечивает увеличение скорости движения породоразрушающих элементов без увеличения частоты вращения привода. А алмазное бурение наиболее эффективно именно при больших скоростях движения породоразрушающих элементов.

Таким образом, планетарные проходческие комбайны, являясь предшественниками планетарного инструмента для бурения скважин, подчиняются другим требованиям при их проектировании и работе. Поэтому, проектируя долота безударного действия, правомерно использовать только некоторые, самые общие принципы и закономерности, полученные при изучении работы проходческих комбайнов.

Планетарный породоразрушающий инструмент для бурения скважин с осями сателлитов расположенными параллельно оси инструмента появился значительно позднее проходческих комбайнов.

Одним из первых опытов планетарного принципа выполнения исполнительного органа применительно к алмазному породоразрушающему инструменту, следует считать долото, запатентованное в 1959 году американцами Х.Камероном и Б.Хаффнером

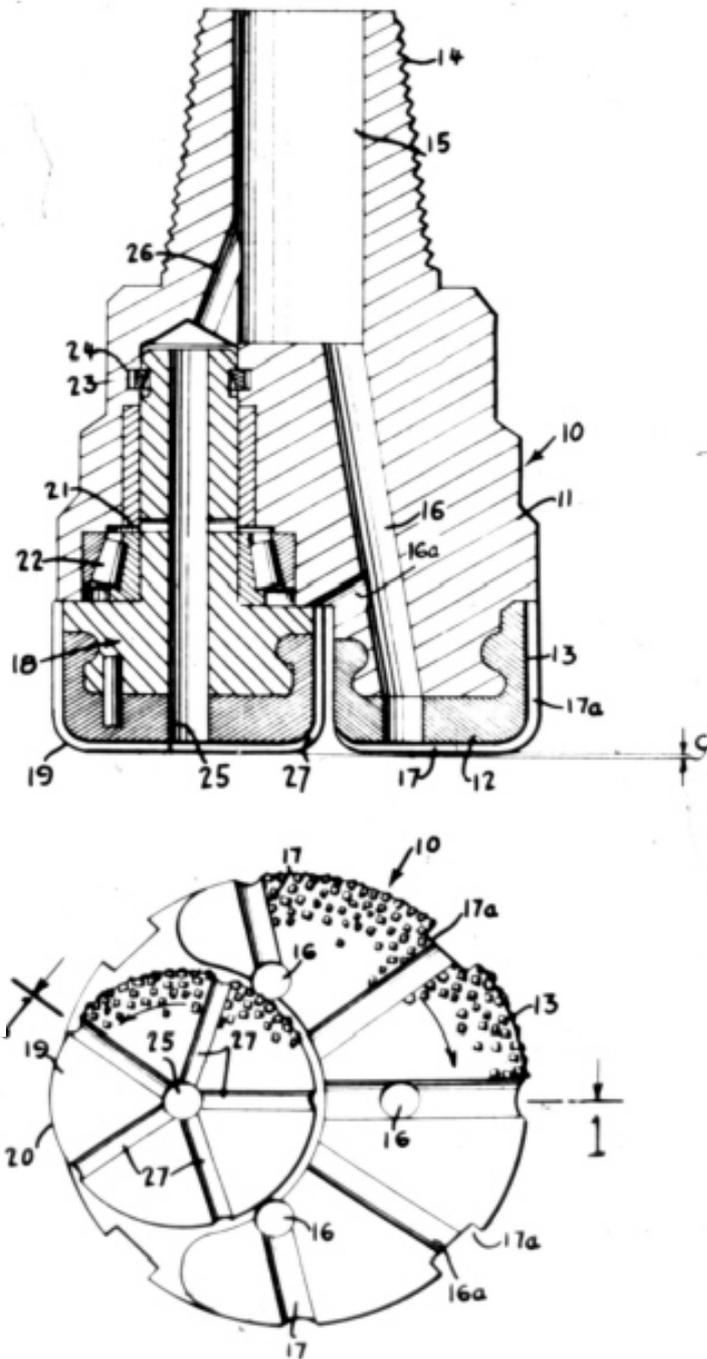
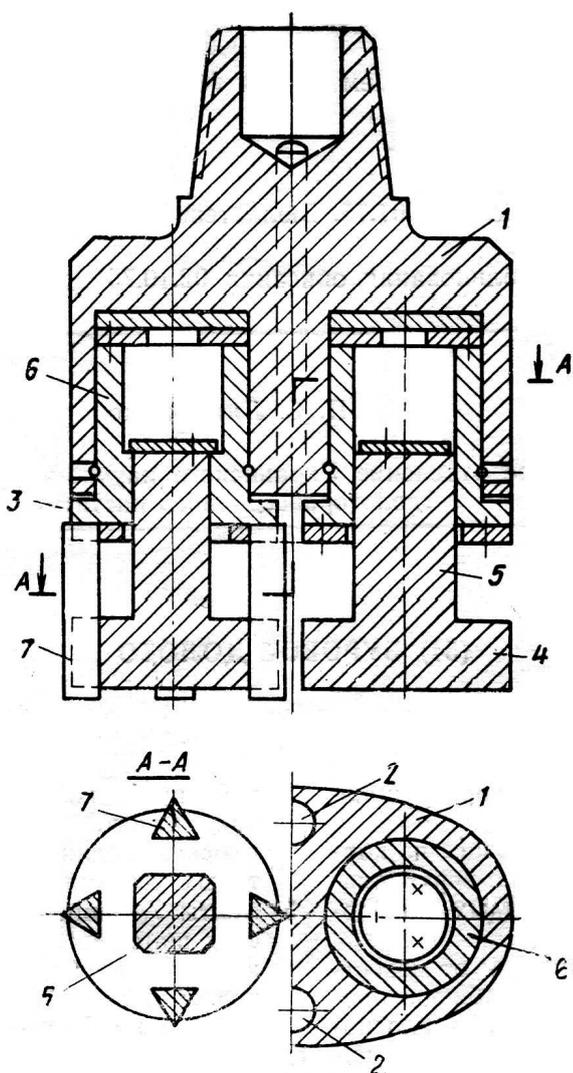


Рис. 1.7. Алмазное планетарное долото Х.Камерона и Б.Хаффнера

[99]. Его отличительной особенностью является наличие "дополнительного долота" (сателлита) 18, закрепленного в корпусе долота 10 с помощью подшипников 22 и фиксирующего приспособления 24, на собственной оси вращения (рис. 1.7).

В процессе работы под действием сил реакции забоя и стенок скважины сателлит вращается в сторону, противоположную вращению долота.

Такая конструкция позволяет добиться ряда существенных преимуществ, которыми не обладают обычные алмазные долота. В центральной части отсутствует зона нулевых скоростей; разрушение породы производится алмазными зернами, движущимися в разном направлении, что снижает энергоемкость разрушения; наличие элемента, совершающего плоскопараллельное движение, препятствует образованию кольцевой выработки в торцевой части; алмазы, которыми армирована боковая поверхность сателлита, в процессе работы соприкасаются со стенками скважины не всей площадью, как у обычных долот, а только по вертикальной линии, что улучшает условия охлаждения и очистки этих алмазов. Кроме того, это позволяет несколько повысить количество алмазов, принимающих участие в поддержании диаметра бурения, препятствуя тем самым аномальному износу по диаметру.



Вместе с тем такая конструкция не была введена в производство. Это, по-видимому, связано со следующими недостатками, присущими данному долоту. Из-за того, что алмазы, расположенные на корпусе, совершают вращательное движение, а на сателлите плоскопараллельное, их скорости значительно отличаются в зависимости от расстояния от оси вращения. Как следствие нагрузки, которым они подвергаются, также существенно разнятся, что приводит к неравномерному износу породоразрушающих элементов.

Интересные разработки планетарных режущих долот были сделаны в 70-х годах в Полтавском отделении Украинского научно-исследовательского геологоразведочного института.

Так на рис. 1.8 показано долото, предложенное П.С. Литвиненко [100].

Рис. 1.8. Режущее планетарное долото конструкции П.С.Литвиненко

Оно включает корпус 1 с промывочными каналами 2 и двумя вертикальными полостями цилиндрической формы, сателлиты 3 с предохранительными устройствами, выполненные в виде плоского цилиндра 4 с квадратным хвостовиком 5, и корпусами 6, представляющими собой цилиндр со сквозной осевой проточкой круглого сечения вверху и квадратного внизу. На наружной поверхности плоских цилиндров 4 выполнены пазы, в которых установлены тонкие и длинные породоразрушающие элементы 7. По мере износа последних предохранительные элементы движутся вверх, обнажая новые участки породоразрушающих элементов.

щих элементов.

В 1977 г. планетарная конструкция режущего долота была предложена В.П.Дверием [62]. Она представляла собой режущие долота с цилиндрическими шарошками, оси которых параллельны оси долота и имеют множество боковых выступов (рис. 1.9).

Корпус долота 1 выполнен с вертикальными цапфами 2, на которых с помощью подшипников качения 3 установлены цилиндрические шарошки 4 с боковыми выступами, армированными резцами 5. В корпусе 1 имеются промывочные каналы 6. На торцевой поверхности шарошек 4 имеются концентрические кольцевые 7 и радиальные 8 впадины, а на их боковых поверхностях – вертикальные пазы 9. Выступы 10, образованные между впадинами 7 и 8, армированы износостойкими резцами. Благодаря этому значительно возрастает эффект резания торцевыми поверхностями шарошек. При вращении долота шарошки вращаются вокруг своих осей за счет сил реакции калибровки стенок скважины. Кроме того, они вращаются вокруг оси долота. Благодаря двойному вращению в центре долота отсутствуют нулевые скорости, и происходит постоянная

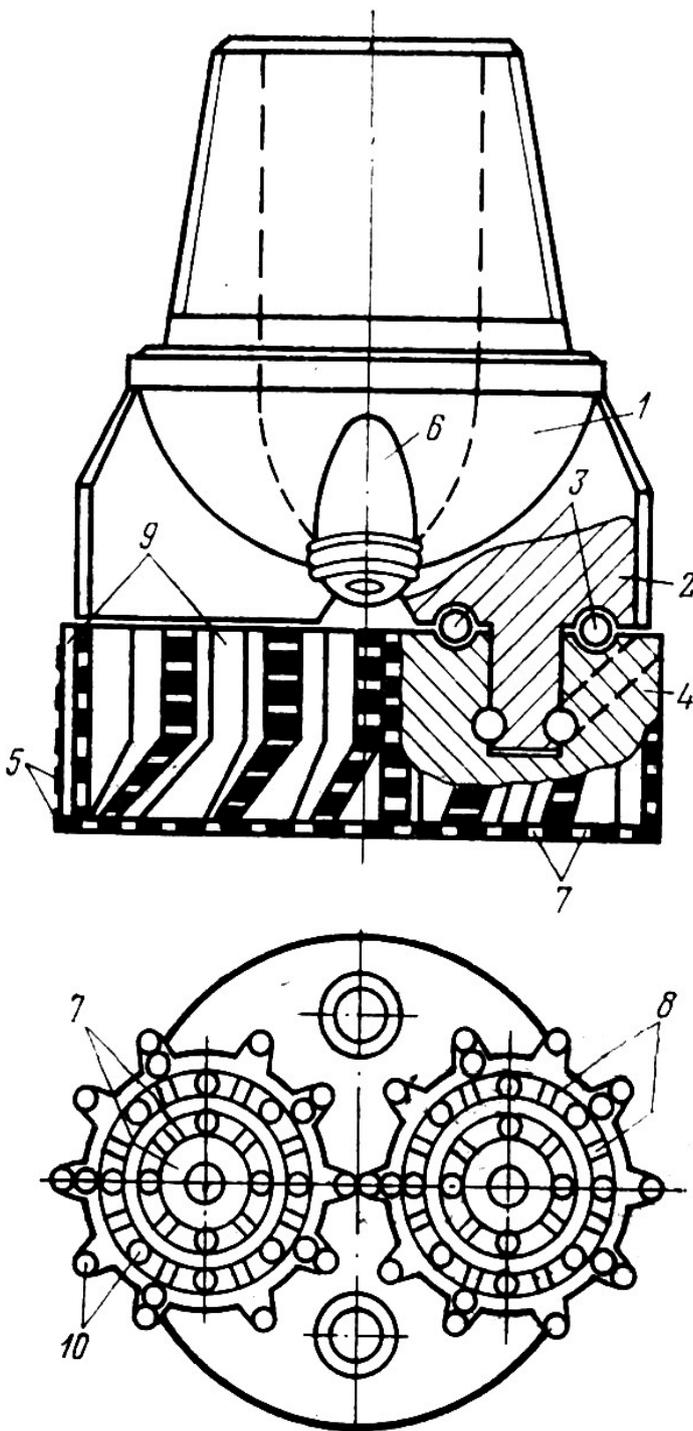


Рис. 1.9. Режущее планетарное долото конструкции В.П.Дверия.

смена поверхностей, находящихся в контакте со стенкой скважины, что значительно снижает износ долота по диаметру. Приведенная конструкция долота имеет моментоемкость на 15 % меньшую, чем одноразмерные лопастные долота.

Однако эти разработки не лишены недостатков, которые воспрепятствовали внедрению этих долот в серийное производство. Обе эти конструкции слабо армированы по торцу. Во-первых, это касается количества сателлитов, которое необходимо увеличивать, а во-вторых, и сами сателлиты несут на себе мало вооружения. Это не позволяет добиваться основного преимущества алмазных долот – высокой стойкости, и, следовательно, ограничивает область их применения, особенно для бурения глубоких скважин. Конструкция П.С.Литвиненко и по диаметру армирована недостаточно. Резцы, которые используются в ней, из-за своей формы в процессе бурения очень быстро теряют остроконечную направленность к стенкам скважины, что ухудшает условия разрушения породы. Цилиндрическая форма сателлитов в долоте В.П.Дверия создает значительное различие в условиях работы резцов, расположенных на разных расстояниях от их оси и ухудшает условия их охлаждения и очистки.

В заключение хотелось бы отметить интересную идею А.А.Кожевникова, предложившего для повышения эффективности бурения гидроударниками пакетировать несколько из них в один инструмент, что позволяет повысить ударную мощность, реализуемую на забое скважины. В качестве возможного породоразрушающего инструмента предложено применять алмазные долота. Проведенные экспериментальные исследования показали перспективность такой планетарной конструкции [101].

Как показывает анализ приведенных литературных и патентных источников планетарные конструкции хорошо зарекомендовали себя при проходке горных выработок и доказали свою высокую эффективность в разрушении горных пород. Однако простое их копирование, без учета особенностей процессов при бурении скважин, не позволяет достигать существенных положительных результатов. Кроме того, в силу различных причин совершенно обойденным вниманием оказался тот факт, что при работе планетарного породоразрушающего инструмента безударного действия, в отличие, например, от проходческих комбайнов, сателлиты при работе движутся с проскальзыванием относительно забоя и станок скважины. Это явление оказывает значительное влияние на кинематические, и как следствие, на другие показатели, характеризующие работу инструмента.

Поэтому необходимо тщательное изучение работы планетарных породоразрушающих механизмов с целью конструирования таких породоразрушающих инструментов, которые позволили бы достаточно полно реализовать преимущества разрушения горного массива планетарно движущимися элементами вооружения.

В качестве такой конструкции в Национальном горном университете предложены планетарные буровые долота безударного действия [102-106].

Благодаря плоскопараллельному движению единичного породоразрушающего элемента в долотах отсутствуют зоны с нулевыми скоростями; происходит значительное выравнивание скоростей движения элементов, находящихся на различных расстояниях от оси вращения сателлита, и как следствие, выравнивание нагрузок на эти элементы и износа; становится принципиально невозможен кольцеобразный аномальный износ, присущий вращательному рабочему органу; породоразрушающий элемент все время разрушает породу, обработанную другими элементами, он не снимает непрерывную стружку, а скалывает частицы с пирамидальных выступов.

В то же время, в отличие от рассмотренных конструкций, долота обладают большой энерговооруженностью. Такая насыщенность по торцу позволяет повысить стойкость инструмента, а по боковым поверхностям сателлитов – избавиться от преждевременного снятия долота с работы из-за износа по диаметру. Породоразрушающие элементы находятся в прерывистом контакте со стенками скважины, что способствует лучшему их охлаждению и очистке.

Долота выполнены ступенчатыми. Это позволяет добиваться требуемого размера целика, а также увеличить площадь подрезных породоразрушающих элементов, увеличивая тем самым износостойкость долота по диаметру.

На наш взгляд именно подобная конструкция способна достигать, наибольшей эффективности при использовании планетарных долот безударного действия.

### Выводы

1. Анализ опубликованных литературных источников, авторских свидетельств и патентов, посвященных планетарному породоразрушающему инструменту, свидетельствует о большой перспективности проектирования породоразрушающего инструмента безударного действия в планетарном исполнении.
2. При реализации работы будет решен ряд принципиальных вопросов, что в конечном итоге приведет к созданию породоразрушающего инструмента нового поколения – более износостойкого и обладающего более эффективными эксплуатационными показателями.

## 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ И ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КИНЕМАТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТ БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

### 2.1. Кинематические характеристики планетарных долот безударного действия при движении сателлитов без проскальзывания

Изучение кинематических характеристик породоразрушающего инструмента является важным и достаточно хорошо изученным вопросом для работы алмазных, лопастных, фрезерных, дисковых и шарошечных долот [62, 107-110].

Под кинематическими характеристиками понимаются законы движения породоразрушающих элементов инструмента. В частности траектория и скорость движения единичных породоразрушающих элементов, частота вращения и окружная скорость промежуточных элементов (шарошек, дисков и т.п.).

В планетарных долотах рабочий орган состоит из породоразрушающих сателлитов, на которых расположены единичные элементы вооружения. В процессе бурения сателлиты вращаются как вокруг оси долота, так и вокруг собственной оси за счет сил реакции стенок скважины. При этом единичный породоразрушающий элемент совершает движение не по круговой траектории, как у серийно выпускаемых долот безударного действия, а по более сложной кривой.

Такое движение давно известно в высшей математике. Его в частности изучали выдающийся мусульманский астроном и математик XIII века Мухаммед Насирэддин ат-Туси, Николай Коперник, немецкий художник Альбрехт Дюрер, а также Исаак Ньютон, Готфрид Вильгельм Лейбниц, Леонард Эйлер, Даниил Бернулли. Кривая, описываемая точкой жестко связанной с окружностью, катящейся внутри другой неподвижной окружности, в математике получила название гипоциклоида. Элементы, находящиеся на периферии катящейся окружности описывают нормальные гипоциклоиды, а элементы, находящиеся на торце на различном расстоянии от оси сателлита – укороченные.

Схематично долото планетарного типа приведено на рис. 2.1. В данном случае приведено трехступенчатое долото, однако, естественно, возможны и более простые (одно- и двухступенчатые) и более сложные конструкции (четырёх- и более ступенчатые).

Для составления уравнений движения единичного породоразрушающего элемента воспользуемся известными положениями теоретической механики, изложенными в специальной литературе.

При этом элементы, находящиеся на периферии сателлита (на расстоянии  $r$  от оси сателлита) описывают нормальные гипоциклоиды (ABCD – траектория движения точки M), а элементы, находящиеся на торце (на расстоянии  $r_i$  от оси сателлита) – укороченные гипоциклоиды (EFGH – траектория движения точки N).

На рис. 2.2 приведена схема для составления уравнения движения.

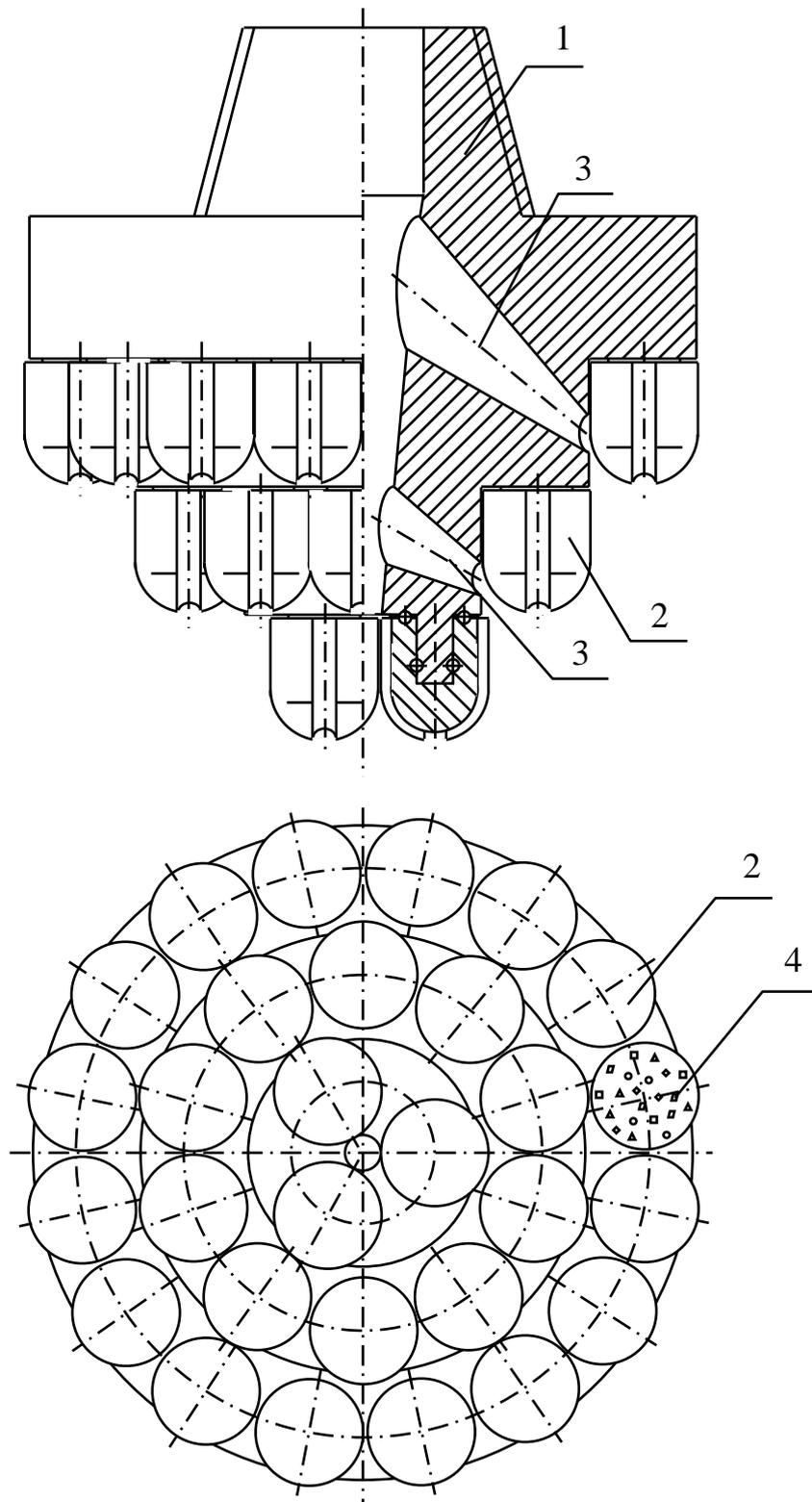


Рис. 2.1. Схема долота планетарного типа:  
1 – корпус долота; 2 – спутник; 3 – промывочные каналы; 4 – породоразрушающие элементы

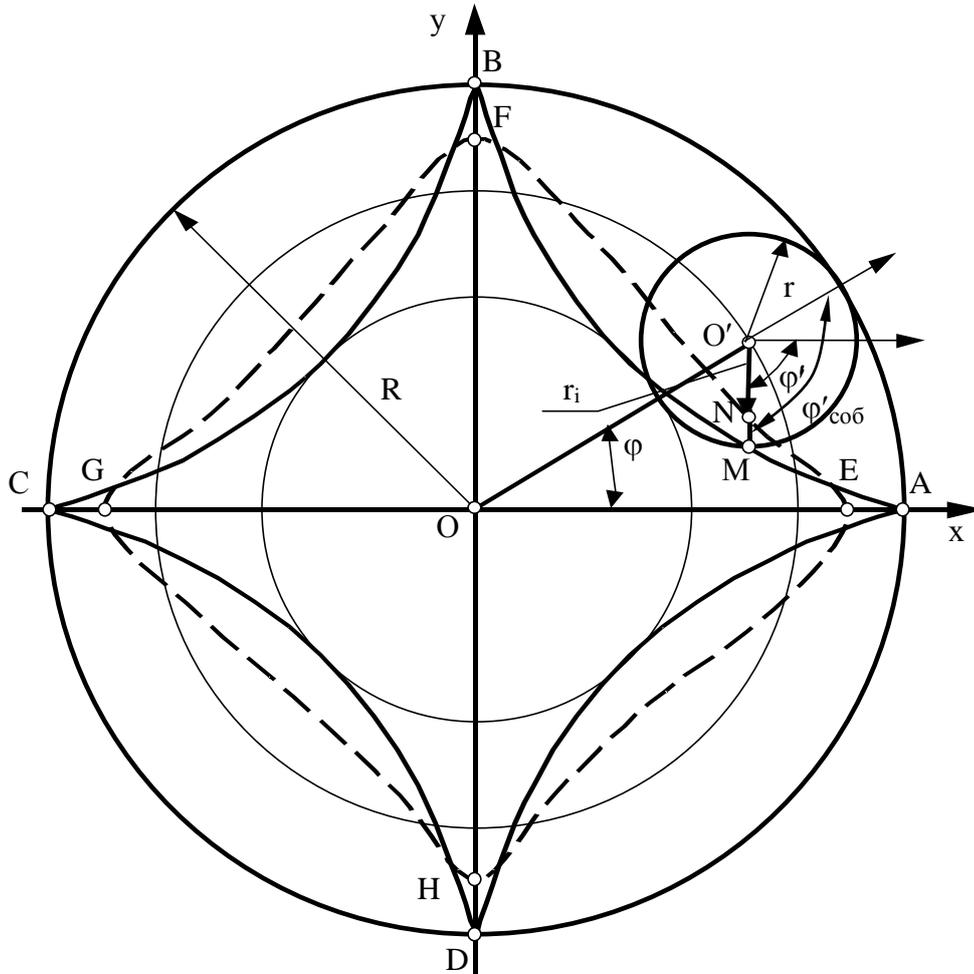


Рис. 2.2. Схема движения единичного породоразрушающего элемента в планетарных долотах:

ABCD – траектория движения точки M лежащей на расстоянии r от оси сателлита;  
 EFGH – траектория движения точки N лежащей на расстоянии r<sub>i</sub> от оси сателлита;  
 O и O' – центры соответственно долота и сателлита;  
 φ, φ' и φ'<sub>соб</sub> – углы поворота соответственно долота, сателлита вокруг оси долота и сателлита вокруг собственной оси;  
 R и r – радиусы соответственно долота и сателлита

Параметрические уравнения движения точки находящейся на расстоянии r<sub>i</sub> от оси вращения сателлита запишутся в виде

$$\begin{cases} x = (R - r)\cos \varphi + r_i \cos \varphi' \\ y = (R - r)\sin \varphi + r_i \sin \varphi' \end{cases} \quad (2.1)$$

Частота вращения n', с которой вращается сателлит вокруг собственной оси при движении без проскальзывания относительно забоя и стенок скважины, равна

$$n' = n \frac{R}{r}, \quad (2.2)$$

где n – частота вращения долота.

Тогда угол  $\varphi'$ , на который повернется спутник относительно оси долота за поворот долота на угол  $\varphi$ , определим как разность между углом поворота долота  $\varphi$  и углом поворота спутника относительно собственной оси  $\varphi'_{\text{соб}}$

$$\varphi' = \varphi - \varphi'_{\text{соб}} = \varphi - \varphi \frac{R}{r} = \varphi \frac{r - R}{r}. \quad (2.3)$$

Подставляя значения  $\varphi'$  в (2.1) получим

$$\begin{cases} x = (R - r)\cos \varphi + r_i \cos \varphi \frac{r - R}{r} \\ y = (R - r)\sin \varphi + r_i \sin \varphi \frac{r - R}{r} \end{cases}. \quad (2.4)$$

Путь, который проходит единичный элемент вооружения, определяется как длина дуги траектории движения и равен

$$L = \int_0^{\varphi_1} \sqrt{dx^2 + dy^2}. \quad (2.5)$$

Дифференцируя (2.4) получим

$$\begin{aligned} dx &= \left[ -(R - r)\sin \varphi - \frac{r_i}{r}(r - R)\sin \varphi \frac{r - R}{r} \right] d\varphi = (R - r) \left( \frac{r_i}{r} \sin \varphi \frac{r - R}{r} - \sin \varphi \right) d\varphi, \\ dy &= \left[ (R - r)\cos \varphi + \frac{r_i}{r}(r - R)\cos \varphi \frac{r - R}{r} \right] d\varphi = (R - r) \left( \cos \varphi - \frac{r_i}{r} \cos \varphi \frac{r - R}{r} \right) d\varphi. \end{aligned} \quad (2.6)$$

Подставляя значения  $dx$  и  $dy$  в (2.5), после преобразований, вынеся за скобки однородные члены и используя формулу косинуса разности углов, получим

$$L = (R - r) \int_0^{\varphi_1} \sqrt{1 + \frac{r_i^2}{r^2} + 2 \frac{r_i}{r} \cos \varphi \frac{R}{r}} d\varphi. \quad (2.7)$$

Выразим радиус спутника через радиус долота

$$a = \frac{r}{R} \text{ или } r = aR. \quad (2.8)$$

Подставляя значение  $r$  в (2.7) получим

$$L = (R - aR) \int_0^{\varphi_1} \sqrt{1 + \frac{r_i^2}{(aR)^2} + 2 \frac{r_i}{aR} \cos \varphi \frac{1}{a}} d\varphi. \quad (2.9)$$

Тогда скорость движения породоразрушающего элемента находящегося на расстоянии  $r_i$  от оси вращения спутника в любой момент времени определим как

$$V = \frac{dL}{dt} = (R - aR) \sqrt{1 + \frac{r_i^2}{(aR)^2} + \frac{2r_i}{aR} \cos \varphi} \frac{d\varphi}{dt}. \quad (2.10)$$

На рис. 2.3 приведен график изменения моментальной скорости движения породоразрушающих элементов в планетарном долоте ( $a=0,5$ ), которые находятся на различном расстоянии от оси спутника, построенный по выражению (2.10).

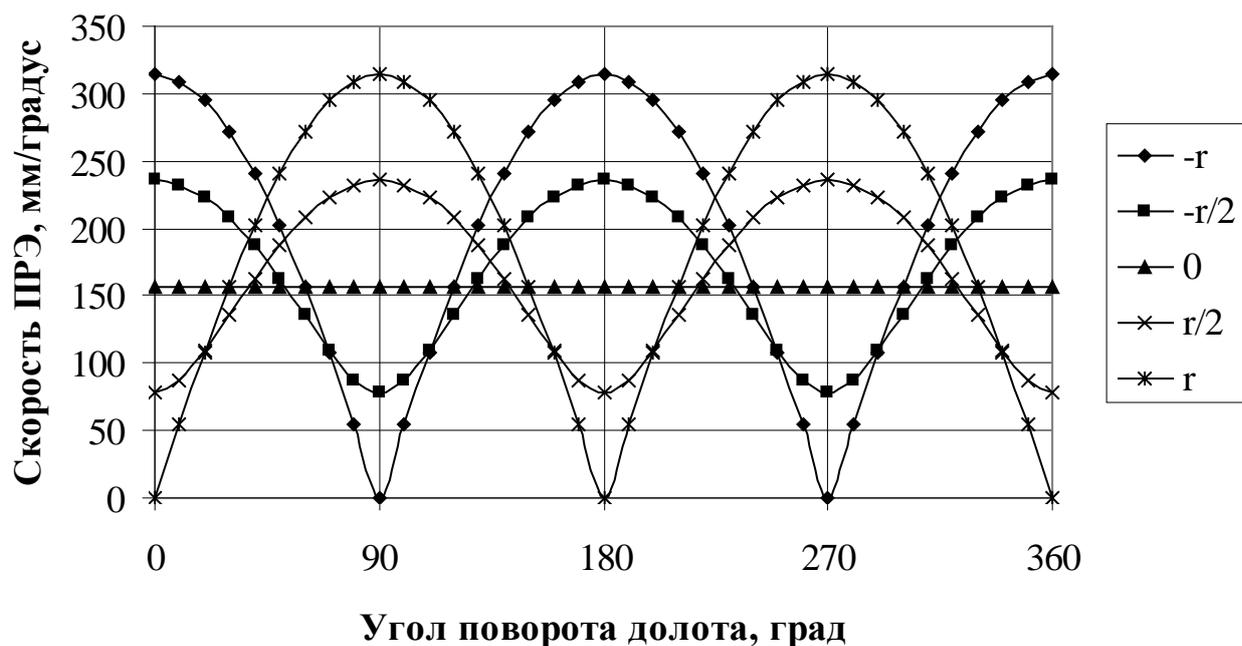


Рис. 2.3. График изменения скорости единичного породоразрушающего элемента в зависимости от угла поворота долота

Как видно из графика скорость единичного породоразрушающего элемента в зависимости от угла поворота долота изменяется по косинусоидальному закону, принимая минимальное значение равное нулю в момент соприкосновения со стенкой скважины

На рис. 2.4 в качестве иллюстрирующего примера приведены траектории движения единичного породоразрушающего элемента, находящегося в точке А, в долотах с различными конструктивными параметрами, то есть с различным отношением радиуса сателлита к радиусу долота – а.

Так, например, при  $a=0,25$  породоразрушающий элемент движется по астроидам, а при  $a=0,5$  по диаметру долота.

Интеграл (2.9) в общем случае не выражается через элементарные функции аргумента  $\varphi$ . Однако, он имеет частный случай, при котором решение можно найти в общем виде. Это решение представляет большой интерес для изучения работы планетарных долот безударного действия.

При рассмотрении движения породоразрушающего элемента лежащего на периферии сателлита ( $r_i=r=aR$ ) выражение для определения пути, пройденного породоразрушающим элементом в зависимости от угла поворота долота при чистом перекачивании сателлитов по стенкам скважины примет вид

$$L = R(1-a) \int_0^{\varphi_1} \sqrt{2 \left( 1 - \cos \frac{\varphi}{a} \right)} d\varphi. \quad (2.11)$$

Интегрируя выражение (2.11), получим

$$L = 8aR(1-a) \sin^2 \frac{\varphi_1}{4a}. \quad (2.12)$$

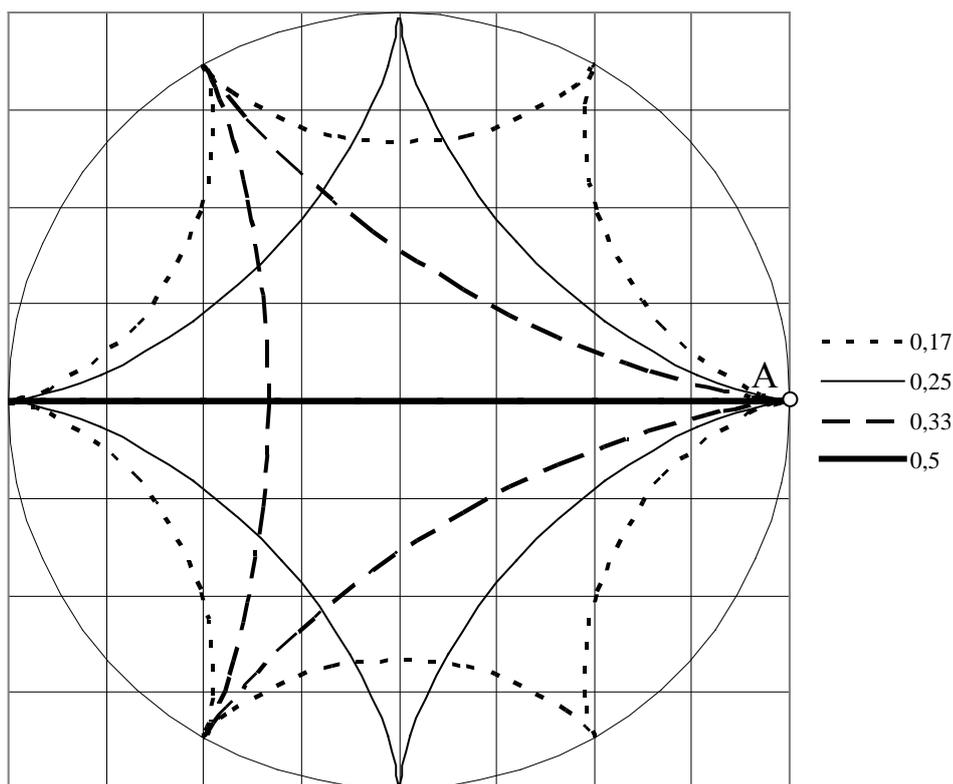


Рис. 2.4. Траектории движения породоразрушающего элемента при различных значениях  $a$  – отношения радиуса сателлита к радиусу долота

Полученное выражение позволяет определять максимально возможный путь для подрезных породоразрушающих элементов при теоретической (без проскальзывания сателлитов относительно забоя и стенок скважины) частоте вращения долота.

В частности, дуга между двумя соседними начальными точками равна

$$L = 8aR(1 - a) \sin^2\left(\frac{1}{4a} \cdot 2\pi a\right) = 8aR(1 - a), \quad (2.13)$$

где  $2\pi a = \frac{2\pi r}{R}$  – центральный угол между начальными точками.

Так как в общем случае за один оборот движущаяся единичный породоразрушающий элемент совершает не целое число ветвей гипоциклоиды, то за разные обороты долота он будет проходить различный путь трения. Поэтому в расчетах удобнее пользоваться средним суммарным путем, который можно определить как

$$\Sigma L_{cp} = L \cdot \frac{R}{r} = 8aR(1 - a) \cdot \frac{1}{a} = 8R(1 - a), \quad (2.14)$$

здесь  $\frac{R}{r}$  – количество ветвей гипоциклоиды образующейся при движении исследуемого элемента за один оборот долота.

Путь, проходимый породоразрушающим элементом, расположенным на оси сателлита ( $r_i=0$ )

$$\Sigma L_{cp0} = 2\pi(R - r). \quad (2.15)$$

Определим максимально возможную неравномерность распределения скоростей между единичными элементами движущимися с самой медленной скоростью (на оси долота) и с самой быстрой (на периферии) как отношение путей проходимых этими элементами за один оборот долота. Коэффициент увеличения скорости

$$K_V = \frac{\sum L_{cp}}{\sum L_{cp0}} = \frac{8R(1-a)}{2\pi(R-r)} = \frac{8}{2\pi} \approx 1,273. \quad (2.16)$$

Как видно из (2.16) вне зависимости от конструктивных параметров долота максимальная скорость движения породоразрушающих элементов больше минимальной всего лишь в 1,273 раза, что говорит о гораздо большей равномерности распределения скоростей в планетарном долоте по сравнению с обычным [111].

## 2.2 Кинематические характеристики планетарных долот при наличии проскальзывания

Однако в реальных скважинных условиях сателлит совершает движение с проскальзыванием, т.е. за один оборот долота он совершает меньшее количество оборотов, чем это было определено по выражению (2.3). Работы, посвященные анализу этого явления при работе шарошечных долот, имеют единичный характер [112].

Схема движения единичного породоразрушающего элемента при движении с проскальзыванием приведена на рис. 2.5.

Частота вращения  $n'$ , с которой сателлит вращается вокруг собственной оси, с учетом проскальзывания равна

$$n'_{пр} = k_{пр} n \frac{R}{r}, \quad (2.17)$$

где  $k_{пр} = \frac{n'_{ф}}{n'_{т}}$  – коэффициент проскальзывания, характеризующий фактическую частоту вращения сателлита по сравнению с теоретической при движении без проскальзывания.

Тогда угол  $\varphi'$ , на который повернется линия, соединяющая исследуемую точку с центром сателлита за поворот долота на угол  $\varphi$ , определим как

$$\varphi' = \varphi - k_{пр} \varphi \frac{R}{r} = \varphi \frac{r - k_{пр} R}{r}. \quad (2.18)$$

Аналогично п. 2.1 найдем зависимость пути, проходимого породоразрушающим элементом в зависимости от его расстояния от оси вращения, коэффициента проскальзывания и угла поворота долота

$$L = \int_0^{\varphi_1} \sqrt{(R - aR)^2 + \frac{r_1^2}{a^2} (k_{пр} - a)^2 + 2 \frac{r_1 R}{a} (1 - a) (a - k_{пр}) \cos \varphi \frac{k_{пр}}{a}} d\varphi. \quad (2.19)$$

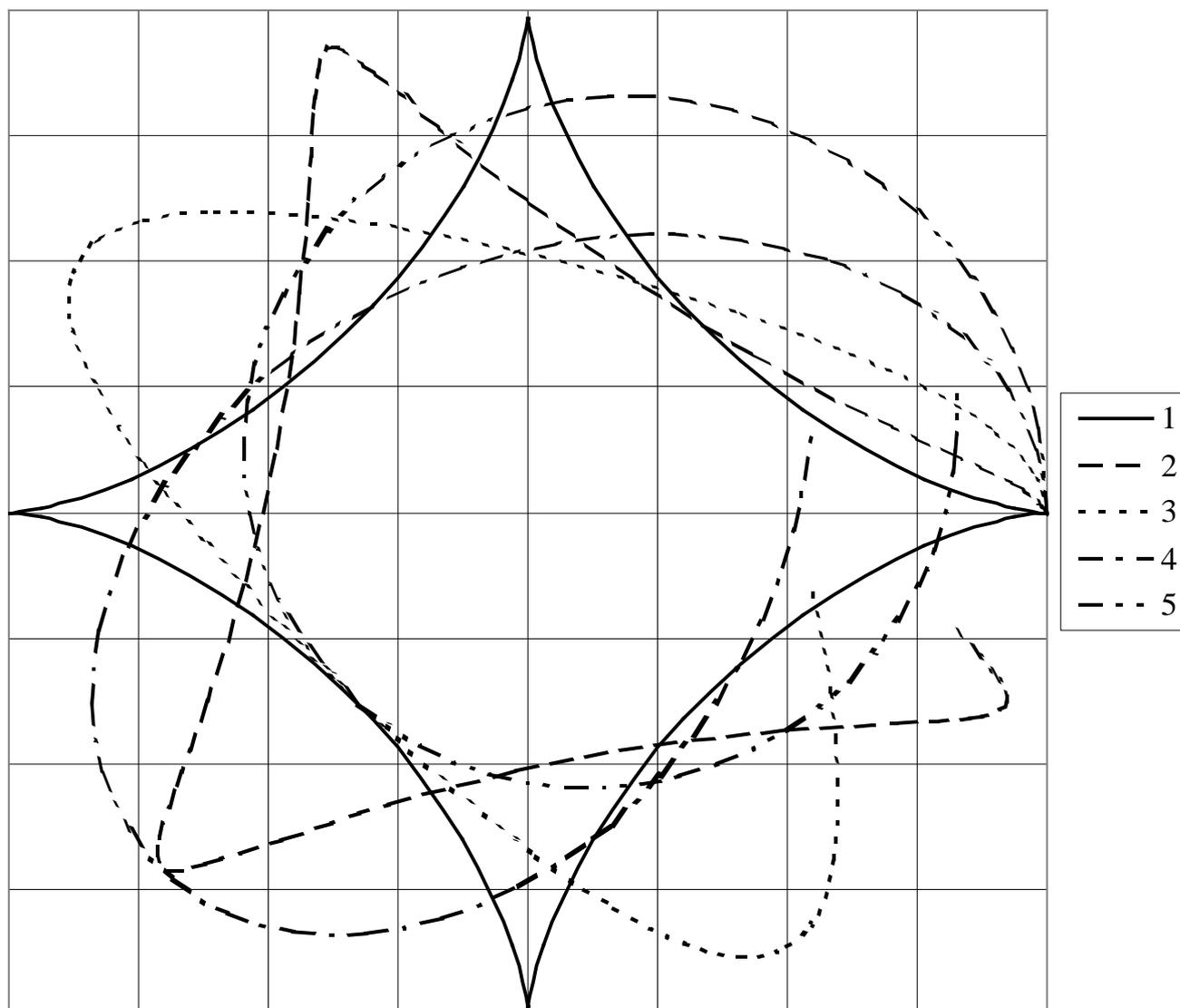


Рис. 2.5. Траектории движения породоразрушающих элементов при проскальзывании спутника относительно забоя и стенок скважины:

1 – при  $k_{пр}=1$ ; 2 – при  $k_{пр}=0,8$ ; 3 – при  $k_{пр}=0,6$ ; 4 – при  $k_{пр}=0,4$ ; 5 – при  $k_{пр}=0,2$ .

Этот интеграл в общем случае не выражается через элементарные функции аргумента  $\varphi$ . Однако, он имеет два частных случая, при которых решение можно найти в общем виде:

1) рассматривая движение породоразрушающего элемента, находящегося на периферии, при коэффициенте проскальзывания равном единице ( $k_{пр}=1$  и  $r_i=r=aR$ ) он сводится к интегралу (2.11);

2) при коэффициенте проскальзывания равном отношению диаметра спутника к диаметру ступени на которой он расположен ( $k_{пр}=a$ ) интеграл после преобразований примет вид

$$L = \int_0^{\varphi_1} (R - aR) d\varphi. \quad (2.20)$$

Интегрируя, получим

$$L = R(1 - a)\varphi_1. \quad (2.21)$$

Анализируя выражение (2.21) можно сделать важный для изучения планетарного принципа конструирования исполнительного органа вывод.

При коэффициенте проскальзывания равном отношению радиусов (диаметров) сателлитов и ступени, которую они образуют, все точки сателлита проходят одинаковый путь трения, вне зависимости от удаления этих точек от оси сателлита [113].

Этот вывод особенно ценен для одноступенчатых долот и планетарных буровых головок.

На рис. 2.6 схематично показаны траектории движения породоразрушающих элементов расположенных на торце сателлитов в режиме когда  $k_{пр} = a$ .

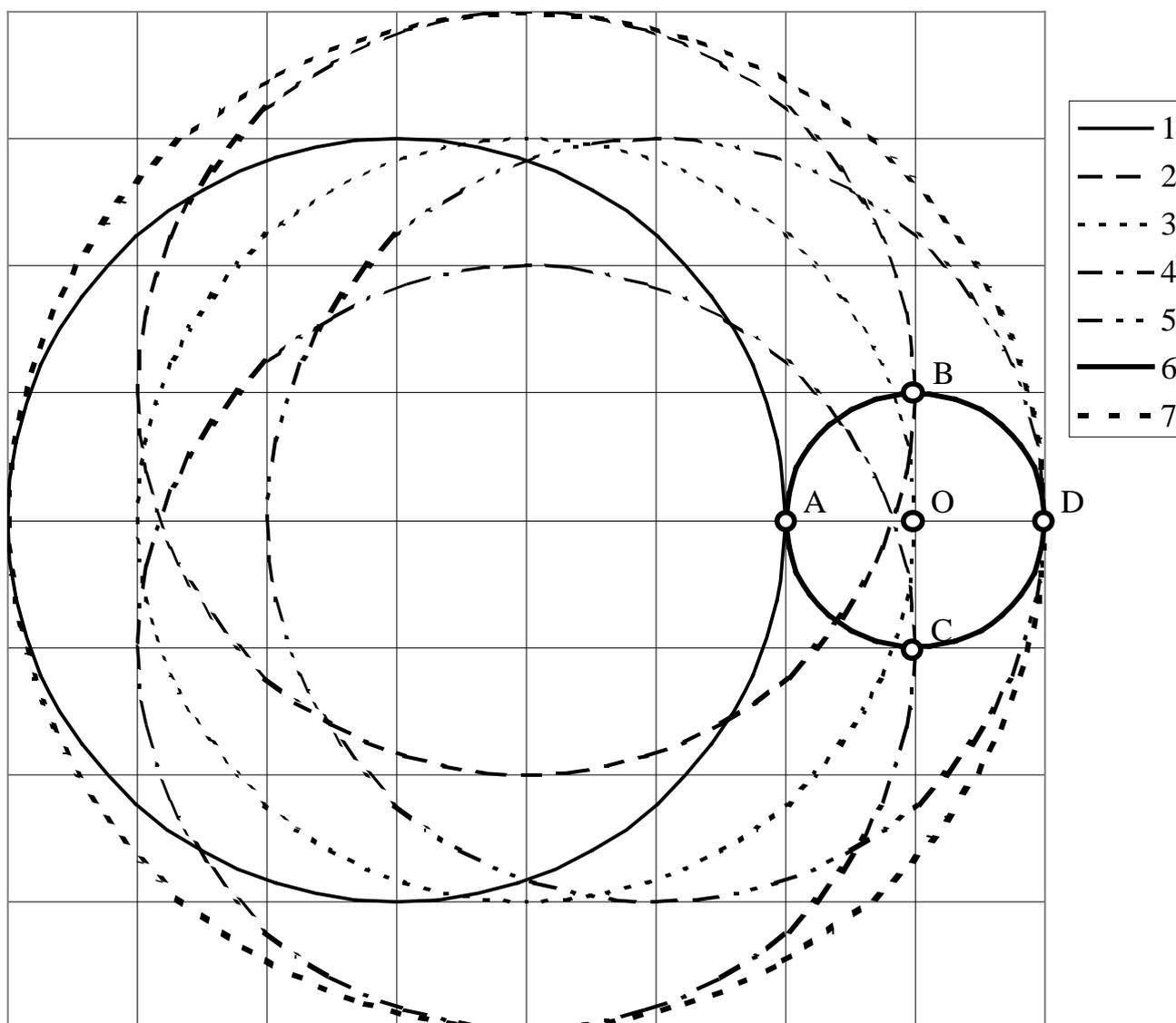


Рис. 2.6. Траектории движения породоразрушающих элементов при работе инструмента в режиме  $k_{пр} = a$ .

1, 2, 3, 4, 5 – траектории движения породоразрушающих элементов сателлита находящихся соответственно в точках А, В, О, С, D;

6 – сателлит; 7 – контур забоя.

Как видно из рис. 2.6 в этом случае породоразрушающие элементы подобно элементам в серийно выпускаемых долотах безударного действия также в процессе работы движутся по окружностям. Однако в отличие от таких долот они описывают окружности не вокруг общего центра, а вокруг индивидуально для каждого элемента. Благодаря этому траектории движения взаимно пересекаются, образуя сетку разрушения. Это улучшает условия работы породоразрушающих элементов, снижает энергоемкость разрушения горной породы, исключает аномальный износ долота.

Необходимо также заметить, что коэффициент проскальзывания это усредненный показатель. В приведенных выше формулах мы его рассматривали как постоянную во времени величину, однако в реальных условиях эта величина дискретная. Поэтому истинные траектории движения могут отличаться от приведенных на рис. 2.4 и 2.5. Тем не менее, такое несоответствие усредненной и истинных траекторий движения из-за большого количества совершаемых в процессе бурения оборотов, не оказывает влияния на выводы, которые делаются при рассмотрении коэффициента проскальзывания как постоянной величины.

Однако, применяя численные методы интегрирования можно найти значение пути проходимого единичным элементом при любых значениях входящих в выражение (2.19) параметров. Ввиду длительности процесса бурения и большого количества оборотов, совершаемых единичным породоразрушающим элементом, выбор метода численного интегрирования не имеет определяющего значения. Нами был использован метод Симпсона.

Для дальнейших исследований целесообразно оперировать путем проходимым единичным элементом за один оборот долота. Необходимо иметь в виду, что для этого надо вначале найти длину дуги гипоциклоиды образующейся при траектории движения с заданными параметрами. Поэтому определенный интеграл должен быть взят с пределами интегрирования от 0 до  $\frac{2\pi a}{k_{пр}}$ . Затем для нахождения среднего пути трения за один оборот полученное значение необходимо скорректировать, умножив его на отношение  $\frac{k_{пр}}{a}$ .

Для нахождения интеграла (2.19) метод Симпсона был реализован с помощью программы Microsoft Excel.

Дальнейшие исследования показали, что для определения зависимости среднего пути трения точки находящейся на расстоянии  $r_i$  от оси сателлита за один оборот долота ( $a$  он прямо пропорционален скорости движения) можно с высокой степенью точности (коэффициент детерминации уравнения не менее 0,999) аппроксимировать параболой вида

$$\sum L_{cp} = Ar_i^2 + C, \quad (2.22)$$

где  $A$  – коэффициент, зависящий от значений параметров входящих в выражение (2.19);  $C$  – постоянный коэффициент.

В свою очередь

$$C = 2\pi(R - r). \quad (2.23)$$

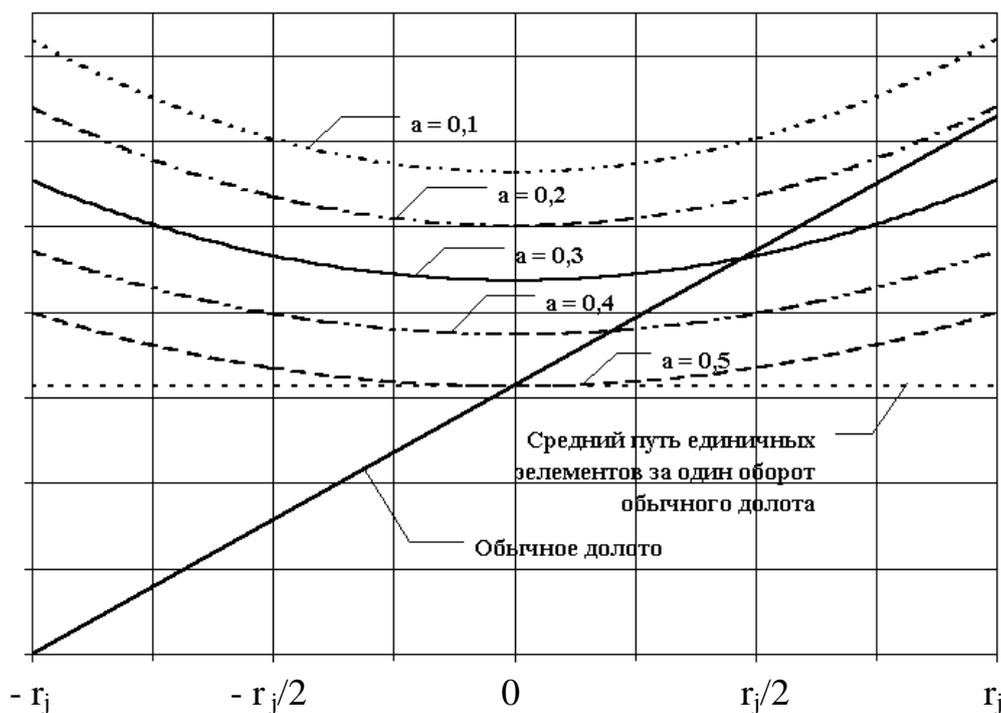


Рис. 2.7. Средний путь трения за один оборот (скорость движения) единичного породоразрушающего элемента в планетарных и обычных долотах

Причем величина  $a$  – отношение радиуса сателлита к радиусу долота влияет только на абсолютные значения  $\sum L_{cp}$ , а не на характер этой параболы.

В свою очередь коэффициент проскальзывания  $k_{пр}$  оказывает существенное влияние как на абсолютные значения  $\sum L_{cp}$ , так и на характер этой зависимости.

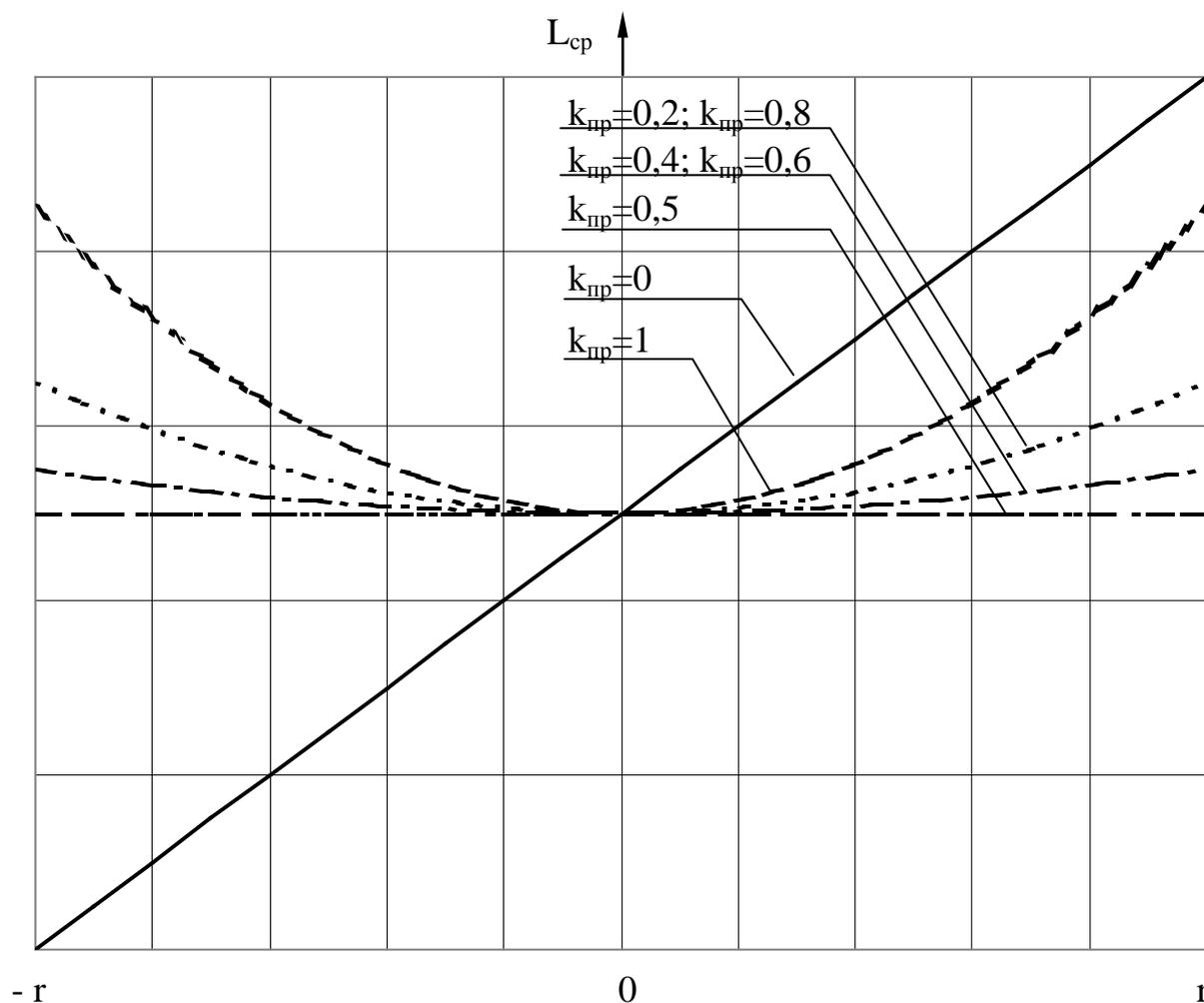
На рис. 2.7 схематично показаны графики распределения скоростей по диаметру сателлитов в зависимости от конструктивных особенностей рабочего органа, а именно от параметра  $a$  – отношения радиуса сателлита к радиусу долота.

Также на рисунке приведен аналогичный график для долота с движением породоразрушающих элементов по окружности. Чтобы сравнить его с графиками для планетарных долот он построен для того же типоразмера, что и самая "медленная" планетарная конструкция с  $a=0,5$ . Как видим средняя скорость движения двух точек находящихся на расстоянии  $r_j$  от оси сателлита больше средней скорости двух аналогичных точек в обычном долоте (средняя скорость этих точек равна скорости точки находящихся на расстоянии  $R/2$  от центра долота).

На рис. 2.8 приведены схематические графики распределения скоростей в планетарном долоте в зависимости от коэффициента проскальзывания и расстояния между исследуемой точкой и осью долота, построенные по уравнению (2.22), для сателлита в долоте с  $a=0,5$ .

С изменением коэффициента проскальзывания изменяется закон распределения скоростей. При изменении  $k_{пр}$  от 1 до  $a$  (см. решение 2 уравнения (2.19)) происходит выполаживание аппроксимирующей кривой, при дальнейшем уменьшении  $k_{пр}$  наблюдается рост неравномерности распределения скоро-

стей. При  $k_{пр}=0$  породоразрушающий элемент рабочего органа совершает толь-



ко вращательное движение, а не плоскопараллельное.

Рис. 2.8. Зависимость среднего пути трения от коэффициента проскальзывания и расстояния между исследуемой точкой и осью долота.

### 2.3. Стендовые исследования кинематических характеристик модели планетарного долота

Для изучения степени влияния параметров режима бурения и конструкции инструмента на коэффициент проскальзывания  $k_{пр}$  нами на специально разработанном стенде в соответствии с составленной программой и методикой были проведены экспериментальные исследования.

Целью стендовых исследований являлась проверка работоспособности планетарной конструкции долота, изучение кинематических законов ее работы, определение направления дальнейших исследований.

Задачами исследований являлись:

- 1) определение влияния угла наклона оси сателлита к оси долота на коэффициент проскальзывания;
- 2) определение влияния осевой нагрузки на коэффициент проскальзывания;

- 3) определение влияния расхода промывочной жидкости на коэффициент проскальзывания;
- 4) определение влияния частоты вращения на коэффициент проскальзывания.

### 2.3.1. Форма инструмента

Для проведения экспериментов использовались физические модели одноступенчатых двухсателлитных планетарных долот. Модели были изготовлены диаметром 76 мм, диаметр сателлитов 36 мм. Материал сателлитов – сталь 45. Схематично конструкция физической модели планетарного долота показана на рис. 2.9.

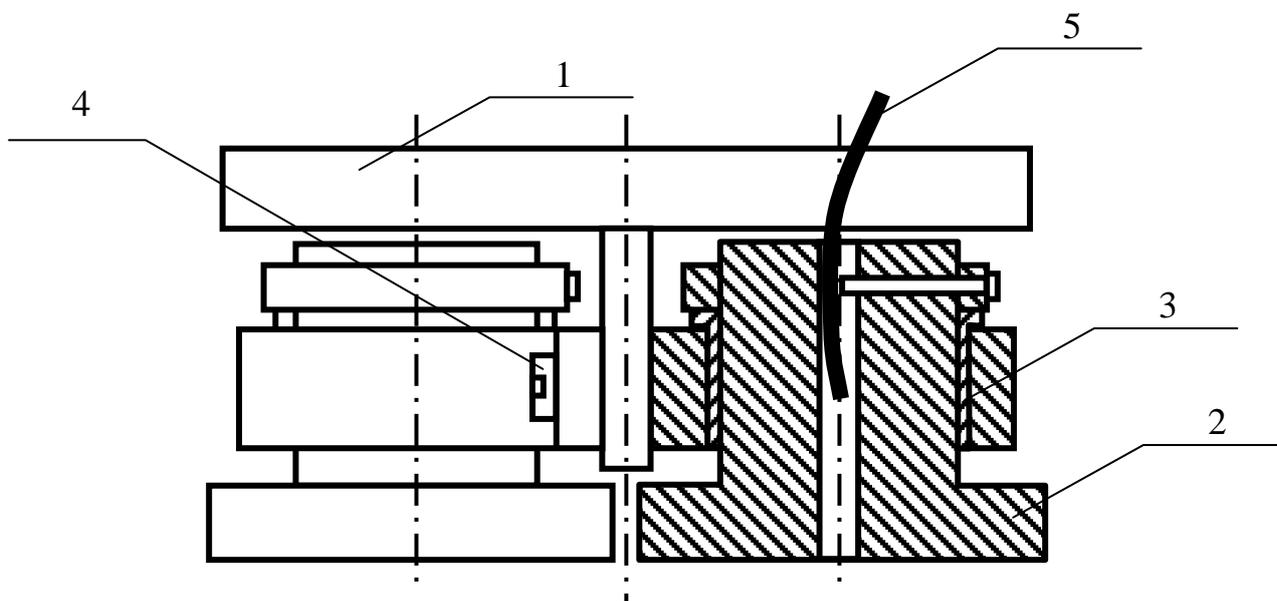


Рис. 2.9. Схема физической модели планетарного долота:

- 1 – корпус модели;
- 2 – породоразрушающий сателлит;
- 3 – подшипник скольжения;
- 4 – закрепляющие болты;
- 5 – тросик к тахометру для определения частоты вращения сателлита.

Испытания проводились для пяти типов планетарного породоразрушающего инструмента с углом наклона оси сателлита к оси инструмента 0, 30, 45, 60 и 90 градусов. На рис. 2.10 представлены некоторые физические модели планетарного инструмента, которые использовались для экспериментальных стендовых исследований.

### 2.3.2. Условия проведения экспериментов

Стендовые исследования физической модели планетарного долота проводились на специальном стенде, расположенном в лаборатории кафедры техники

разведки месторождений полезных ископаемых НГУ. Стенд включает буровое оборудование: буровой станок типа ЗИФ-650М с плавнорегулируемым приводом; буровой насос типа НБ5-320/100 с плавнорегулируемым приводом; двигатель постоянного тока типа 2ПБ 1601-УХДА, приводящий во вращение образец горной породы.

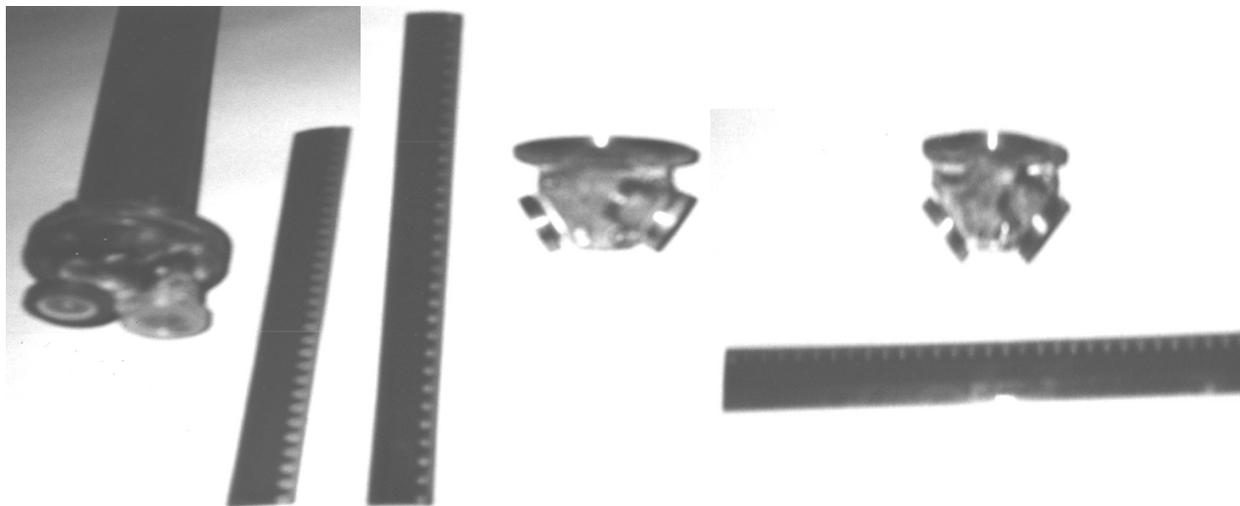


Рис. 2.10. Физические модели планетарного инструмента:

- а) с углом поворота осей  $0^\circ$ ;
- б) с углом поворота осей  $45^\circ$ ;
- в) с углом поворота осей  $60^\circ$ .

До начала исследований к модели подсоединялся тахометр для снятия показаний частоты вращения сателлитов.

Осевая нагрузка изменялась в пределах 1000-5000 Н.

Частота вращения  $75-375 \text{ мин}^{-1}$ .

Расход промывочной жидкости 20-100 л/мин.

Бурение осуществлялось по цементным блокам. Отношение количества песка к количеству цемента 1:1.

### 2.3.3. Влияние частоты вращения и осевой нагрузки на коэффициент проскальзывания

При проведении экспериментов усилие подачи составляло 1000, 2000, 3000, 4000, 5000 Н (при больших осевых нагрузках происходило слишком быстрое разрушение подшипников скольжения 3 (рис. 2.8), что нарушало чистоту эксперимента), а частота вращения долота 75, 150, 225, 300, 375 об/мин.

Значения средней частоты вращения сателлитов  $n_{\text{сат}}$ , коэффициента проскальзывания  $k_{\text{пр}}$ , стандарта  $\sigma$ , средней ошибки  $m$ , коэффициента вариации  $K$ , относительной ошибки  $\rho$  при изменении осевой нагрузки и частоты вращения для долота с вертикальным расположением осей сателлитов представлены в табл. 2.1.

Как следует из табл. 2.1 с увеличением осевой нагрузки и частоты вращения происходит постепенное снижение коэффициента проскальзывания.

На рис. 2.11 и 2.12 представлены графики зависимостей  $k_{\text{пр}}=f(P)$  и  $k_{\text{пр}}=f(n)$ .

Таблица 2.1

Зависимость коэффициента проскальзывания от осевой нагрузки  
и частоты вращения долота

№ опыта	Частота вращения долота, мин <sup>-1</sup>	Осевая нагрузка, Н	Средняя частота вращения сателлитов, мин <sup>-1</sup>	Коэффициент проскальзывания	Стандарт ±σ	Средняя ошибка ±m	Коэффициент вариации К, %	Относительная ошибка ρ, %
1	75	1000	56,67	0,358	0,018	0,011	5,09	2,94
2		2000	53,33	0,337	0,018	0,011	5,41	3,13
3		3000	50,00	0,316	0,000	0,000	0,00	0,00
4		4000	48,33	0,305	0,018	0,011	5,97	3,45
5		5000	48,33	0,305	0,018	0,011	5,97	3,45
6	150	1000	106,67	0,337	0,009	0,005	2,71	1,56
7		2000	101,67	0,321	0,009	0,005	2,84	1,64
8		3000	98,33	0,311	0,009	0,005	2,94	1,69
9		4000	95,00	0,300	0,000	0,000	0,00	0,00
10		5000	91,67	0,289	0,009	0,005	3,15	1,82
11	225	1000	151,67	0,319	0,006	0,004	1,90	1,10
12		2000	145,00	0,305	0,000	0,000	0,00	0,00
13		3000	140,00	0,295	0,000	0,000	0,00	0,00
14		4000	136,67	0,288	0,006	0,004	2,11	1,22
15		5000	133,33	0,281	0,006	0,004	2,17	1,25
16	300	1000	193,33	0,305	0,005	0,003	1,49	0,86
17		2000	186,67	0,295	0,005	0,003	1,55	0,89
18		3000	180,00	0,284	0,000	0,000	0,00	0,00
19		4000	173,33	0,271	0,005	0,003	1,68	0,97
20		5000	170,00	0,268	0,000	0,000	0,00	0,00
21	375	1000	233,33	0,295	0,004	0,002	1,24	0,71
22		2000	225,00	0,284	0,000	0,000	0,00	0,00
23		3000	216,67	0,274	0,004	0,002	1,33	0,77
24		4000	211,67	0,267	0,004	0,002	1,36	0,79
25		5000	208,33	0,263	0,004	0,002	1,39	0,80

Анализ данных табл. 2.1 и графиков приведенных на рис. 2.11 и 2.12, проведенный нами с помощью программ Microsoft Excel и Statistica 5.1, используя метод наименьших квадратов, показал, что лучше всего отражают физический смысл процесса и наиболее близко аппроксимируют прогнозную кривую к значениям, полученным в результате экспериментов, уравнения вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{A_1 P + C_1} \quad (2.24)$$

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{B_2 n_{\text{об}} + C_2} \quad (2.25)$$

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{A_3 P + B_3 n_{\text{об}} + C_3} \quad (2.26)$$

где А, В и С – коэффициенты, зависящие от контактирующих материалов, формы породоразрушающего инструмента и условий бурения.

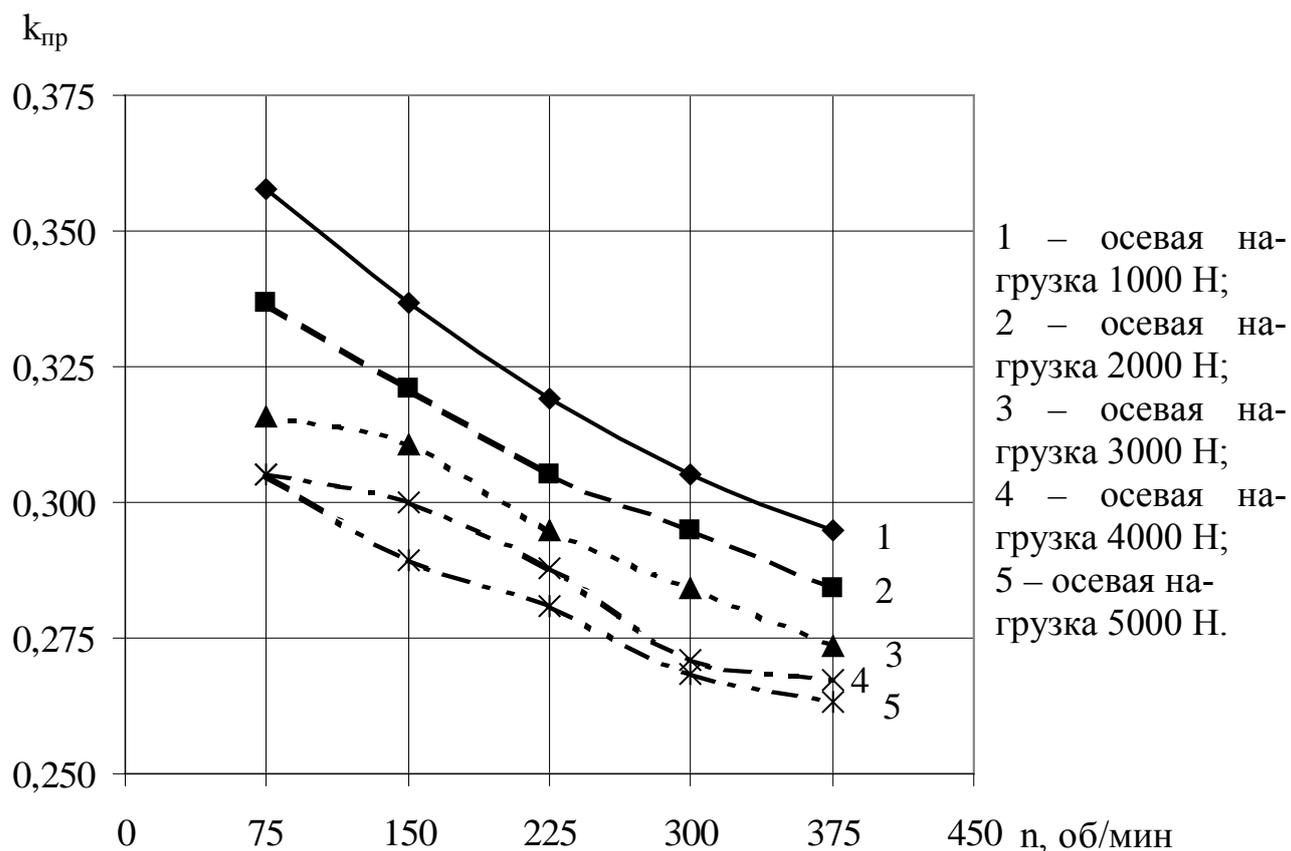


Рис. 2.11. Зависимость коэффициента проскальзывания от осевой нагрузки

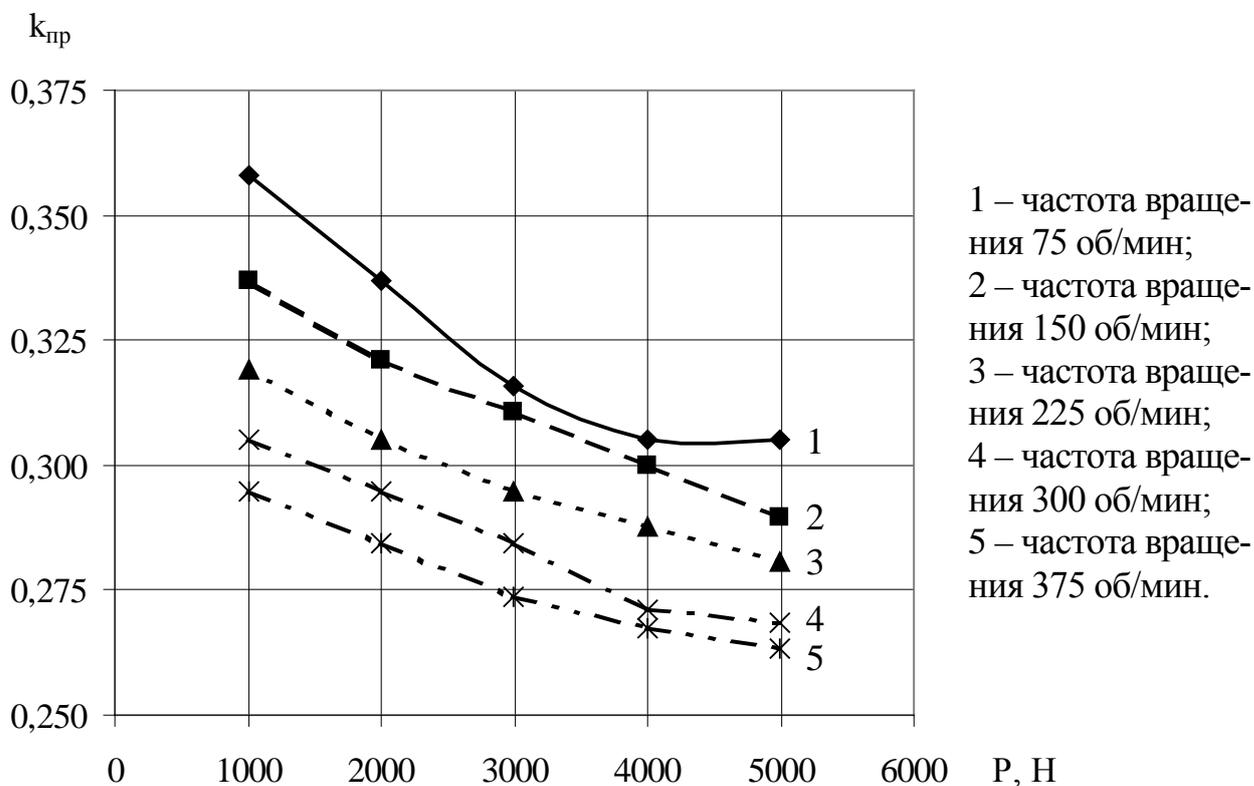


Рис. 2.12. Зависимость коэффициента проскальзывания от частоты вращения

В частности для данных приведенных в табл. 2.1 уравнение 2.31 примет вид

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{0,000131P + 0,00182n_{\text{об}} + 2,5671} \quad (2.27)$$

Величина достоверности аппроксимации этого уравнения  $r^2=0,988$ . Оно объясняет 97,66 % полученных результатов. Стандартная ошибка вычисления коэффициента проскальзывания  $\sigma_{k_{\text{пр}}} = 3,850 \cdot 10^{-3}$ . Стандартная ошибка для первого коэффициента  $\sigma_{A_3} = 6,06 \cdot 10^{-6}$ , для второго –  $\sigma_{B_3} = 8,05 \cdot 10^{-5}$ , для свободного члена –  $\sigma_{C_3} = 2,51 \cdot 10^{-2}$ .

На рис. 2.13 для сравнения приведены графики изменения коэффициента при изменении осевой нагрузки и частоты вращения, построенные по фактическим результатам эксперимента и спрогнозированные по выражению (2.27) [114].

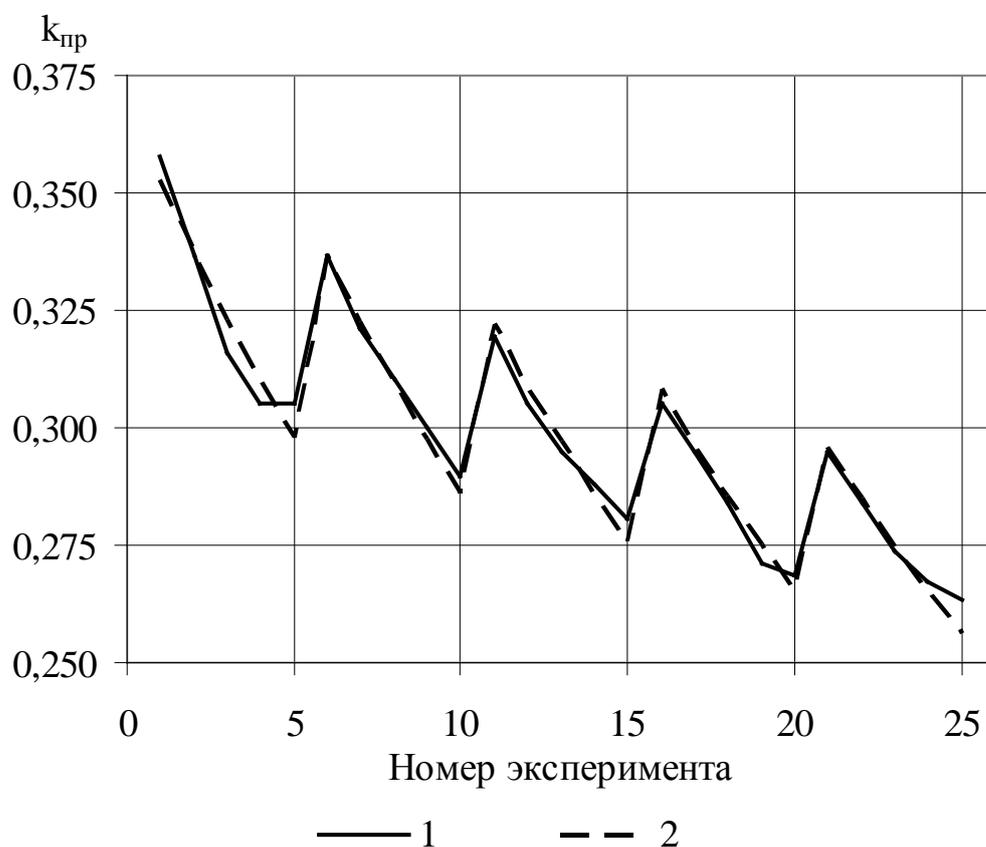


Рис. 2.13. Зависимость коэффициента проскальзывания  $k_{\text{пр}}$  от осевого усилия  $P$  и частоты вращения долота  $n_{\text{об}}$ :

- 1 – фактические значения  $k_{\text{пр}}$ , полученные в результате экспериментов;
- 2 – значения, полученные в результате аппроксимации функцией вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{A_3P + B_3n_{\text{об}} + C_3} .$$

### 2.3.4. Влияние угла наклона оси сателлитов к оси породоразрушающего инструмента на коэффициент проскальзывания

Для выяснения влияния угла наклона оси сателлитов к оси долота на коэффициент проскальзывания был поставлен целый ряд опытов. Значение угла наклона оси сателлита к оси породоразрушающего инструмента составляло 0, 30, 45, 60 и 90 градусов. В табл. 2.2 для иллюстрации приведены их результаты при фиксированном значении одного из параметров режима бурения (осевой нагрузки или частоты вращения) и изменении другого, что дает достаточное представление о взаимосвязи исследуемых показателей. Бурение велось без промывки.

Таблица 2.2

Зависимость коэффициента проскальзывания  
от угла наклона оси сателлита к оси долота

№ опыта	Частота вращения долота, мин <sup>-1</sup>	Осевая нагрузка, Н	Угол наклона, град	Коэффициент проскальзывания	Стандарт ±σ	Средняя ошибка ±m	Коэффициент вариации К, %	Относительная ошибка ρ, %
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	75	1000	0	0,358	0,018	0,011	5,09	2,94
2		2000		0,337	0,018	0,011	5,41	3,13
3		3000		0,316	0,000	0,000	0,00	0,00
4		4000		0,305	0,018	0,011	5,97	3,45
5		5000		0,305	0,018	0,011	5,97	3,45
6		1000	30	0,368	0,018	0,011	4,95	2,86
7		2000		0,347	0,000	0,000	0,00	0,00
8		3000		0,326	0,018	0,011	5,59	3,23
9		4000		0,326	0,018	0,011	5,59	3,23
10		5000		0,316	0,000	0,000	0,00	0,00
11		1000	45	0,379	0,000	0,000	0,00	0,00
12		2000		0,358	0,018	0,011	5,09	2,94
13		3000		0,337	0,018	0,011	5,41	3,13
14		4000		0,326	0,018	0,011	5,59	3,23
15		5000		0,316	0,000	0,000	0,00	0,00
16		1000	60	0,400	0,018	0,011	4,56	2,63
17		2000		0,368	0,018	0,011	4,95	2,86
18		3000		0,347	0,000	0,000	0,00	0,00
19		4000		0,337	0,018	0,011	5,41	3,13
20		5000		0,326	0,018	0,011	5,59	3,23
21		1000	90	0,611	0,018	0,011	2,99	1,72
22		2000		0,579	0,018	0,011	3,15	1,82
23		3000		0,558	0,018	0,011	3,27	1,89
24		4000		0,547	0,018	0,011	3,33	1,92
25		5000		0,537	0,000	0,000	0,00	0,00

1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	75	1000	0	0,358	0,018	0,011	5,09	2,94
2	150			0,337	0,009	0,005	2,71	1,56
3	225			0,319	0,006	0,004	1,90	1,10
4	300			0,305	0,005	0,003	1,49	0,86
5	375			0,295	0,004	0,002	1,24	0,71
6	75		30	0,368	0,018	0,011	4,95	2,86
7	150			0,342	0,009	0,005	2,66	1,54
8	225			0,326	0,000	0,000	0,00	0,00
9	300			0,311	0,005	0,003	1,47	0,85
10	375			0,303	0,000	0,000	0,00	0,00
11	75		45	0,379	0,000	0,000	0,00	0,00
12	150			0,353	0,009	0,005	2,59	1,49
13	225			0,333	0,006	0,004	1,82	1,05
14	300			0,318	0,005	0,003	1,43	0,83
15	375			0,312	0,004	0,002	1,17	0,68
16	75		60	0,400	0,018	0,011	4,56	2,63
17	150			0,358	0,009	0,005	2,55	1,47
18	225			0,340	0,006	0,004	1,79	1,03
19	300			0,326	0,005	0,003	1,40	0,81
20	375			0,320	0,004	0,002	1,14	0,66
21	75		90	0,611	0,018	0,011	2,99	1,72
22	150			0,574	0,009	0,005	1,59	0,92
23	225			0,540	0,006	0,004	1,12	0,65
24	300			0,518	0,005	0,003	0,88	0,51
25	375			0,501	0,004	0,002	0,73	0,42

На рис. 2.14 и 2.15 в графическом виде представлена зависимость коэффициента проскальзывания от угла наклона оси сателлита к оси долота и влияние на нее изменения осевой нагрузки и частоты вращения долота.

Как свидетельствуют данные табл. 2.2 и рис. 2.14 и 2.15 с увеличением угла наклона оси сателлита к оси долота коэффициент проскальзывания увеличивается. При чем изменение осевой нагрузки и частоты вращения долота не оказывает существенного влияния на характер этой зависимости.

Используя программу Statistica 5.1, с помощью метода наименьших квадратов нами установлено, что лучше всего отражают физический смысл процесса и наиболее близко аппроксимирует прогнозную кривую к значениям, полученным в результате экспериментов, уравнение вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{A_4}{\cos \alpha + B_4}. \quad (2.28)$$

Уравнение такого вида недостаточно хорошо объясняет резкое увеличение коэффициента проскальзывания для долот со скрещивающимися осями долота и сателлита ( $\alpha=90^\circ$ ). Это объясняется принципиальным изменением схемы действия сил в таком инструменте (вращение сателлитов осуществляется не за счет сил реакции стенок скважины, а за счет перекачивания сателлитов по забою скважины).

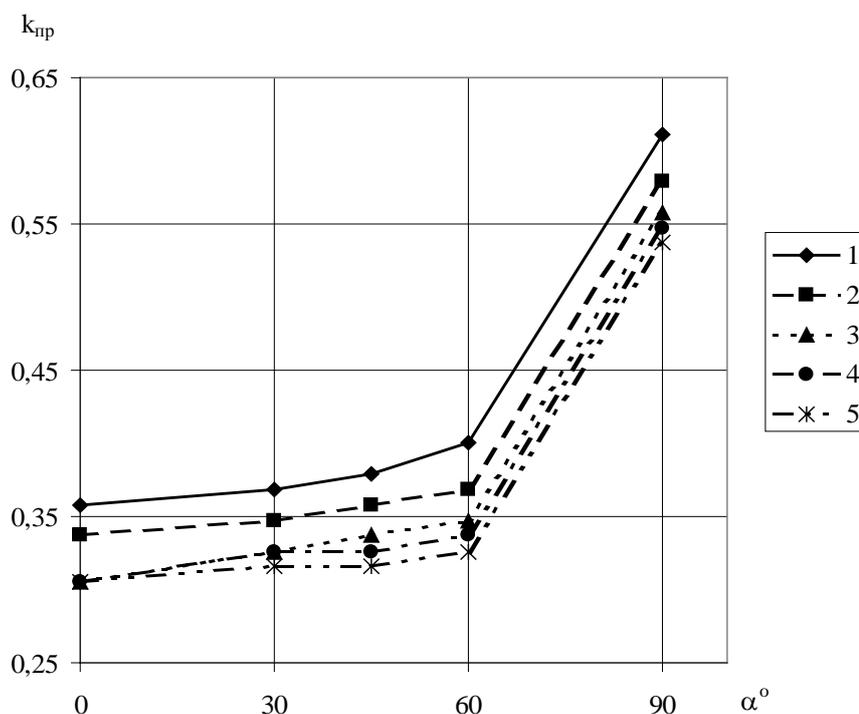


Рис. 2.14. Зависимость коэффициента проскальзывания от угла наклона оси сателлита к оси долота при частоте вращения 75 об/мин:

- 1 – при осевой нагрузке 1000 Н; 2 – при осевой нагрузке 2000 Н;  
 3 – при осевой нагрузке 3000 Н; 4 – при осевой нагрузке 4000 Н;  
 5 – при осевой нагрузке 5000 Н.

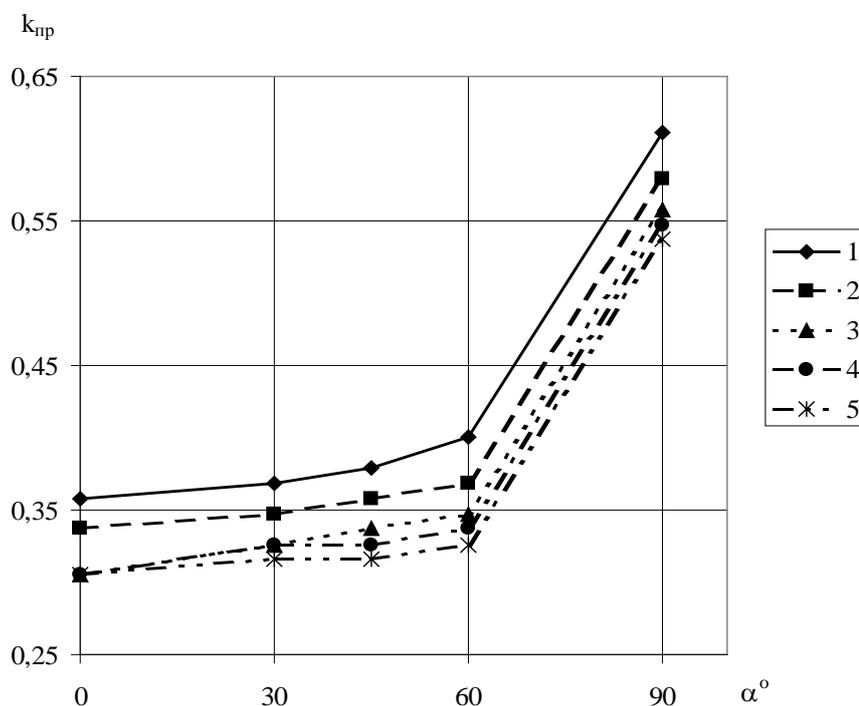


Рис. 2.15. Зависимость коэффициента проскальзывания от угла наклона оси сателлита к оси долота при осевой нагрузке 1000 Н:

- 1 – при частоте вращения 75 об/мин; 2 – при частоте вращения 150 об/мин;  
 3 – при частоте вращения 225 об/мин; 4 – при частоте вращения 300 об/мин;  
 5 – при частоте вращения 375 об/мин.

### 2.3.5. Влияние расхода промывочной жидкости на коэффициент проскальзывания

При проведении экспериментальных исследований расход промывочной жидкости  $Q$  составлял 20, 40, 60, 80 и 100 л/мин. В качестве промывочной жидкости использовалась техническая вода.

Значения коэффициента проскальзывания  $k_{пр}$ , стандарта  $\sigma$ , средней ошибки  $m$ , коэффициента вариации  $K$ , относительной ошибки  $\rho$  при изменении расхода промывочной жидкости приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Зависимость коэффициента проскальзывания  
от расхода промывочной жидкости

№ опыта	Расход промывочной жидкости $Q$ , л/мин	Частота вращения долоота, мин <sup>-1</sup>	Осевая нагрузка, Н	Коэффициент проскальзывания	Стандарт $\pm\sigma$	Средняя ошибка $\pm m$	Коэффициент вариации $K$ , %	Относительная ошибка $\rho$ , %
1	20	75	1000	0,189	0,000	0,000	0,00	0,00
2	40			0,189	0,000	0,000	0,00	0,00
3	60			0,168	0,018	0,011	10,83	6,25
4	80			0,158	0,000	0,000	0,00	0,00
5	100			0,158	0,000	0,000	0,00	0,00
6	20	150	2000	0,174	0,000	0,000	0,00	0,00
7	40			0,163	0,009	0,005	5,59	3,23
8	60			0,158	0,000	0,000	0,00	0,00
9	80			0,158	0,000	0,000	0,00	0,00
10	100			0,147	0,009	0,005	6,19	3,57
11	20	225	3000	0,158	0,000	0,000	0,00	0,00
12	40			0,154	0,006	0,004	3,94	2,27
13	60			0,147	0,000	0,000	0,00	0,00
14	80			0,147	0,000	0,000	0,00	0,00
15	100			0,140	0,006	0,004	4,33	2,50
16	20	300	4000	0,142	0,000	0,000	0,00	0,00
17	40			0,142	0,000	0,000	0,00	0,00
18	60			0,139	0,005	0,003	3,27	1,89
19	80			0,134	0,000	0,000	0,00	0,00
20	100			0,134	0,000	0,000	0,00	0,00
21	20	375	5000	0,139	0,000	0,000	0,00	0,00
22	40			0,135	0,004	0,002	2,71	1,56
23	60			0,133	0,000	0,000	0,00	0,00
24	80			0,133	0,000	0,000	0,00	0,00
25	100			0,131	0,004	0,002	2,79	1,61

Значительное снижение значений коэффициента проскальзывания по сравнению с данными приведенными в табл. 2.1 и 2.2 объясняется тем, что наличие на забое жидкости приводит к значительному снижению трения между инструментом и породой, что ухудшает условия передачи крутящего момента от породы к сателлитам.

Результаты экспериментов в виде графической зависимости  $k_{пр}=f(Q)$  представлены на рис. 2.16.

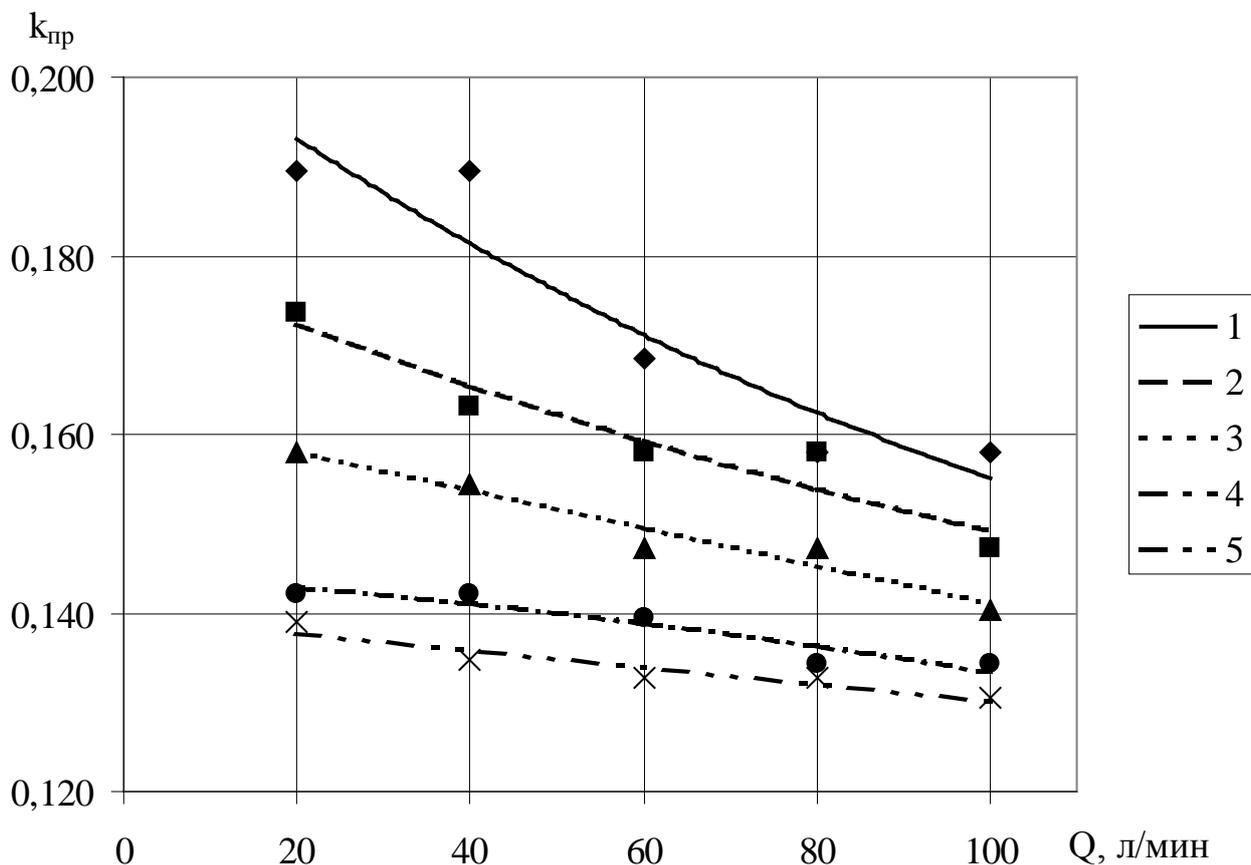


Рис. 2.16. Зависимость коэффициента проскальзывания от расхода промывочной жидкости:

- 1 – осевая нагрузка 1000 Н, частота вращения 75 об/мин;
- 2 – осевая нагрузка 2000 Н, частота вращения 150 об/мин;
- 3 – осевая нагрузка 3000 Н, частота вращения 225 об/мин;
- 4 – осевая нагрузка 4000 Н, частота вращения 300 об/мин;
- 5 – осевая нагрузка 5000 Н, частота вращения 375 об/мин.

### Выводы

1. В процессе бурения проскальзыванием сателлитов относительно забоя и стенок скважины можно управлять, изменяя технологические параметры режима бурения – осевую нагрузку на инструмент, частоту вращения, расход промывочной жидкости, ее параметры.

2. Наибольшее влияние на изменение коэффициента проскальзывания оказывают частота вращения и осевая нагрузка на инструмент, влияние расхода промывочной жидкости незначительно и при определении технологии бурения планетарными долотами им можно пренебречь.
3. При увеличении осевой нагрузки коэффициент проскальзывания уменьшается и наиболее близко аппроксимирует прогнозную кривую к значениям, полученным в результате экспериментов уравнение вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{A_1 P + C_1}.$$

4. При увеличении частоты вращения коэффициент проскальзывания уменьшается и наиболее близко аппроксимирует прогнозную кривую к значениям, полученным в результате экспериментов уравнение вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{B_2 n_{\text{об}} + C_2}.$$

5. При одновременном изменении этих параметров наиболее близко аппроксимирует прогнозную кривую к значениям, полученным в результате экспериментов уравнение вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{A_3 P + B_3 n_{\text{об}} + C_3}.$$

6. При увеличении угла наклона оси сателлита к оси породоразрушающего инструмента коэффициент проскальзывания увеличивается и наиболее близко аппроксимирует прогнозную кривую к значениям, полученным в результате экспериментов уравнение вида

$$k_{\text{пр}} = \frac{A_4}{\cos \alpha + B_4}.$$

7. В планетарных долотах, в отличие от серийно выпускаемых ныне, породоразрушающие элементы движутся не по круговым траекториям, а по гипоциклоидам, что приводит к отсутствию элементов движущихся с нулевыми скоростями и значительному выравниванию скоростей элементов, находящихся на различном расстоянии от оси долота.
8. На работу планетарного долота существенное влияние оказывает явление проскальзывания породоразрушающих сателлитов относительно забоя и стенок скважины, которое выражается в уменьшении фактической частоты вращения сателлитов по сравнению с теоретической при движении без проскальзывания.
9. Изменяя коэффициент проскальзывания можно добиваться создания равных условий для работы всех породоразрушающих элементов долота.

### 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ АНАЛИТИЧЕСКИХ ОТНОШЕНИЙ ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ИЗНОСА ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТ БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

#### 3.1. Распределение давления по рабочей поверхности в планетарных долотах безударного действия

При моделировании работы долота в скважине большое значение имеет распределение давления по рабочей поверхности инструмента. Эпюры реакции забоя позволяют определить участки инструмента, работающие в неблагоприятных условиях и подверженные аномальному износу. Их анализ позволяет определить пути дальнейшего совершенствования породоразрушающего инструмента. В свою очередь, выравнивание распределения давления по радиусу долота может быть выбрано в качестве критерия оптимизации работы инструмента.

При обычном подходе [115], когда закон распределения давлений по площади долота определялся как

$$p = \frac{F_{ос}}{S_{конт}}, \quad (3.1)$$

где  $S_{конт}$  – проекция площади контакта инструмента с породой на забой скважины, не учитывался характер изменения контактной поверхности инструмента по площади забоя скважины.

Однако помимо указанной зависимости в процессе бурения происходит перераспределение осевой нагрузки по рабочей поверхности долота, так как условия разрушения горной породы центральной и периферийной частью долота значительно отличаются. Поэтому при определении закона распределения давлений необходимо учитывать скорость движения породоразрушающих элементов и форму профиля торца долота.

Для долот с движением породоразрушающих элементов по окружности данный вопрос изучен достаточно хорошо.

Впервые предположение о снижении нагрузки при удалении от центра работающего долота было сделано В.С.Владиславлевым [116], который отождествлял работу долота и подшипника скольжения. В результате было сделано допущение, что удельная нагрузка прямо пропорциональна расстоянию от центра долота. Однако практическая проверка этого предположения произведена не была.

Аналогичный вывод о зависимости удельной нагрузки от радиуса был сделан в работе [117], где рассматривалось разрушение горной породы алмазами, расположенными на различных расстояниях от оси вращения долота. Если алмазы, расположенные на расстоянии  $R_1$  и  $R_2$  ( $R_1 > R_2$ ) от оси вращения при повороте на угол  $\varphi$  пройдут пути соответственно  $l_1$  и  $l_2$  (внедрившись на равную глубину  $h$ ), то угол наклона траектории внедрения первого алмаза в породу будет больше, чем второго

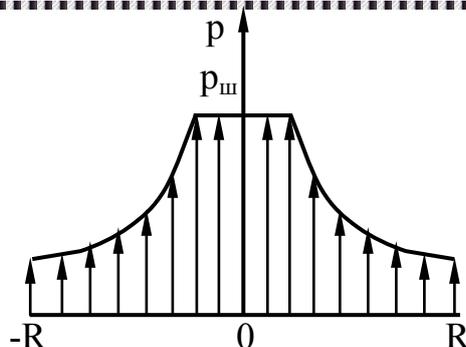


Рис. 3.1. Распределение интенсивности нагрузки под долотом с движением породоразрушающих элементов по окружности

$$\frac{h}{l_1} > \frac{h}{l_2}. \quad (3.2)$$

Так как наклон траектории внедрения пропорционален удельной нагрузке, то делается вывод о том, что удельная нагрузка, возникающая при бурении на различных участках контакта долота с горной породой, обратно пропорциональна их удалению от центра.

Экспериментальные исследования по определению закона распределения удельных нагрузок на площадке контакта проводились И.Ф.Вовчановским при бурении алмазными кольцевыми коронками с различной шириной кольца и различным диаметром [118]. Им получена зависимость, близкая к  $p \approx \frac{1}{R}$ . Небольшие отклонения от этой зависимости могут быть объяснены влиянием угловых зон забоя.

В.Р.Пунык в работе [119] указывает, что хотя теоретически при таком распределении нагрузка в центральной части долота достигает бесконечности, но в реальности ее максимальное значение не превышает прочности породы по штампу. Таким образом, эпюра интенсивности нагрузки носит характер, представленный на рис. 3.1.

Для построения эпюры давлений в планетарных долотах в данной работе использован метод расчета сопряжений, применяемый в триботехнике и изложенный в работе [120]. Правомерность применения этого метода при решении задач в области бурения скважин подтверждена в работах [63, 121].

Основной характеристикой износа инструмента является линейный износ  $I$ , который изменяется в направлении, перпендикулярном к поверхности трения. В силу ряда причин (различные значения удельных давлений и скоростей относительного скольжения на поверхности трения, разная концентрация абразива на поверхности трения и т.д.) износ инструмента может быть неравномерен. Поэтому для полной характеристики величины износа необходимо знать его распределение по поверхности трения.

При этом большое значение имеют конструктивные и кинематические особенности данной пары, так как они определяют характер и направление возможного сближения поверхностей при износе. Процесс бурения характеризуется тем, что износ сопряжения может характеризоваться одним параметром

$I_{д-п}$  – величиной относительного сближения изношенных поверхностей долота и породы в вертикальном направлении.

При расчетах для большинства случаев можно принять линейную зависимость между временем изнашивания  $t$  и величиной износа  $I$ , когда скорость изнашивания  $\gamma$  равна

$$\gamma = \frac{I}{t} = \text{const.} \quad (3.3)$$

В соответствии с усталостной теорией износа для различных его видов (упругий контакт, пластичный, микрорезание) интенсивность изнашивания пропорциональна давлению на поверхности трения

$$I = k p^m, \quad (3.4)$$

где  $k$  – коэффициент, характеризующий износостойкость материалов и условия работы данной пары трения (смазка, степень очистки и т.п.);  $1 < m < 3$  для проработанных поверхностей  $m \approx 1$ .

В условиях воздействия абразива также имеет место линейная зависимость между интенсивностью изнашивания и давлением

$$I = k p. \quad (3.5)$$

Так как  $I = I/L$ , то

$$I = k p L, \quad (3.6)$$

где  $L$  – путь трения.

На рис. 3.2 представлена схема сопряжения к расчету изнашивания пары "долото-порода".

В процессе бурения изнашивание пары трения происходит в вертикальном направлении и для любой точки линейный износ сопряжения можно представить как

$$I_{д-п} = I_{д} + I_{п}, \quad (3.7)$$

где  $I_{д}$ ,  $I_{п}$  – соответственно линейный износ долота и породы по нормали к поверхности контактирования.

Это соотношение, называемое условием касания тел, характеризует важную особенность протекания износа сопряжения: при любой форме изношенной поверхности породоразрушающего инструмента и горной породы имеет место полный контакт сопряженных поверхностей.

Тогда с учетом зависимости (3.6) запишем выражение величины изнашивания отдельно для долота и для породы в виде

$$\begin{cases} I_{д} = k_{д} p L \\ I_{п} = k_{п} p L \end{cases} \quad (3.8)$$

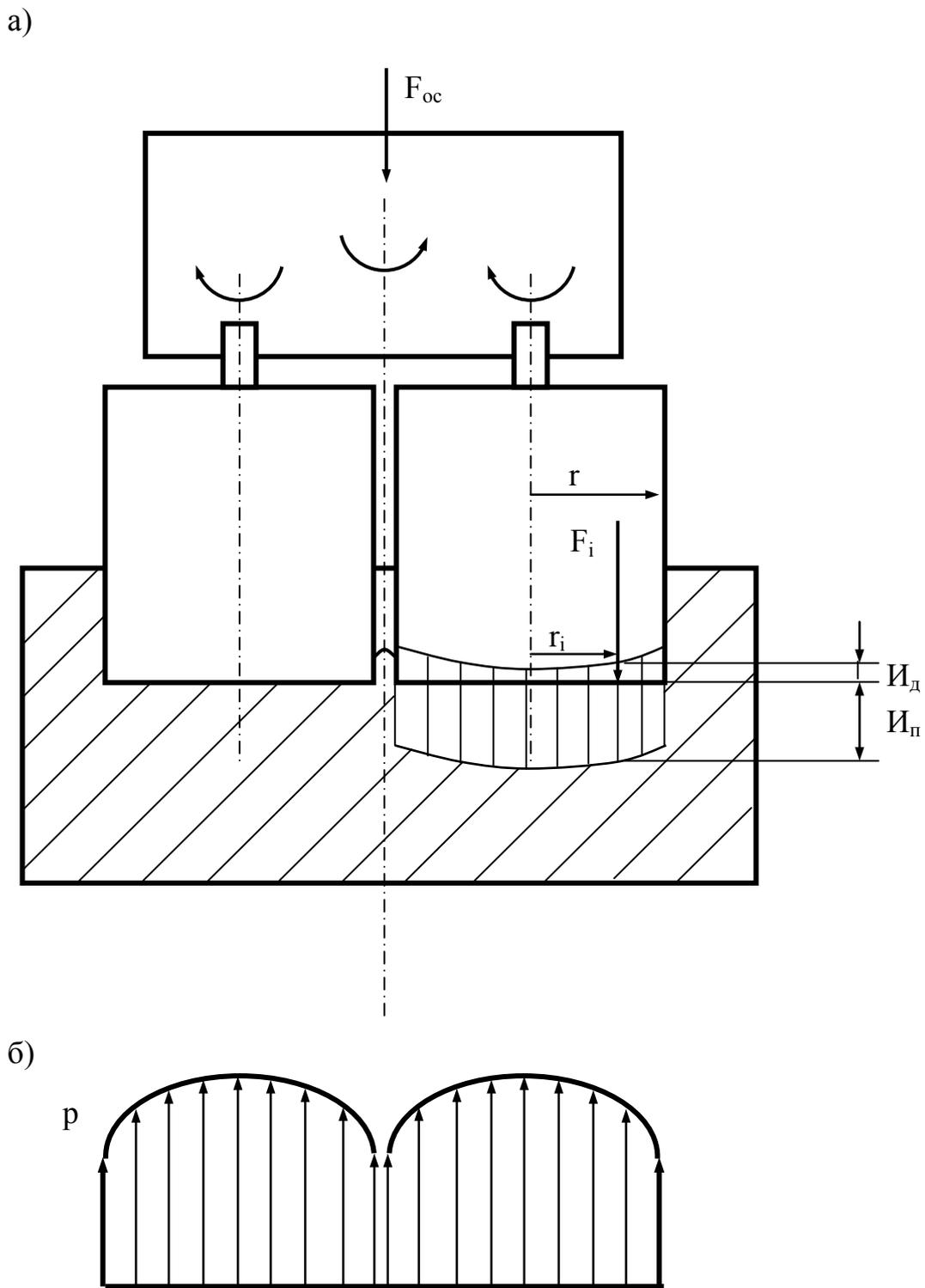


Рис. 3.2. а) схема сопряжения к расчету изнашивания пары "долото-порода";  
 б) эпюра давлений.

Линейный износ сопряжения (3.7) равен

$$I_{д-п} = k_{д}pL + k_{п}pL, \quad (3.9)$$

откуда

$$p = \frac{I_{д-п}}{(k_{д} + k_{п})L}. \quad (3.10)$$

Из этого равенства видно, что для определения давления в *i*-ой точке необходимо определить ее путь трения.

Подставляя в качестве пути трения средний путь трения за один оборот  $L_{ср}$  из выражения (2.22) в (3.10) получим уравнение для определения распределения давлений по поверхности долота

$$p = \frac{I_{д-п}}{(k_{д} + k_{п})(Ar_i^2 + 2\pi(R - r))}. \quad (3.11)$$

На рис. 3.3 и 3.4 приведены построенные по этому уравнению зависимости распределения давления для тех же долот, что и на рис. 2.5 и 2.6 соответственно.

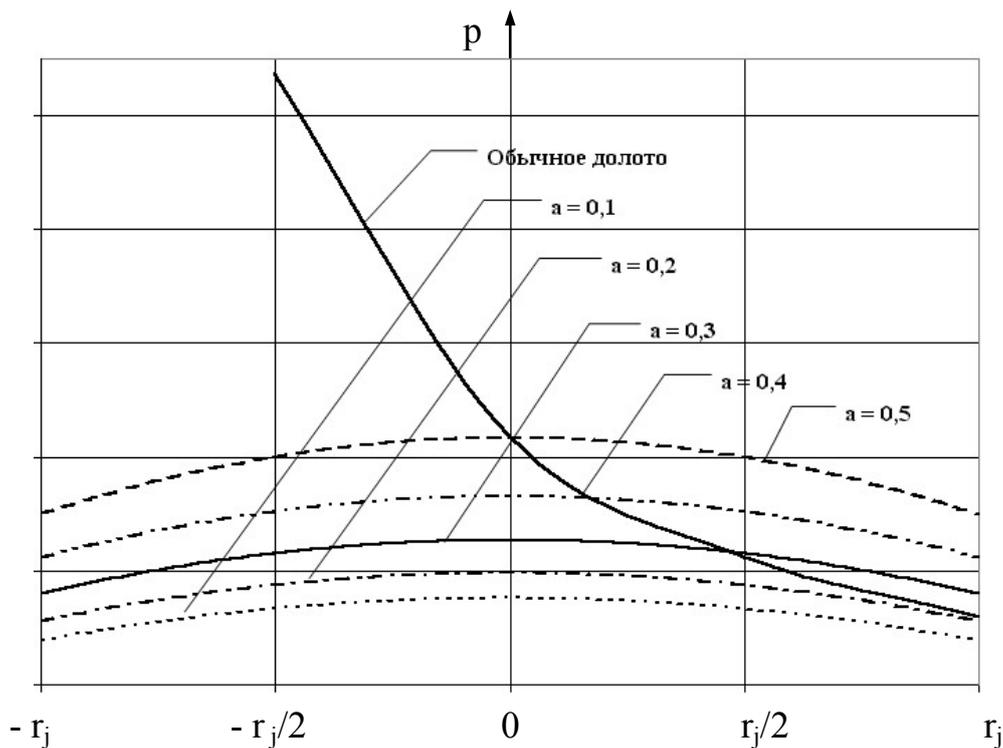


Рис. 3.3. Зависимость распределения нагрузок по радиусу долота на единичный породоразрушающий элемент от конструктивных параметров планетарных долот и в обычном долоте

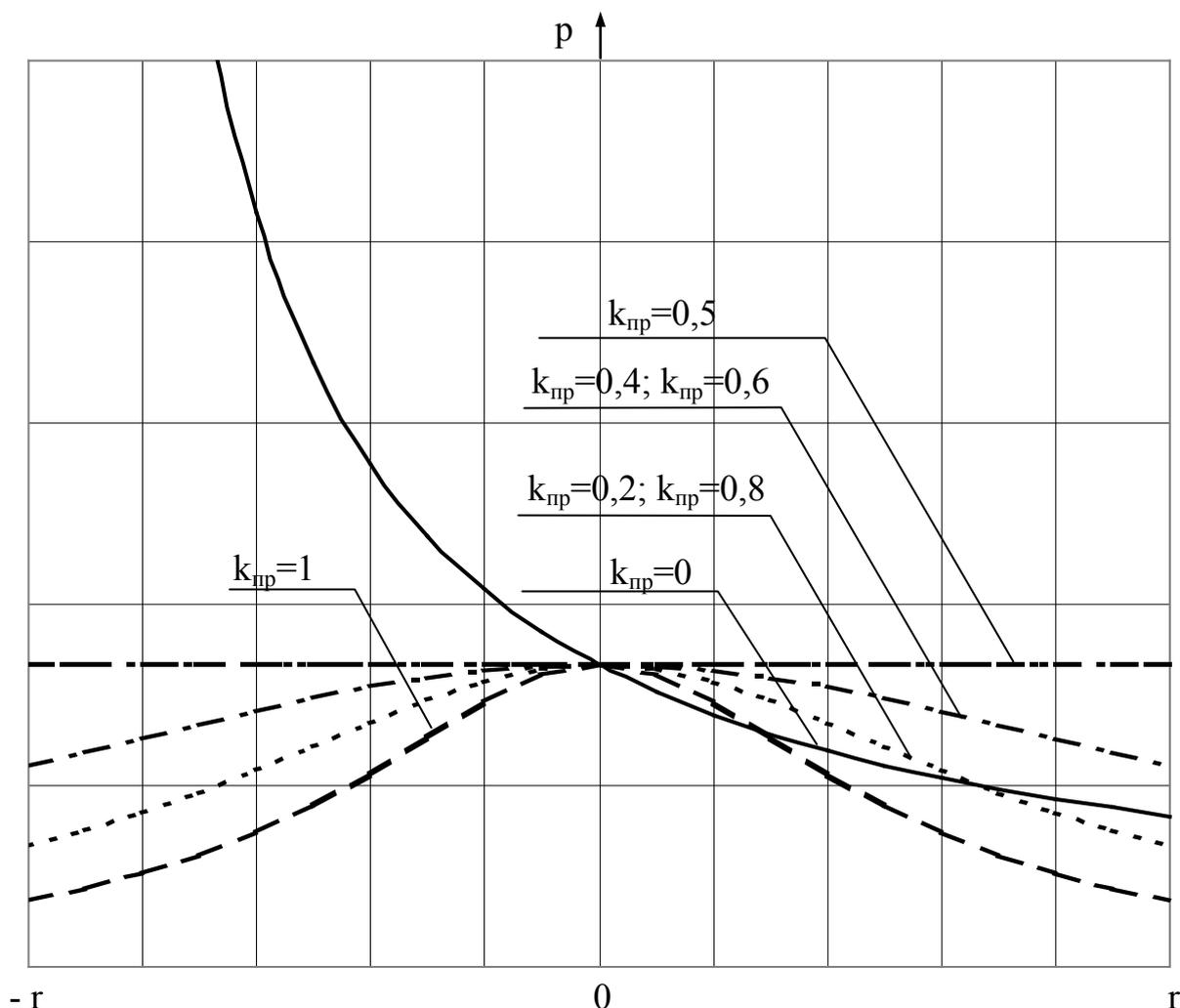


Рис. 3.4. Зависимость распределения нагрузок по радиусу долота на единичный породоразрушающий элемент от коэффициента проскальзывания планетарного долота и в обычной долоте ( $k_{пр}=0$ )

Анализируя эпюры давлений для долот с планетарным исполнением рабочего органа, полученные методом математического моделирования их работы в скважине, и сравнивая их с серийно выпускаемыми долотами безударного действия можно сделать следующие выводы:

- эпюра распределения давлений в планетарных долотах имеет гиперболический характер с вершиной в центре сателлита;
- нагрузки в планетарных долотах распределены значительно более равномерно, чем в обычных;
- в планетарных долотах отсутствуют зоны с нулевыми скоростями, где разрушение породы происходит не за счет резания, а за счет раздавливания породы и, как следствие, исключается перенагрузка породоразрушающих элементов;

– коэффициент снижения нагрузок на планетарные долота по сравнению с обычными зависит от прочностных свойств горной породы, в частности от прочности по штампу и тем выше, чем порода крепче;

– управляя коэффициентом проскальзывания можно добиваться выравнивания распределения нагрузок по поверхности сателлита, вплоть до создания условий, когда все породоразрушающие элементы сателлита будут нагружены одинаково, вне зависимости от их удаления от оси сателлита.

### 3.2. Распределение осевого усилия на элементы рабочего органа в многоступенчатых планетарных долотах

Найдем зависимость между нагрузкой  $F_{oc}$  и давлением  $p$ , распределенным по поверхности трения. Для элементарной площади поверхности трения  $dS$  одного сателлита можно записать

$$F_{oc_{сат}} = pdS, \quad (3.12)$$

где  $dS = 2\pi r_i dr_i$ ;  $p$  – давление в данной точке.

Отсюда

$$F_{oc_{сат}} = \int_S pdS = 2\pi \int_0^r pr_i dr_i. \quad (3.13)$$

Подставив в выражение (3.13) значение  $p$  из соотношения (3.11), получим

$$F_{oc_{сат}} = 2\pi \int_0^r \frac{I_{д-п} r_i}{(k_d + k_{п})(Ar_i^2 + 2\pi(R - r))} dr_i. \quad (3.14)$$

Проинтегрировав, имеем

$$F_{oc_{сат}} = \pi \frac{I_{д-п}}{(k_d + k_{п})} \cdot \frac{1}{A} \ln \left( \frac{Ar^2}{2\pi(R - r)} + 1 \right). \quad (3.15)$$

Подставляя значение  $F_{oc_{сат}}$  в (3.11) распределение давления по радиусу сателлита определим как

$$p = \frac{AF_{oc_{сат}}}{\pi(Ar_i^2 + 2\pi(R - r)) \ln \left( \frac{Ar^2}{2\pi(R - r)} + 1 \right)}. \quad (3.16)$$

Рассматривая износ за промежутки времени  $t$

$$F_{oc_{сат}} = \pi \frac{\sum_t I_{д-п}}{(k_d + k_{п})n_d t} \frac{1}{A} \ln \left( \frac{Ar^2}{2\pi(R - r)} + 1 \right), \quad (3.17)$$

где  $n_d$  – частота вращения долота.

Нагрузка на долото равняется суммарной нагрузке на ступени. Следовательно, осевую нагрузку на планетарное долото можно определить из выражения

$$F_{oc_{плд}} = \sum_{j=1}^N F_{oc_{ст}} = \sum_{j=1}^N F_{oc_{сатj}} n_{сатj}, \quad (3.18)$$

где  $n_{\text{сат}_j}$  – количество спутников на  $j$ -ой ступени;  $N$  – количество ступеней в долоте.

Окончательно имеем

$$F_{\text{осплд}} = \sum_{j=1}^N \pi \frac{\sum_t I_{\text{д-п}} n_{\text{сат}_j}}{(k_{\text{д}} + k_{\text{п}}) n_{\text{д}} t A} \ln \left( \frac{Ar_j^2}{2\pi(R_j - r_j)} + 1 \right). \quad (3.19)$$

В табл. 3.1 в качестве иллюстрирующего примера приведено распределение осевого усилия 60000 Н на пятиступенчатое долото диаметром 188 мм. В качестве первой принята диаметрообразующая ступень.

В графах 7 и 8 указаны части общей нагрузки, приходящейся, соответственно, на ступень и на спутник, находящийся на этой ступени.

Таблица 3.1

Распределение осевого усилия в пятиступенчатом долоте

Номер ступени	Диаметр спутников, мм	Количество спутников на ступени	Нагрузка на спутник, Н	Нагрузка на ступень, Н	Нагрузка на долото, Н	Относительная нагрузка на ступень, %	Относительная нагрузка на спутник, %
1	2	3	4	5	6	7	8
5	20	2	4260	8520	60000	14,2	7,1
4	20	9	1420	12780		21,4	2,4
3	20	15	850	12750		21,3	1,4
2	20	21	600	12600		21,1	1,0
1	20	28	470	13160		22,0	0,8

Как следует из данных табл. 3.1 в пятиступенчатых долотах нагрузка равномерно распределена между степенями. Некоторая неравномерность нагрузки пятой ступени объясняется тем, что из-за особенностей конструкции (а именно отсутствия целика в центре) на этой ступени расположено только два спутника, вместо трех, что более рационально. Вместе с тем присутствует перегрузка спутников на ступенях расположенных ближе к забою. Таким образом, при проектировании планетарных долот необходимо стремиться к минимальному количеству ступеней.

### 3.3. Распределение давления по рабочей поверхности спутника с криволинейным профилем рабочей поверхности

Схема для расчета контура износа с криволинейным профилем рабочей поверхности приведена на рис. 3.5.

Согласно условию касания тел для любой точки поверхности должно удовлетворяться соотношение



$$p = \frac{I_{д-п} \cos \alpha}{(k_{д} + k_{п})L}. \quad (3.21)$$

Или подставляя значение  $L$  из выражения (2.22) в (3.10) получим уравнение для определения распределения давлений по рабочей поверхности долота с криволинейным профилем

$$p = \frac{I_{д-п} \cos \alpha}{(k_{д} + k_{п})(Ar_1^2 + 2\pi(R - r))}. \quad (3.22)$$

Первоначальный контур рабочей поверхности долота представим как дугу окружности с радиусом кривизны  $R_k$  и центральным углом  $2\alpha$ . Заменяем значение  $r_1$  следующим образом

$$r_1 = R_k \sin \alpha. \quad (3.23)$$

Тогда выражение для закона распределения давления по криволинейной рабочей поверхности профиля долота в удобном для дальнейшего использования виде представим как

$$p = \frac{I_{д-п} \cos \alpha}{(k_{д} + k_{п})(A(R_k \sin \alpha)^2 + 2\pi(R - r))}. \quad (3.24)$$

Таким образом, как видно из выражения (3.23) эпюра распределения давлений также как и в планетарных долотах с плоским торцом имеет параболический характер с вершиной в центре сателлита. Однако чем ближе профиль рабочей поверхности к полуокружности ( $\alpha \Rightarrow 90^\circ$ ), тем неравномернее происходит распределение давления по рабочей поверхности. При этом на периферии давление стремится к нулю ( $\cos \alpha \Rightarrow 0$ ), т.е. эти участки не принимают активного участия в процессе разрушения горной породы [122].

### Выводы

1. В планетарных долотах отсутствуют участки с аномально высокой нагрузкой, эпюра распределения давлений в долотах с плоским торцом имеет гиперболический характер с вершиной в центре сателлита.
2. Эпюра распределения давлений в планетарных долотах с криволинейным (округлым) профилем рабочей поверхности также имеет гиперболический характер с вершиной в центре сателлита, при этом, чем больше радиус кривизны в сателлитах с выпуклым торцом, тем меньшие значения нагрузки на породоразрушающие элементы, расположенные на периферии сателлитов, достигая нуля в сателлитах с полукруглым профилем.
3. В многоступенчатых планетарных долотах осевая нагрузка на сателлиты расположенные на различных ступенях, распределена неравномерно (сателлиты, находящиеся на ступенях расположенных ближе к забою нагружены более сильно).

#### 4. МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПЛАНЕТАРНОГО ИНСТРУМЕНТА БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ С ЗАБОЕМ СКВАЖИНЫ

Математическое моделирование синтезирует разносторонние результаты исследований и позволяет использовать их для выявления наилучших конструктивных параметров и режимов бурения в условиях ряда ограничений: технологических, конструктивных и экономических. Эти обстоятельства делают задачи моделирования многовариантными, а при поиске решений в условиях действующих ограничений – оптимизационными. Для возможности применения моделирования в первую очередь необходимо иметь математическое описание различных аспектов процесса разрушения.

Исследования процессов разрушения горных пород проводятся преимущественно экспериментальным путем. Для этого создаются специальные стенды, в том числе полноразмерные для испытания реальных конструкций. Такой путь, несмотря на его очевидные достоинства, удорожает разрабатываемые конструкции и значительно удлиняет сроки их создания. Поэтому практическая значимость математического моделирования заключается в возможности воссоздания любых заданных условий нагружения и определения для этих условий действующих нагрузок и оптимальных режимных параметров. Немаловажно, что при моделировании могут быть созданы экстремальные условия нагружения, порой трудно воспроизводимые в эксперименте. На стадии проектирования породоразрушающего инструмента математическое моделирование позволяет рассмотреть большое количество вариантов и выполнить альтернативный выбор наиболее приемлемых из них.

Для долот безударного действия существуют различные математические модели более или менее адекватно описывающие процесс бурения [119, 123-126].

##### 4.1. Математическая постановка задачи

Среди факторов, определяющих стойкость долот, играет доминирующую роль износ за счет сил трения. Установление закономерностей изнашивания породоразрушающего инструмента в процессе бурения и связанного с ним изменения показателей бурения позволит разрабатывать эффективные конструкции породоразрушающих инструментов и производить обоснованный выбор для конкретных условий, правильно оценить ожидаемые показатели бурения, выбирать рациональные параметры режима бурения и решать другие вопросы технологии бурения скважин.

Для описания процесса изнашивания необходимо найти совокупность математических зависимостей, т.е. разработать математическую модель, которая поможет всесторонне изучить рассматриваемый процесс.

При разработке такой модели используются следующие фундаментальные зависимости:

1. Зависимость, характеризующая элементы вооружения долота: начальная функция произвольного по радиусу контура долота;
2. Зависимости, характеризующие режим работы вооружения:

- 1) функция распределения удельной нагрузки (нормального давления) по рабочей части долота;
- 2) функция распределения скоростей движения породоразрушающих элементов в зависимости от их положения на торце долота (удаления от оси сателлита, на котором расположен исследуемый элемент);
- 3) функция распределения осевого усилия.

При решении задачи использовалось прямое (имитационное) моделирование на ЭВМ. Выбирая начальные значения параметров и задаваясь определенным шагом  $\Delta t$  по времени, последовательно шаг за шагом определяются значения для всех переменных для моментов времени  $0, \Delta t, 2\Delta t, \dots$  и т.д. Окончательными результатами являются набор координат  $x_i(t_j)$  контура долота, где  $i=1, n$  – количество разбиений контура по радиусу с шагом  $\Delta r, j=1, N$  – количество моментов времени  $\Delta t$ . При этом  $\Delta t$  – шаг времени, равен одному условному обороту долота вокруг оси,  $\Delta r$  – шаг разбиения контура долота по радиусу. Для вычисления координат  $x_i(t_j)$  очередной точки используются координаты  $x_i(t_{j-1})$  полученных ранее точек и значения производной  $x_i'(t_{j-1})$  в этих точках, которые получаются из уравнений задающих систему.

## 4.2. Разработка методики численного решения задачи динамики износа

Ниже приводятся алгоритмы расчета некоторых величин, которые являются параметрами износа рассматриваемой динамической системы.

Методика нахождения параметров системы "долото-порода" рассмотрена на примере планетарного долота с профилем рабочей поверхности аппроксимированном дугой окружности с радиусом кривизны  $R_k$  и центральным углом  $2\alpha$  (см. рис. 3.5).

### 4.2.1. Расчет распределения давления по контуру

Закон распределения давления по торцу породоразрушающего инструмента в соответствии с (3.23) имеет вид

$$p = \frac{I_{д-п} \cos \alpha}{(k_d + k_n) \left( A(R_k \sin \alpha)^2 + 2\pi(R - r) \right)}. \quad (4.1)$$

Осевую нагрузку на сателлит  $F_{ос\text{сат}}$  найдем, учитывая, что  $dS = 2\pi R_k^2 \sin \alpha d\alpha$ , по аналогии с (3.14) получим

$$F_{ос\text{сат}} = \frac{2\pi R_k^2 I_{д-п}}{(k_d + k_n)} \int_0^\alpha \frac{\cos^2 \alpha \sin \alpha}{A(R_k \sin \alpha)^2 + 2\pi(R - r)} d\alpha. \quad (4.2)$$

Проинтегрировав и подставляя значение  $F_{ос\text{сат}}$  в (4.1) получим выражение для определения распределения давления по контуру породоразрушающего сателлита

$$p = \frac{AF_{\text{оссаг}}}{\pi \cdot (AR_k \sin \alpha)^2 + 2\pi(R - r)} \cdot \left( 2 \cos \alpha - 2 + K \ln \left| \frac{(\cos \alpha - K)(1 + K)}{(\cos \alpha + K)(1 - K)} \right| \right). \quad (4.3)$$

#### 4.2.2. Расчет координат контура износа

Координат контура износа определялись как разность координат начальной и изношенной поверхности. Определение износа рабочей поверхности долота выполним следующим образом.

Износ сопряжения "долото-порода" за один оборот долота получим, проинтегрировав выражение (4.2) и выразив из него значение  $I_{\text{д-п}}$

$$I_{\text{д-п}} = \frac{AF_{\text{оссаг}}(k_{\text{д}} + k_{\text{п}})}{\pi \left( 2 \cos \alpha - 2 + K \ln \left| \frac{(\cos \alpha - K)(1 + K)}{(\cos \alpha + K)(1 - K)} \right| \right)}, \quad (4.4)$$

где  $K$  – постоянная, характеризующая геометрические параметры долота и условия бурения, равная  $K = \sqrt{\frac{AR_k^2 + 2\pi(R - r)}{AR_k^2}}$ .

Тогда координаты изношенного профиля рабочей поверхности сателлита планетарного долота в процессе бурения определим, найдя выражение износа долота за данный промежуток времени

$$\Sigma_t I_{\text{д}} = \frac{Ak_{\text{д}}F_{\text{оссаг}}n_{\text{д}}t \cos \alpha}{\pi \left( 2 \cos \alpha - 2 + K \ln \left| \frac{(\cos \alpha - K)(1 + K)}{(\cos \alpha + K)(1 - K)} \right| \right)}. \quad (4.5)$$

#### 4.3. Результаты анализа, полученные с помощью математической модели

Схема износа сателлита, полученная в результате анализа работы планетарного долота с сателлитами выполненными с шаровым профилем рабочей поверхности с центральным углом  $180^\circ$  ( $\alpha=90^\circ$ ) приведена на рис. 4.1.

Как видно из рис. 4.1 при работе такого долота наблюдается неравномерный износ сателлита в центральной части. Это обусловлено тем, что при таком центральном угле породоразрушающие элементы, находящиеся на периферии практически не участвуют в работе, так как эпюра давлений в этой зоне стремится к нулю (см. выражение (4.1)).

Схема износа сателлита при работе планетарного долота с сателлитами, выполненными с шаровым профилем рабочей поверхности с центральным углом  $150^\circ$  ( $\alpha=75^\circ$ ) приведена на рис. 4.2.

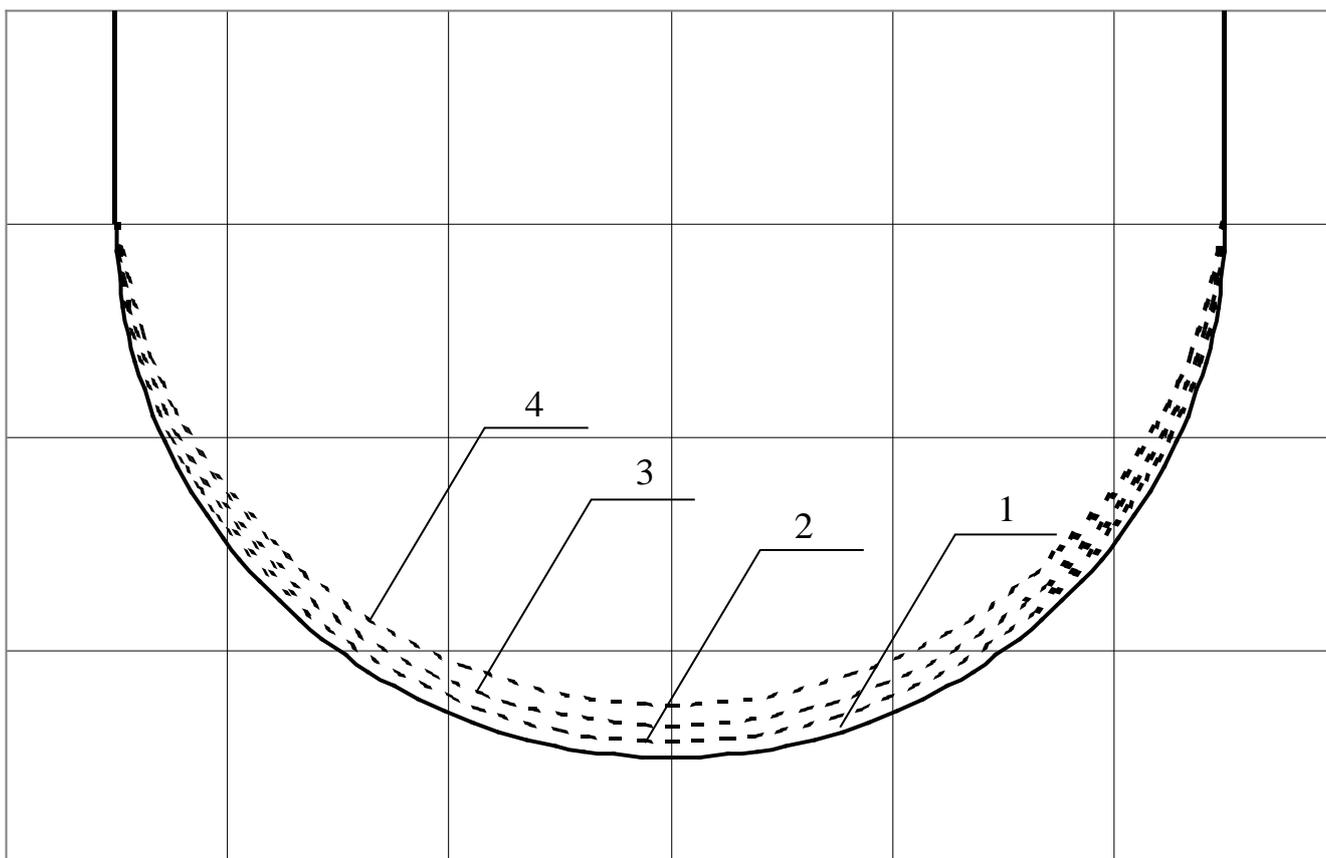


Рис. 4.1. Схема износа спутника планетарного долота с шаровой рабочей поверхностью, полученная с помощью составленной математической модели ( $\alpha=90^\circ$ ):  
1 – начальный контур профиля спутника;  
2, 3, 4 – износ спутника через промежутки времени  $t_1$ ,  $2t_1$ ,  $3t_1$ .

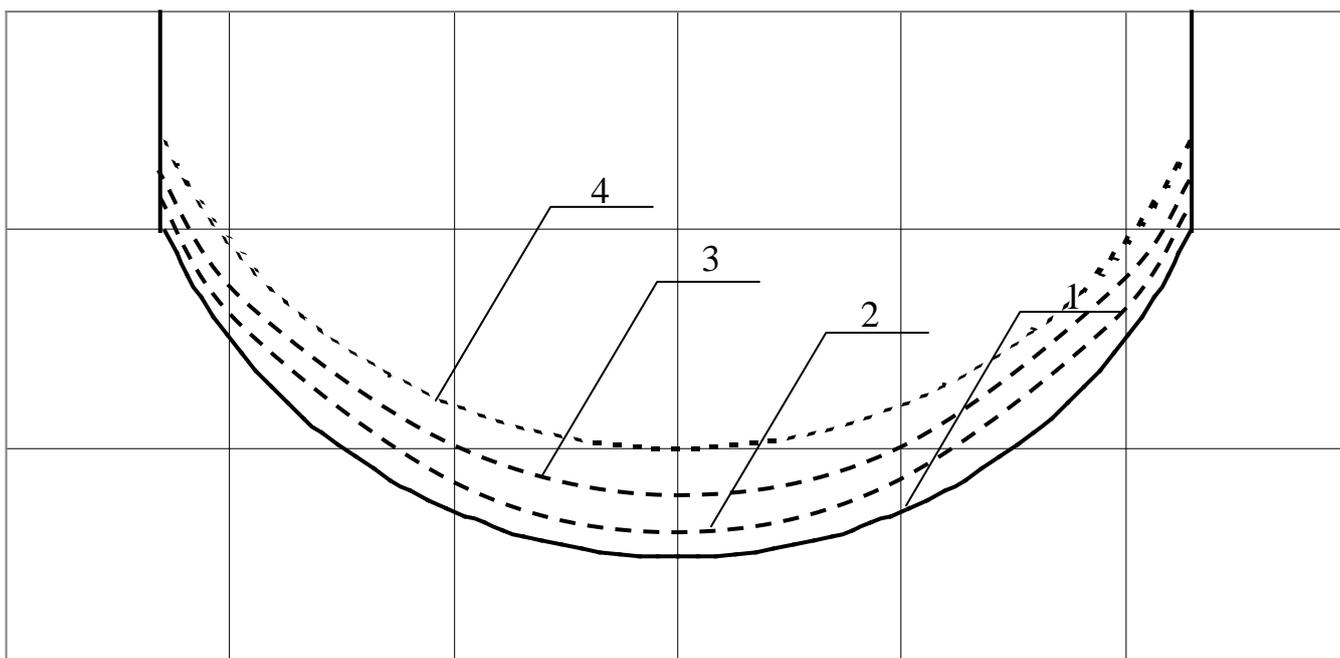


Рис. 4.2. Схема износа спутника планетарного долота с шаровой рабочей поверхностью, полученная с помощью составленной математической модели ( $\alpha=75^\circ$ ):  
1 – начальный контур профиля спутника;  
2, 3, 4 – износ спутника через промежутки времени  $t_1$ ,  $2t_1$ ,  $3t_1$ .

#### 4.4. Результаты анализа распределения осевого усилия на элементы рабочего органа в многоступенчатом планетарном инструменте, полученные с помощью математической модели

Сравним выражение (3.18) с формулой предложенной в работе [63], рассчитанной для обычных долот с породоразрушающими элементами движущимися по окружности. Она имеет вид

$$F_{\text{ос.об}} = \frac{\sum_t I_{\text{д-п}} R}{(k_{\text{д}} + k_{\text{п}}) n_{\text{д}} t}, \quad (4.6)$$

где  $R$  – радиус долота.

Определим требуемое осевое усилие, которое необходимо приложить к планетарному долоту, чтобы при одинаковом армировании и прочих равных условиях добиться той же интенсивности изнашивания сопряжения "долото-порода", что и при бурении обычным долотом без учета промывочных каналов. А так как скорость изнашивания породы много меньше скорости изнашивания породоразрушающих элементов (в частности алмазного сырья или композиционных сверхтвердых материалов), то это фактически означает равенство скоростей бурения. Из выражений (3.18) и (4.6) следует

$$F_{\text{ос.плд}} = \frac{F_{\text{ос.об}}}{R} \sum_{j=1}^N \pi n_{\text{сат}j} \cdot \frac{1}{A} \ln \left( \frac{Ar_j^2}{2\pi(R_j - r_j)} + 1 \right). \quad (4.7)$$

Проанализируем математическую модель с помощью компьютерной программы для изучения закономерностей распределения осевого усилия для различных конструкций долот и условий бурения. Результаты расчета приведены в табличной форме в относительных величинах.

##### 4.4.1. Осевая нагрузка при изменении диаметра инструмента

В табл. 4.1 приведены данные, показывающие, как изменяется требуемое осевое усилие при изменении диаметра долота на примере пятиступенчатых долот.

Как следует из данных таблицы 4.1, изменение требуемого осевого усилия в зависимости от диаметра у планетарного породоразрушающего инструмента подчиняется тому же закону, что и инструмента с движением породоразрушающих элементов по окружности. То есть, с учетом (4.7), линейно увеличивается.

Кроме того, анализируя таблицу 4.1 необходимо отметить, что в самих планетарных долотах распределение осевого усилия зависит только от конструктивных параметров и у долот разного размера строго пропорционально их диаметру.

Таблица 4.1

## Распределение осевого усилия в долотах различного диаметра

Диаметр долота, мм	Диаметр сателлитов, мм	Количество сателлитов на ступени	Нагрузка на сателлит, %	Нагрузка на ступень, %	Нагрузка на долото, %	Относительная нагрузка на ступень, %	Относительная нагрузка на сателлит, %
100	10	2	4,98	9,95	69,89	14,2	7,1
	10	9	1,66	14,93		21,4	2,4
	10	15	0,99	14,85		21,3	1,4
	10	21	0,71	14,82		21,2	1,0
	10	28	0,55	15,34		22,0	0,8
200	20	2	4,98	9,95	70,05	14,2	7,1
	20	9	1,66	14,93		21,3	2,4
	20	15	0,99	14,85		21,2	1,4
	20	21	0,71	14,82		21,2	1,0
	20	28	0,55	15,50		22,1	0,8
300	30	2	4,98	9,95	69,90	14,2	7,1
	30	9	1,66	14,93		21,4	2,4
	30	15	0,99	14,85		21,3	1,4
	30	21	0,71	14,82		21,2	1,0
	30	28	0,55	15,34		22,0	0,8
400	40	2	4,98	9,95	69,90	14,2	7,1
	40	9	1,66	14,93		21,4	2,4
	40	15	0,99	14,86		21,3	1,4
	40	21	0,71	14,82		21,2	1,0
	40	28	0,55	15,34		21,9	0,8
500	50	2	4,98	9,95	69,89	14,2	7,1
	50	9	1,66	14,93		21,4	2,4
	50	15	0,99	14,85		21,3	1,4
	50	21	0,71	14,82		21,2	1,0
	50	28	0,55	15,34		22,0	0,8

## 4.4.2. Осевая нагрузка при изменении количества ступеней

Изменение требуемой осевой нагрузки в зависимости от количества ступеней в планетарном породоразрушающем инструменте на примере долота диаметром 100 мм приведено в табл. 4.2.

Как следует из данных табл. 4.2 при уменьшении количества ступеней уменьшается и требуемое осевое усилие. Однако это связано не с изменением количества ступеней, а с уменьшением площади армирования, которое при этом происходит. На рис. 4.3 графически показана зависимость между требуемым осевым усилием и площадью армирования долота.

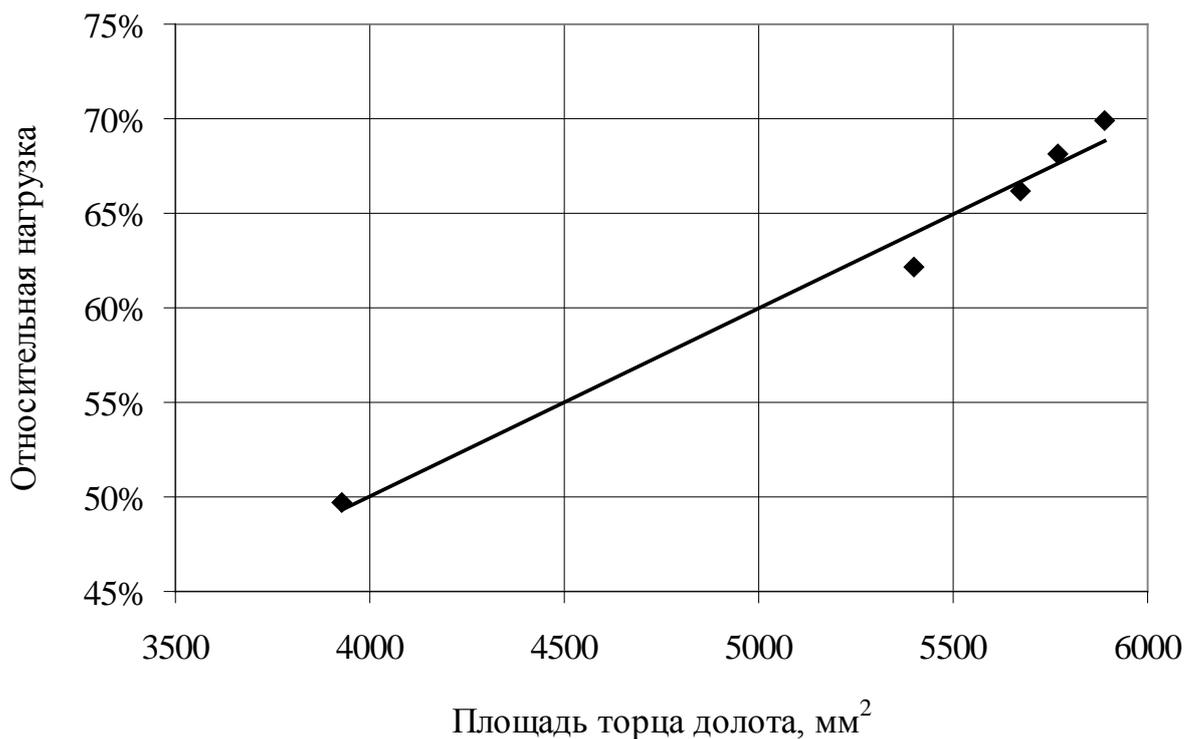


Таблица 4.2

Распределение осевого усилия в долотах с различным количеством ступеней

Количество ступеней	Диаметр сателлитов, мм	Количество сателлитов на ступени	Нагрузка на сателлит, %	Нагрузка на ступень, %	Нагрузка на долото, %	Относительная нагрузка на ступень, %	Относительная нагрузка на сателлит, %	Площадь армирования, мм <sup>2</sup>
5	10	2	4,98	9,95	69,89	14,2	7,1	5890
	10	9	1,66	14,93		21,4	2,4	
	10	15	0,99	14,85		21,3	1,4	
	10	21	0,71	14,82		21,2	1,0	
	10	28	0,55	15,34		22,0	0,8	
4	12,5	2	6,22	12,44	68,18	18,2	9,1	5768
	12,5	9	2,07	18,66		27,4	3,0	
	12,5	15	1,24	18,57		27,2	1,8	
	12,5	21	0,88	18,52		27,2	1,3	
3	16,7	2	8,29	16,59	66,22	25,0	12,5	5672
	16,7	9	2,76	24,88		37,6	4,2	
	16,7	15	1,65	24,76		37,4	2,5	
2	25	2	12,44	24,87	62,18	40,0	20,0	5400
	25	9	4,15	37,31		60,0	6,7	
1	50	2	24,88	49,75	49,75	100,0	50,0	3927

Рис. 4.3. Зависимость потребной осевой нагрузки от площади армирования торца долота

Как следует из рисунка 4.3 зависимость между требуемым осевым усилием и площадью армирования долота с достаточной степенью (величина достоверности аппроксимации  $r^2=0,981$ ) представить как линейную.

Вместе с тем необходимо отметить тот факт, что уменьшение требуемого осевого усилия при уменьшении количества ступеней нельзя однозначно считать положительным моментом, так как при этом уменьшается и стойкость долота. Поэтому при прочных равных условиях выбор конкретного количества ступеней должен зависеть от геолого-технических условий и экономических соображений.

#### 4.4.3. Осевая нагрузка при изменении коэффициента проскальзывания

Изменение требуемой осевой нагрузки в зависимости от коэффициента проскальзывания в планетарном породоразрушающем инструменте на примере пятиступенчатого долота диаметром 100 мм приведено в табл. 4.3 и на рис. 4.4. Диаметр сателлитов 10 мм.

Таблица 4.3

Распределение осевого усилия в долотах  
с различным коэффициентом проскальзывания

Коэффициент проскальзывания	Количество сателлитов на ступени	Нагрузка на сателлит, %	Нагрузка на ступень, %	Нагрузка на долото, %	Относительная нагрузка на ступень, %	Относительная нагрузка на сателлит, %
0,20	2	4,79	9,58	70,18	6,8	13,6
	9	1,67	15,01		2,4	21,4
	15	1,00	15,01		1,4	21,4
	21	0,72	15,03		1,0	21,4
	28	0,56	15,56		0,8	22,2
0,40	2	4,98	9,95	69,89	7,1	14,2
	9	1,66	14,93		2,4	21,3
	15	0,99	14,85		1,4	21,2
	21	0,71	14,82		1,0	21,1
	28	0,55	15,34		0,8	21,9
0,60	2	4,98	9,96	68,71	7,2	14,2
	9	1,63	14,63		2,4	20,8
	15	0,97	14,54		1,4	20,7
	21	0,69	14,55		1,0	20,7
	28	0,54	15,03		0,8	21,4
0,80	2	4,79	9,59	66,24	7,2	13,7
	9	1,56	14,07		2,4	20,0
	15	0,94	14,06		1,4	20,0
	21	0,66	13,96		1,0	19,9
	28	0,52	14,57		0,8	20,8
1,00	2	4,44	8,88	62,55	7,1	12,7
	9	1,48	13,32		2,4	19,0
	15	0,89	13,31		1,4	19,0
	21	0,63	13,26		1,0	18,9
	28	0,49	13,78		0,8	19,6

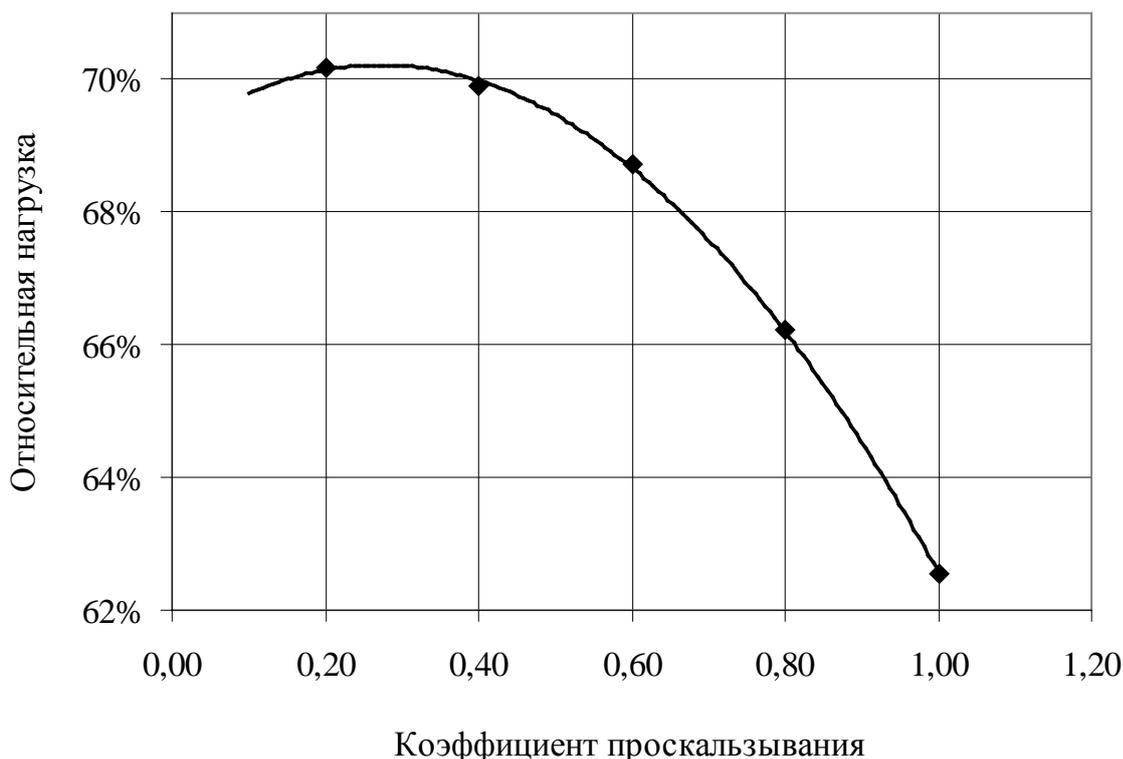


Рис. 4.4. Зависимость потребной осевой нагрузки от коэффициента проскальзывания

Как следует из данных табл. 4.3 и рис. 4.4 зависимость требуемого осевого усилия от коэффициента проскальзывания с большой степенью точности (коэффициент достоверности аппроксимирующего уравнения  $r^2=0,96-0,99$ ) носит гиперболический характер.

Здесь необходимо сделать следующее замечание. Именно коэффициент проскальзывания, при котором требуемое осевое усилие максимально является наиболее желательным. Снижение требуемого осевого усилия, которое наблюдается при отклонении от этого положения оптимума, достигается за счет большей неравномерности распределения нагрузки (ср. с рис. 3.4).

#### 4.4.4. Осевая нагрузка при изменении диаметра целика

Изменение требуемой осевой нагрузки в зависимости от диаметра целика в планетарном породоразрушающем инструменте на примере пятиступенчатого долота диаметром 100 мм приведено в табл. 4.4.

Как следует из данных табл. 4.4 между изменением размера целика и требуемым осевым усилием нет определенной математической зависимости. Это объясняется тем, что изменение размеров целика влечет за собой целый ряд других изменений. Изменяется площадь армирования долота за счет уменьшения диаметра сателлитов, но при этом она изменяется также за счет того, что при уменьшении диаметра сателлитов происходит увеличение количества, которое можно расположить на ступени. Кроме того, при изменении диаметра целика изменяется геометрическое местоположение оси сателлитов, что хотя и в меньшей степени, но также оказывает влияние на распределение осевого усилия между сателлитами.

Таблица 4.4

## Распределение осевого усилия в долотах с различным диаметром целика

Диаметр целика, мм	Диаметр сателлитов, мм	Количество сателлитов на ступени	Нагрузка на сателлит, %	Нагрузка на ступень, %	Нагрузка на долото, %	Относительная нагрузка на ступень, %	Относительная нагрузка на сателлит, %
2	9,8	3	4,07	12,20	70,21	17,4	5,8
		9	1,52	13,68		19,5	2,2
		16	0,93	14,86		21,2	1,3
		22	0,67	14,78		21,1	1,0
		28	0,52	14,68		20,9	0,7
4	9,6	4	3,39	13,55	70,89	19,1	4,8
		10	1,40	13,97		19,7	2,0
		16	0,88	14,03		19,8	1,2
		23	0,64	14,76		20,8	0,9
		29	0,50	14,58		20,6	0,7
6	9,4	4	2,86	11,46	67,98	16,9	4,2
		11	1,28	14,09		20,7	1,9
		17	0,82	14,01		20,6	1,2
		23	0,61	13,96		20,5	0,9
		30	0,48	14,46		21,3	0,7
8	9,2	5	2,46	12,29	68,05	18,1	3,6
		12	1,18	14,19		20,9	1,7
		18	0,77	13,90		20,4	1,1
		24	0,58	13,83		20,3	0,8
		30	0,46	13,84		20,3	0,7
10	9,0	6	2,13	12,75	67,04	19,0	3,2
		12	1,08	13,01		19,4	1,6
		19	0,73	13,85		20,7	1,1
		25	0,55	13,74		20,5	0,8
		31	0,44	13,69		20,4	0,7

Особое внимание следует обратить на долото с диаметром целика 2 мм. Дело в том, что оно имеет наиболее приближенное к оптимальному количество сателлитов на каждой ступени. Сравнивая его с аналогичной конструкцией без целика, приведенной в табл. 3.2, можно отметить значительное выравнивание распределения осевого усилия, однако перегрузка последней (наиболее близкой к забою) ступени очевидна.

#### 4.4.5. Осевая нагрузка при изменении размеров сателлитов

Изменение требуемой осевой нагрузки при изменении размеров сателлитов в планетарном породоразрушающем инструменте на примере двухступенчатого долота диаметром 100 мм приведено в табл. 4.5 и на рис. 4.5.

Таблица 4.5

Распределение осевого усилия в долотах с различными размерами спутников

Номер ступени	Диаметр спутников, мм	Количество спутников на ступени	Нагрузка на спутник, %	Нагрузка на ступень, %	Нагрузка на долото, %	Относительная нагрузка на ступень, %	Относительная удельная нагрузка на спутник, %/см <sup>2</sup>	Отношение удельной нагрузки на второй ступени к первой
2	5	2	2,45	4,90	59,62	8,2	0,1248	0,090
1	45	3	18,24	54,72		91,8	0,0115	
2	10	2	4,98	9,95	63,30	14,2	0,0633	0,17
1	40	4	13,34	53,35		76,3	0,0106	
2	15	2	7,46	14,93	61,94	21,4	0,0422	0,23
1	35	5	9,40	47,01		68,9	0,0098	
2	20	2	9,95	19,90	64,79	29,2	0,0317	0,29
1	30	7	6,41	44,89		65,8	0,0091	
2	25	2	12,44	24,88	62,12	36,5	0,0253	0,33
1	25	9	4,14	37,25		56,2	0,0084	
2	30	2	14,93	29,85	59,62	45,1	0,0211	0,37
1	20	12	2,48	29,77		45,0	0,0079	
2	35	2	17,41	34,83	57,03	56,0	0,0181	0,41
1	15	17	1,31	22,20		35,7	0,0074	
2	40	2	19,90	39,80	55,14	80,0	0,0158	0,44
1	10	28	0,55	15,34		30,8	0,0070	
2	45	2	22,39	44,78	52,36	90,0	0,0141	0,46
1	5	59	0,13	7,58		15,2	0,0065	

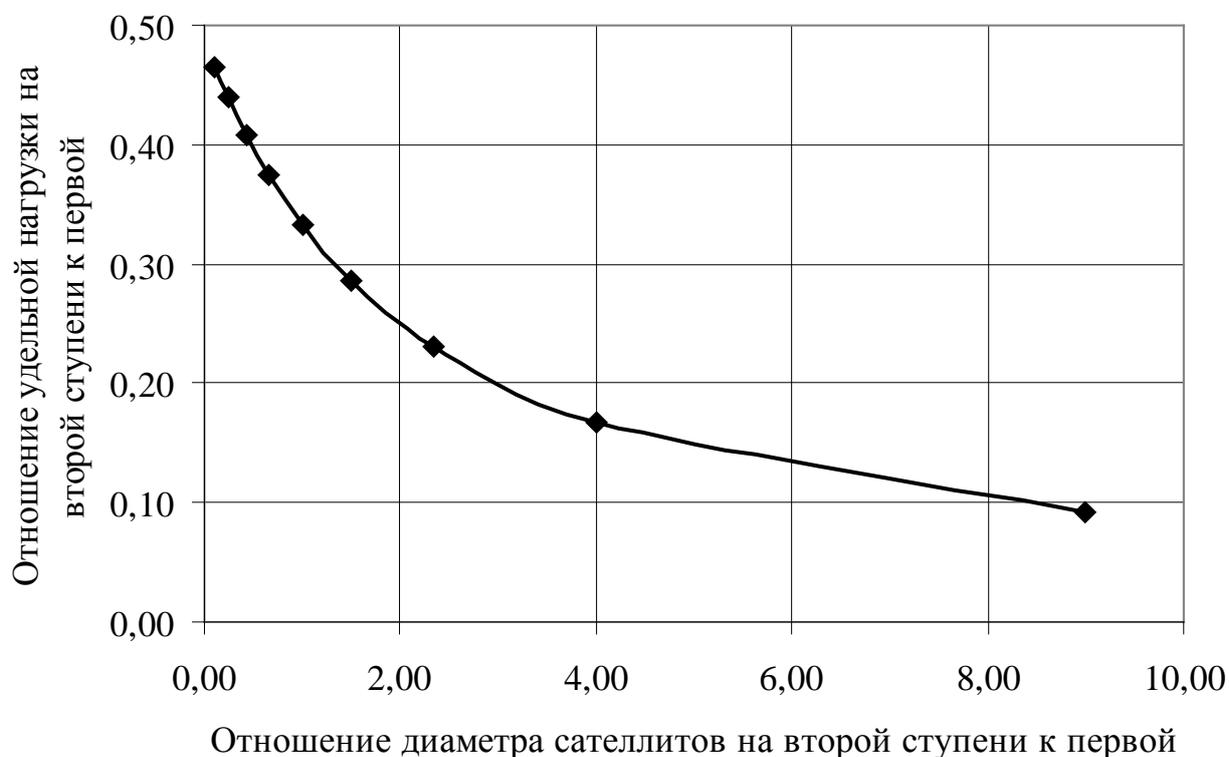


Рис. 4.5. Зависимость удельной осевой нагрузки при изменении размеров спутников

Из данных приведенных в табл. 4.5 и на рис. 4.5 следует, что при уменьшении диаметра сателлитов на бóльших ступенях нагрузки в планетарных долотах распределяются более равномерно. Причем, чем меньше отношение диаметра сателлитов на бóльших ступенях к меньшим, тем этот процесс интенсивнее. Однако достичь одинаковых удельных нагрузок на различных ступенях не удается.

### Выводы

1 Профили торца, по которым выполняется серийно выпускаемые долота безударного действия, подвержены аномальному износу и не могут быть использованы при проектировании профиля породоразрушающих сателлитов планетарных долот.

2. Для достижения той же скорости бурения, что и долотам безударного действия с движением породоразрушающих элементов по окружности, планетарным долотам требуется около 60-70 % от осевой нагрузки, которую создают на обычные долота.

3. Сателлиты, находящиеся на различных ступенях планетарных долот нагружены неравномерно, и чем ближе ступень находится к центру долота, тем сильнее нагружены сателлиты, расположенные на ней.

## 5. МЕТОДИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПЛАНЕТАРНЫХ ДОЛОТ

Создание методик проектирования долот важнейшая задача, решение которой в настоящее время невозможно без использования современной компьютерной техники.

Разработанная в данной работе методика проектирования конструктивных параметров планетарных долот утверждена в Полтавском отделении Украинского государственного геологоразведочного института.

При составлении научно обоснованной методики проектирования конструктивных параметров планетарных долот безударного действия необходимо решить следующие основные задачи. Определить количество ступеней в долоте; определить количество сателлитов, которое будет расположено на каждой из ступеней; определить размеры ступеней и сателлитов на каждой ступени; определить форму профиля торца сателлитов на каждой ступени.

Для армирования таких долот в зависимости от геологических условий, целей и глубины бурения возможно применения различных материалов. Например, твердосплавные вставки, сверхтвердые материалы, природные или синтетические алмазы, алмазно-твердосплавные пластины, композиционные материалы и др.

Важным вопросом является анализ системы опоры планетарного долота безударного действия. Так как данная задача слишком сложна и выходит за рамки данной работы, то ее анализ проведен в сравнительном плане с шарошечными долотами.

Система промывки планетарных долот безударного действия в настоящей работе не рассмотрена. Породоразрушающие элементы в таких долотах, в отличие от долот безударного действия с движением породоразрушающих сателлитов по окружности, находятся в прерывистом контакте с забоем и стенками скважины. Поэтому очистка породоразрушающих элементов от шлама и их охлаждение осуществляются значительно лучше, и, следовательно, решение этой задачи недостаточно актуально.

### 5.1. Определение количества сателлитов на ступени

Для проектирования планетарных долот необходимо определить зависимость количества сателлитов, которые можно расположить в площади забоя, от их диаметра, а также расстояние между ними [127]. Для решения этой задачи составим расчетную схему, которая приведена на рис. 5.1.

Из рис. 5.1 радиус долота равен

$$R = r + \frac{r}{\sin \frac{\varphi}{2}}. \quad (5.1)$$

Отсюда видно, что

$$\sin \frac{\varphi}{2} = \frac{r}{R - r}. \quad (5.2)$$

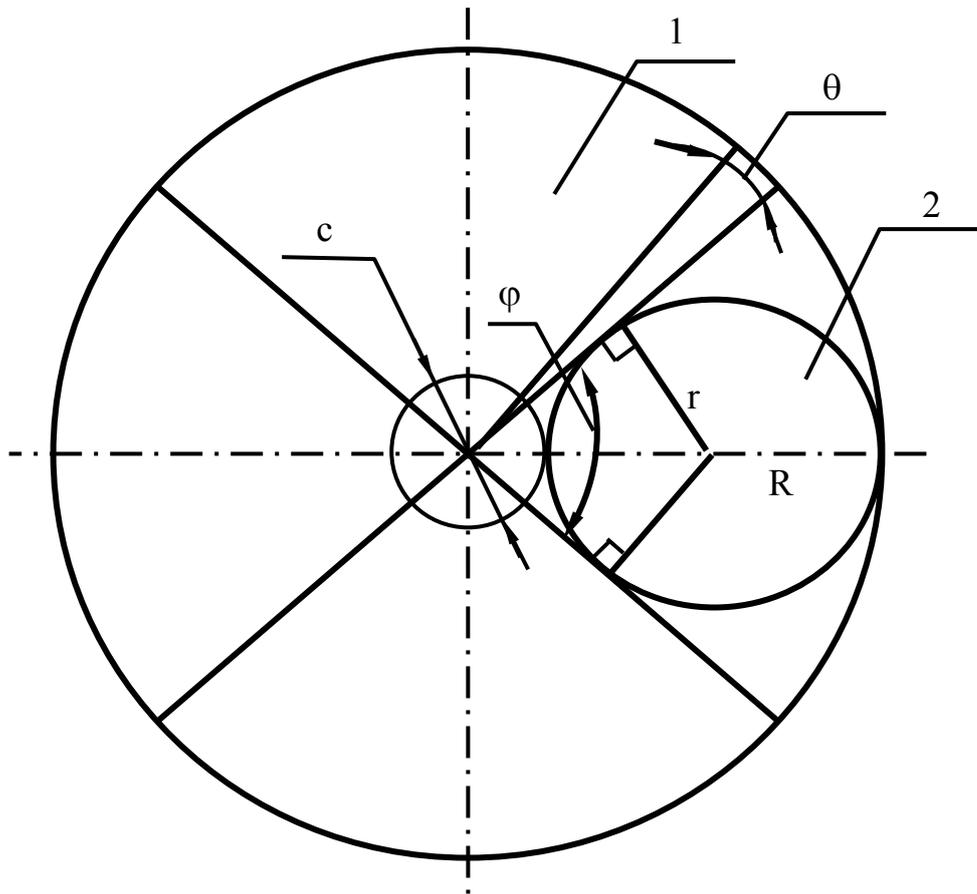


Рис. 5.1. Расчетная схема для определения размеров сателлитов:

1 – площадь забоя скважины;

2 – породоразрушающий сателлит;

R – радиус забоя (долота);

r – радиус сателлита;

φ – центральный угол между касательными к сателлиту;

θ – угловое расстояние между соседними сателлитами.

Тогда, центральный угол между касательными к сателлиту φ определим как

$$\varphi = 2\arcsin \frac{r}{R-r}, \quad (5.3)$$

или представим в более удобном для дальнейшего использования виде

$$\varphi = 2\arcsin \frac{d}{D-d}. \quad (5.4)$$

Тогда количество сателлитов данного диаметра, которое можно расположить в требуемом размере забоя, определим как

$$n = \frac{2\pi}{2\arcsin \frac{d}{D-d}} = \frac{\pi}{\arcsin \frac{d}{D-d}}, \quad (5.5)$$

или с учетом того, что количество сателлитов n всегда является целым числом

$$n = \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d}{D-d}} \right]. \quad (5.6)$$

Тогда суммарное угловое пространство (в радианах) незанятое спутниками, определим как

$$\sum \theta = 2\pi - n\varphi, \quad (5.7)$$

или с учетом (5.4) и (5.6) имеем

$$\sum \theta = 2\pi - \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d}{D-d}} \right] 2\arcsin \frac{d}{D-d}. \quad (5.8)$$

Тогда угловое расстояние между соседними спутниками

$$\theta = \frac{\sum \theta}{n}, \quad (5.9)$$

или подставляя значения  $n$  и  $\sum \theta$  из (5.6) и (5.8), получим

$$\theta = \frac{2\pi - \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d}{D-d}} \right] 2\arcsin \frac{d}{D-d}}{\left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d}{D-d}} \right]} = \frac{2\pi}{\left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d}{D-d}} \right]} - 2\arcsin \frac{d}{D-d}. \quad (5.10)$$

Используя данную зависимость, определяем максимально возможное количество спутников данного диаметра, которым можно армировать долото требуемого размера. С ее помощью можно также определить количество спутников данного диаметра, которым можно вооружить долото при заданном расстоянии  $\theta$  между спутниками. Подставляя в формулу (5.7) значения  $\varphi$  и  $\sum \theta$  из (5.4) и (5.9) получим

$$\theta n = 2\pi - n 2\arcsin \frac{d}{D-d}. \quad (5.11)$$

Отсюда количество спутников (с учетом того, что  $n$  всегда является целым числом), равно

$$n = \left[ \frac{2\pi}{\theta + 2\arcsin \frac{d}{D-d}} \right]. \quad (5.12)$$

Таким образом, предложенная методика позволяет определять геометрические размеры планетарных долот, необходимые для их проектирования.

## 5.2. Определение числа ступеней и количества сателлитов на каждой ступени

Для того чтобы повысить энерговооруженность долота количество сателлитов необходимо увеличивать. Однако в случае если количество сателлитов превышает два, в центре инструмента образуется неармированный участок, который по мере увеличения диаметра инструмента, и соответственно диаметра сателлитов, также увеличивается. При небольших размерах этого целика в процессе бурения он подвержен саморазрушению. Поэтому для того чтобы имелась возможность изготавливать планетарные долота больших размеров их необходимо проектировать в ступенчатом исполнении. Это позволяет также улучшить условия работы сателлитов, так как сателлиты, расположенные на всех ступенях кроме первой входящей в соприкосновение с забоем, разрушают уже нарушенную породу, что приводит к снижению энергоемкости процесса бурения [128, 129].

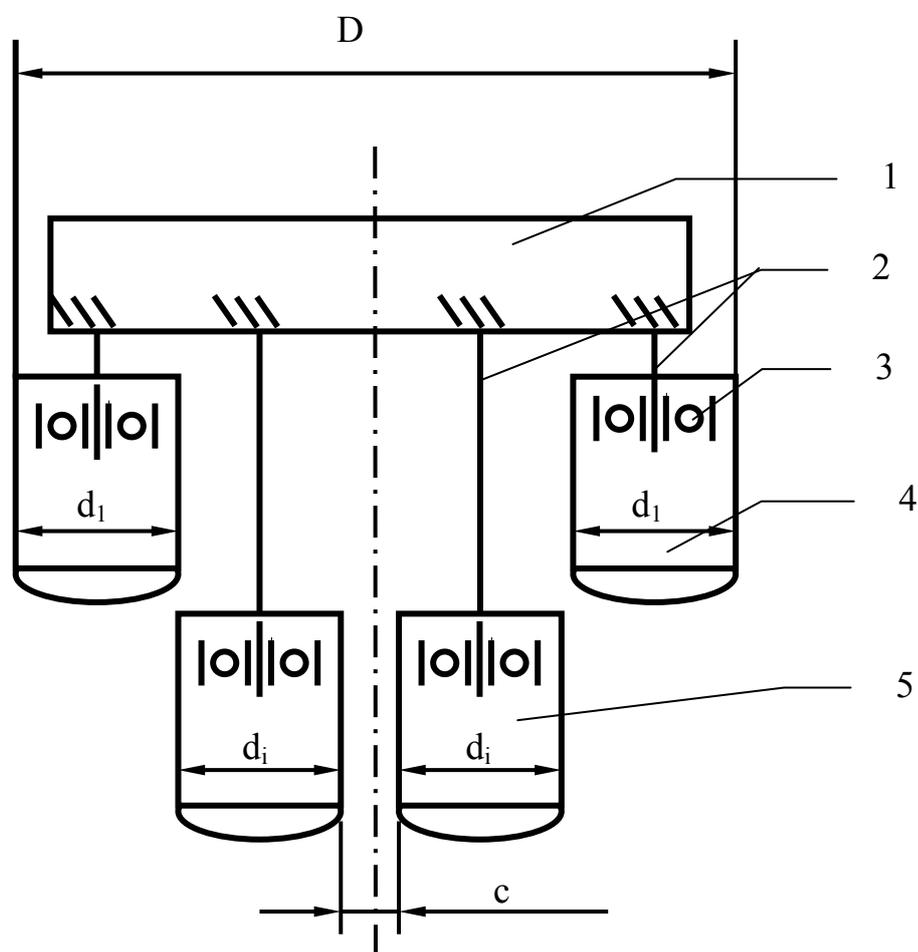


Рис. 5.2. Принципиальная схема для определения конструктивных параметров планетарных долот:

- 1 – корпус долота; 2 – валы; 3 – подшипники;
- 4 – сателлиты первого яруса; 5 – сателлиты  $i$ -го яруса.

Размещая сателлиты на нескольких ступенях необходимо определить следующие конструктивные параметры: количество ступеней в долоте, количе-

ство спутников на каждой ступени и размер спутников. Принципиальная схема для определения конструктивных параметров приведена на рис. 5.2.

Для того чтобы износ породоразрушающих спутников на каждой ступени был одинаков, энерговооруженность ступеней также должна быть одинаковой [119, 130]. То есть

$$\frac{\sum F_{\text{сат}_1}}{\sum F_{\text{ст}_1}} = \frac{\sum F_{\text{сат}_2}}{\sum F_{\text{ст}_2}} = \frac{\sum F_{\text{сат}_i}}{\sum F_{\text{ст}_i}}, \quad (5.13)$$

где  $\sum F_{\text{сат}_1}, \sum F_{\text{сат}_2}, \sum F_{\text{сат}_i}$  – суммарные площади спутников соответственно на первой, второй и  $i$ -ой ступени;  $\sum F_{\text{ст}_1}, \sum F_{\text{ст}_2}, \sum F_{\text{ст}_i}$  – площади забоя разрушаемые соответственно первой, второй и  $i$ -ой ступенью.

Суммарная площадь спутников на первой ступени (для удобства первой считаем диаметрообразующую ступень)

$$\sum F_{\text{сат}_1} = n_{\text{сат}_1} \frac{\pi}{4} d_1^2. \quad (5.14)$$

Суммарная площадь спутников на  $i$ -ой ступени

$$\sum F_{\text{сат}_i} = n_{\text{сат}_i} \frac{\pi}{4} d_i^2. \quad (5.15)$$

Площадь первой ступени

$$F_{\text{ст}_1} = \frac{\pi}{4} D^2 - \frac{\pi}{4} (D - 2d_1)^2 = \frac{\pi}{4} (D^2 - (D - 2d_1)^2) = \pi d_1 (D - d_1). \quad (5.16)$$

Площадь  $i$ -ой ступени

$$F_{\text{ст}_i} = \frac{\pi}{4} \left( \left( D - 2 \sum_{i=1}^{i-1} d_i \right)^2 - \left( D - 2 \sum_{i=1}^i d_i \right)^2 \right) = \pi \left( D d_i + \left( \sum_{i=1}^{i-1} d_i \right)^2 - \left( \sum_{i=1}^i d_i \right)^2 \right). \quad (5.17)$$

Тогда выражение (1) примет вид

$$\frac{n_{\text{сат}_1} \frac{\pi}{4} d_1^2}{\pi d_1 (D - d_1)} = \frac{n_{\text{сат}_i} \frac{\pi}{4} d_i^2}{\pi \left( D d_i + \left( \sum_{i=1}^{i-1} d_i \right)^2 - \left( \sum_{i=1}^i d_i \right)^2 \right)}, \quad (5.18)$$

или

$$\frac{n_{\text{сат}_1} d_1^2}{d_1 (D - d_1)} = \frac{n_{\text{сат}_i} d_i^2}{D d_i + \left( \sum_{i=1}^{i-1} d_i \right)^2 - \left( \sum_{i=1}^i d_i \right)^2}. \quad (5.19)$$

Согласно (5.6) количество спутников на первой ступени

$$n_{\text{сат}_1} = \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d_1}{D - d_1}} \right]. \quad (5.20)$$

Количество спутников на  $i$ -ой ступени

$$n_{\text{сп}_i} = \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d_i}{D - 2 \sum_{i=1}^{i-1} d_i - d_i}} \right]. \quad (5.21)$$

Кроме того, для определения размеров спутников долота используем выражение

$$2 \sum_{i=1}^N d_i + c = D, \quad (5.22)$$

где  $N$  – количество ступеней;  $c$  – диаметр неармированной части долота, чтобы образующийся целик подвергался саморазрушению с должно быть в пределах 8-12 мм [117].

Как следует из результатов, приведенных в главе 4.4.2 (табл. 4.2) при увеличении количества ступеней существенно увеличивается неравномерность распределения нагрузки между спутниками, расположенными на различных ступенях. При этом спутники, расположенные на последней ступени, которые к тому же разрушают еще ненарушенный забой, подвергаются значительным по сравнению с спутниками, расположенными на других ступенях нагрузкам, что может способствовать преждевременному выходу из строя их опоры. Поэтому при проектировании необходимо стремиться к тому, чтобы количество ступеней было минимально возможным. Количество спутников на ступени должно быть как можно большим (но при этом должно соблюдаться условие равенства энерговооруженности ступеней (5.13)). Исходя из этих соображений, количество спутников на последней ступени целесообразно выбирать меньше трех.

Таким образом, максимально возможный диаметр одноступенчатых долот с тремя спутниками определим следующим образом. Радиус спутника можно представить как

$$r = \frac{R - c/2}{2}. \quad (5.23)$$

Тогда подставляя полученное значение в (5.1) после преобразований получим

$$R = \frac{\frac{c}{2} \sin \frac{\varphi}{2} + \frac{c}{2}}{1 - \sin \frac{\varphi}{2}}, \quad (5.24)$$

или

$$D = \frac{c \sin \frac{\varphi}{2} + c}{1 - \sin \frac{\varphi}{2}}. \quad (5.25)$$

Принимая диаметр целика  $c=12$  мм, а количество сателлитов  $n=3$  (т.е.  $\varphi=120^\circ$ ) – меньшее число сателлитов отрицательно скажется на стойкости долота из-за уменьшения количества породоразрушающих элементов принимающих участие в разрушении – максимально возможный диаметр одноступенчатых планетарных долот равен

$$D = \frac{12 \sin 60 + 12}{1 - \sin 60} \approx 167,1. \quad (5.26)$$

Таким образом, максимально возможный диаметр долота, в соответствии со стандартным рядом, равен 163,5 мм.

Однако для обеспечения нормальной работы долота, во избежание заклинивания сателлитов мы не рекомендуем принимать диаметр последней ступени более 150 мм и соответственно проектировать одноступенчатые планетарные долота диаметром превышающем 149,4 мм.

Как следует из данных, приведенных в табл. 3.6, чем меньшего размера сателлиты на последней ступени по отношению к другим ступеням, тем более неравномерно распределена удельная нагрузка. В свою очередь увеличение количества ступеней как видно из табл. 3.3 также приводит к значительному увеличению неравномерности распределения удельной нагрузки. Поэтому, исходя из вышеизложенного, диаметр сателлитов на последней ступени должен быть меньше диаметра сателлитов на предыдущей не более чем в 2-2,5 раза.

$$\left\{ \begin{array}{l} 2 \sum_{i=1}^N d_i + c = D \\ n_{\text{сат}_1} = \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d_1}{D - d_1}} \right] \\ \frac{F_{\text{сат}_1}}{F_{\text{ст}_1}} = \frac{F_{\text{сат}_i}}{F_{\text{ст}_i}} \end{array} \right. \Rightarrow \left\{ \begin{array}{l} 2 \sum_{i=1}^N d_i + c = D \\ n_{\text{сат}_i} = \left[ \frac{\pi}{\arcsin \frac{d_i}{D - 2 \sum_{i=1}^{i-1} d_i - d_i}} \right] \\ \frac{n_{\text{сат}_1} d_1^2}{d_1 (D - d_1)} = \frac{n_{\text{сат}_i} d_i^2}{D d_1 + \left( \sum_{i=1}^{i-1} d_i \right)^2 - \left( \sum_{i=1}^i d_i \right)^2} \end{array} \right. \quad (5.27)$$

Таким образом, планетарные долота в двухступенчатом исполнении должны проектироваться до диаметра 430-500 мм. При этом должно соблюдаться условие (5.13).

Таким образом, суммируя все вышеизложенное, получим систему уравнений для определения конструктивных параметров долота (количества сателлитов и их размеров).

Как видно из (5.27) количество уравнений зависит от количества ступеней. Из-за сложности уравнений входящих в данную систему решение ее должно осуществляться с помощью ЭВМ.

Для облегчения расчетов распределения конструктивных параметров планетарного породоразрушающего инструмента в заданных условиях бурения нами разработана компьютерная программа, с использованием программного аппарата Microsoft Excel.

### 5.3. Форма профиля рабочей поверхности породоразрушающих сателлитов

Важнейшим вопросом, который необходимо решить при проектировании конструкции породоразрушающего инструмента является определение формы профиля рабочей поверхности..

Форма профиля, с одной стороны должна обеспечивать эффективное разрушение горной породы, а с другой – способствовать созданию одинаковых условий работы для породоразрушающих элементов расположенных на различном удалении от оси сателлита [131].

Для того чтобы добиться равномерного распределения давления ( $p = \text{const}$ ) по рабочей поверхности сателлита на основании (3.21) должно выполняться следующее условие

$$\cos \alpha = \frac{p(k_d + k_n)(Ar_i^2 + 2\pi(R - r))}{I_{d-n}}. \quad (5.28)$$

Представляя (5.28) в виде зависимости  $\alpha = f(r_i)$  получим уравнение для определения профиля рабочей поверхности, выраженное в углах наклона касательной к профилю в точке, находящейся на расстоянии  $r_i$  от оси сателлита.

Для того чтобы получить уравнение профиля рабочей поверхности сателлита в виде зависимости  $y = f(r_i)$  воспользуемся выражением для определения угла наклона касательной в данной точке

$$y' = \text{tg} \alpha. \quad (5.29)$$

Для удобства дальнейшей работы представим уравнение (5.28) в следующем виде

$$\cos \alpha = k_1 r_i^2 + k_2, \quad (5.30)$$

где  $k_1 = \frac{p(k_d + k_n)A}{I_{d-n}}$  и  $k_2 = \frac{2\pi p(k_d + k_n)(R - r)}{I_{d-n}}$  – постоянные коэффициенты.

Тогда находя с помощью выражения (5.30)  $\operatorname{tg}\alpha$ , подставляя его в (5.29) и интегрируя, получим уравнение для определения формы профиля рабочей поверхности сателлита

$$y = \int \left( \frac{1}{(k_1 r_i^2 + k_2)^2} - 1 \right)^{0,5} dr_i. \quad (5.31)$$

Проинтегрировав, получим

$$y = \frac{r_i}{2k_2(k_1 r_i^2 + k_2)} + \frac{1}{2k_2 \sqrt{k_1 k_2}} \operatorname{arctg} \left( r_i^2 \sqrt{\frac{k_1}{k_2}} \right) - r_i. \quad (5.32)$$

На рис. 5.3 схематично представлен профиль рабочей поверхности сателлита, рассчитанный по уравнению (5.32)

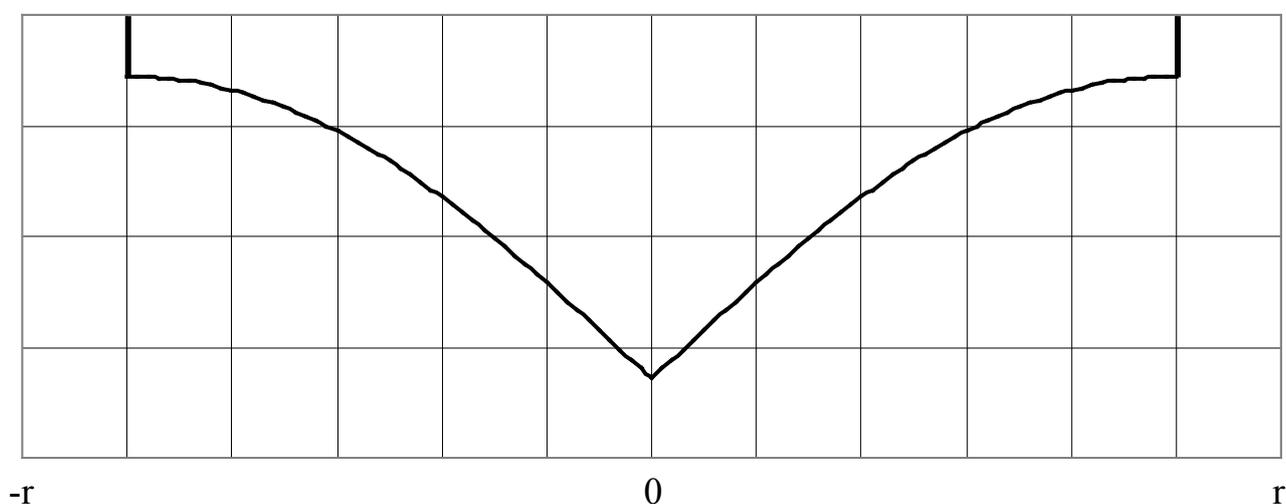


Рис. 5.3. Схематическая форма профиля рабочей поверхности сателлита, обеспечивающая равномерное распределения нагрузки по торцу сателлита ( $p=\text{const}$ ).

Пользуясь приведенной выше методикой определяются конструктивные параметры планетарного долота (количество и размер ступеней, количество и размер породоразрушающих сателлитов на каждой ступени, профиль рабочей поверхности сателлитов) в зависимости от диаметра скважины и геологических условий. Применение долот с такими конструктивными параметрами позволит полностью исключить аномальный и снизить нормальный износ дорогостоящего армирующего сырья, добываясь при этом максимальной проходки на породоразрушающий инструмент.

#### 5.4. Система опоры планетарных долот безударного действия

Рассмотрим и проанализируем типичное конструктивное исполнение опор шарошечных долот для высокооборотного бурения, которые можно рас-

смазывать в качестве основы для проектирования системы опоры планетарных долот безударного действия.

На рис. 5.4 представлены элементы опоры шарошки. Опора шарошки долота обычно состоит из консольной лапы 1, составляющей единое целое с лапой 2, и подшипников, позволяющих шарошке при вращении долота свободно вращаться относительно цапфы и передавать осевые и радиальные нагрузки. Один из подшипников одновременно с отмеченными функциями выполняет также функции запирающего, фиксирующего устройства, удерживающего шарошку на цапфе от продольного смещения. Поэтому такой подшипник называют замковым. Как правило, он выполняется в виде шарикоподшипника 3. Его шары заводятся в соответствующее гнездо через цилиндрический проход 5, просверливаемый в цапфе и запираемый после их установки специальным замковым пальцем 4.

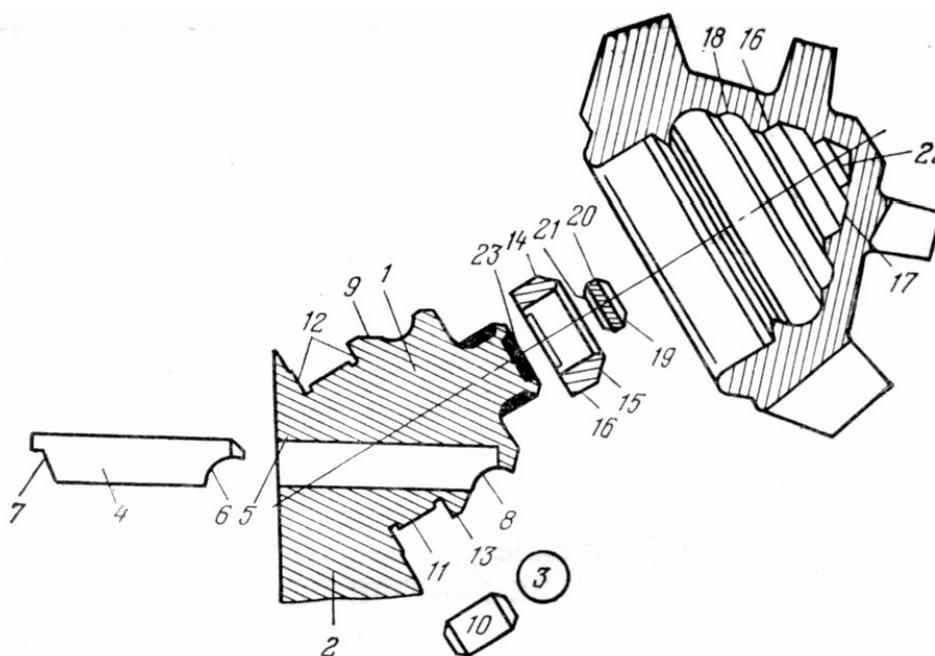


Рис. 5.4. Элементы опоры шарошки.

На одном из концов пальца 4 вытачивается сферический вырез 6, точно соответствующий (при совместной обработке пальца с цапфой) профилю внутренней беговой дорожки 8 замкового подшипника. На другом конце пальца – канавка 7 под сварочный шов, фиксирующий правильное положение пальца и препятствующий его смещению и выпадению.

По обеим сторонам замкового подшипника обычно монтируются большой и малый подшипники. Большой подшипник обычно состоит из беговой дорожки 11, тел качения 10 и направляющих плоскостей 12. Он отделяется от замкового подшипника буртиком 13.

Малый подшипник выполняется аналогично.

Опора шарошки может быть выполнена по схеме: РШР, ШШР, РШШ, ШШШ. Среди опор ШШР и ШШШ могут быть варианты с двумя замковыми

подшипниками, т.е. Ш<sub>3</sub>Ш<sub>3</sub>Р и Ш<sub>3</sub>Ш<sub>3</sub>Ш. Возможны варианты опоры с двумя (в долотах малых диаметров), четырьмя и пятью (в долотах больших диаметров) подшипниками качения.

Форма и размеры тел качения подбираются к долоту каждого диаметра и типа с учетом необходимой прочности всех элементов опоры и толщины корпуса шарошки. Так, уменьшение диаметра тел качения позволяет значительно повысить прочность цапфы и корпуса шарошки, но существенно ослабляет прочность самих тел качения.

Многочисленными исследованиями установлено, что в большинстве случаев (до 70 %) шарошечные долота выходят из строя из-за опережающего износа их опоры по сравнению с износом вооружения.

Основными факторами этого являются следующие причины: срабатыва-

ние шариковых и роликовых подшипников в процессе их работы в абразивной среде; усталостное разрушение рабочих поверхностей; разворот роликов и заклинивание тел качения в беговых дорожках.

Однако наиболее слабыми элементами опоры шарошечного долота являются бурты.

Форма выполнения беговых дорожек и буртов на цапфе долота показана на рис. 5.5.

Ширина каждой такой дорожки должна быть больше длины тела качения на 0,1-0,2 мм. У буртов выполняются неглубокие округлые канавки 4 для выхода шлифовального круга, с помощью которого обрабатывается цилиндрическая рабочая поверхность роликовой дорожки. Эти канавки способствуют уменьшению концентрации напряжений, улучшению теплоотвода и сосредоточению в них смазочного вещества и тонкозернистого шлама.

Бурты необходимы для отделения подшипников опоры друг от друга и для исключения отрицательного воздействия одного подшипника и его тел качения на другой. Высота бурта цапфы обычно принимается равной радиусу тела качения. Однако по мере износа подшипников качения, поверхности бурта цапфы

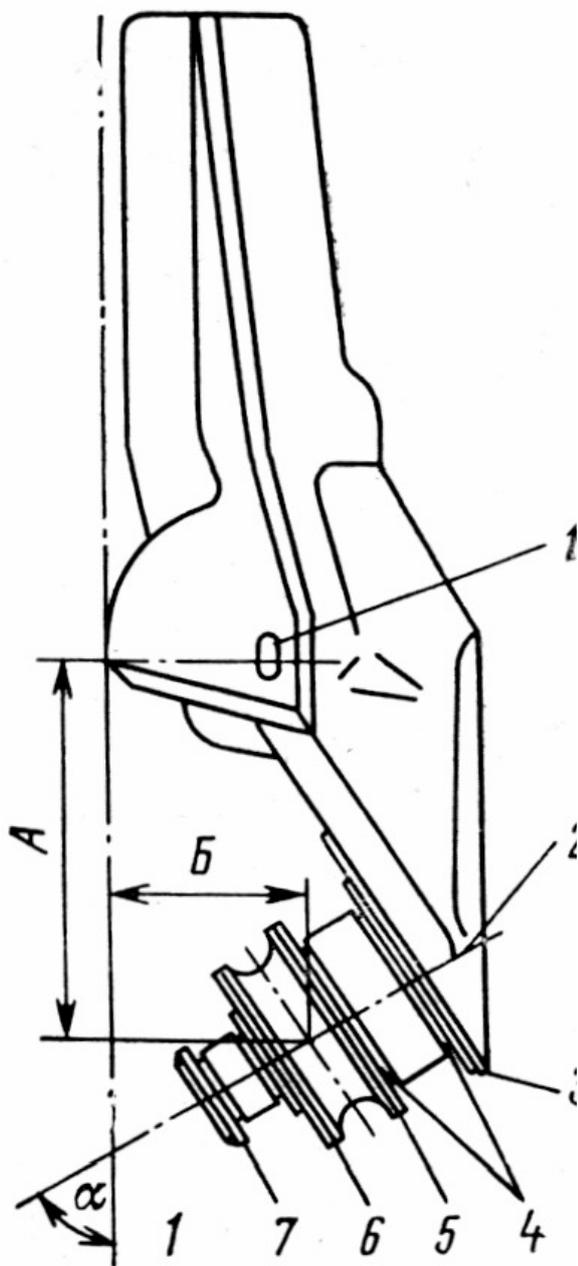


Рис. 5.5. Цапфа шарошечного долота

вступают в контакт и соударение с оппозитарно расположенным буртом шарошки, что вызывает сильный разогрев вплоть до оплавления, сварки и катастрофического разрушения опоры долота.

Кроме оплавления весьма опасно также скалывание и выкрашивание буртов.

Толщина нагруженного бурта 6 шарикового замкового подшипника варьирует в зависимости от диаметра долота. Так, в долотах диаметрами 132-151 мм она составляет 6,0 мм, а в долотах диаметрами 320 мм – 7,8-8,7 мм. Толщина ненагруженного бурта 5 изменяется в пределах от 3,8 мм для долот диаметром 132 мм до 7 мм для долот, диаметром 320 мм. Высота нагруженного бурта принимается примерно равной 0,85 от радиуса беговой дорожки, а ненагруженного 0,7. Толщина 7 концевой подшипника обычно принимается равной 3-5 мм в долотах диаметром 320 мм, а толщина козырька 3 лапы – 1,7-2,0 мм в долотах диаметром 132 мм и 4,0-5,7 мм в долотах диаметром 320 мм.

Горизонтальное расположение цапфы планетарного долота имеет следующие преимущества по сравнению с наклонным – цапфы шарошечного долота.

Подшипники работают в более благоприятных условиях, так как испытывают, в основном, нагрузки в одном – осевом направлении. Доля радиальных нагрузок относительно невелика. Это позволяет использовать не радиально-упорные, а упорные подшипники, которые лучше приспособлены для восприятия значительных осевых нагрузок.

Снимаются жесткие ограничения на длину цапфы, что позволяет увеличить толщину буртов, тем самым, препятствуя их скалыванию и выкрашиванию.

Так как нет необходимости в конусообразной форме шарошки, то, следовательно, нет и необходимости в уменьшении диаметра цапфы по ее длине. Это позволяет поддерживать одинаково большой размер тел качения во всех подшипниках планетарного долота.

## Выводы

На основании вышеизложенного инженерная методика проектирования планетарных долот режущего действия состоит из следующих этапов:

1. В зависимости от требуемого диаметра бурения выбирается количество ступеней долота. Долота диаметром до 149,4 мм включительно выполняются одноступенчатыми, до 500 мм – двухступенчатыми.

2. Решая систему уравнений (5.27) определяются размеры ступеней и количество сателлитов на каждой ступени.

3. С учетом геологического разреза определяются характеристики взаимодействия пары "породоразрушающий сателлит-горная порода" ( $k_d$ ,  $k_n$  и  $k_{np}$ ) и определяются законы движения сателлитов на различных ступенях.

4. Используя уравнение (5.32) определяется профили рабочей поверхности породоразрушающих сателлитов на каждой ступени.

## 6. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ ПЛАНЕТАРНОГО ДОЛОТА БЕЗУДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

### 6.1. Методика проведения производственных испытаний

#### Объект исследований

Объектом исследований являлся экспериментальный образец долота планетарного типа. Долото было изготовлено в ПО "Кировгеология" и прошло стендовые испытания на буровом стенде кафедры техники разведки месторождений полезных ископаемых Национального горного университета. На рис. 6.1 приведена конструкция планетарного долота. В качестве единичных породоразрушающих элементов использовались твердосплавные вставки.



Рис. 6.1. Планетарное долото для проведения испытаний

#### Техническая характеристика

диаметр долота, мм	97
диаметр сателлитов, мм	46,5
количество сателлитов, шт	2
осевой люфт в опоре, мм	1
радиальный люфт в опоре, мм	0,2

#### Подготовка к проведению испытаний

В качестве подготовительных работ перед проведением производственных испытаний на стенде кафедры техники разведки МПИ были проведены лабораторные испытания планетарного долота в соответствии с разработанными программой и методикой.

Целью стендовых исследований являлась проверка работоспособности планетарной конструкции долота, определение направления проведения дальнейших экспериментальных исследований.

На основании проведенных экспериментальных стендовых исследований были сделаны следующие выводы:

1) увеличение осевой нагрузки и частоты вращения породоразрушающего инструмента приводит к уменьшению коэффициента проскальзывания по зависимости, которую можно представить в виде формулы

$$k_{\text{пр}} = \frac{1}{AP + Bn_{\text{об}} + C},$$

где А, В и С – коэффициенты, зависящие от контактирующих материалов, формы породоразрушающего инструмента и условий бурения;

2) центральная часть подвергается саморазрушению в результате слома целика при достижении им высоты 5-10 мм.

На рис. 6.2 приведен вид забоя, образующегося при работе этого долота.

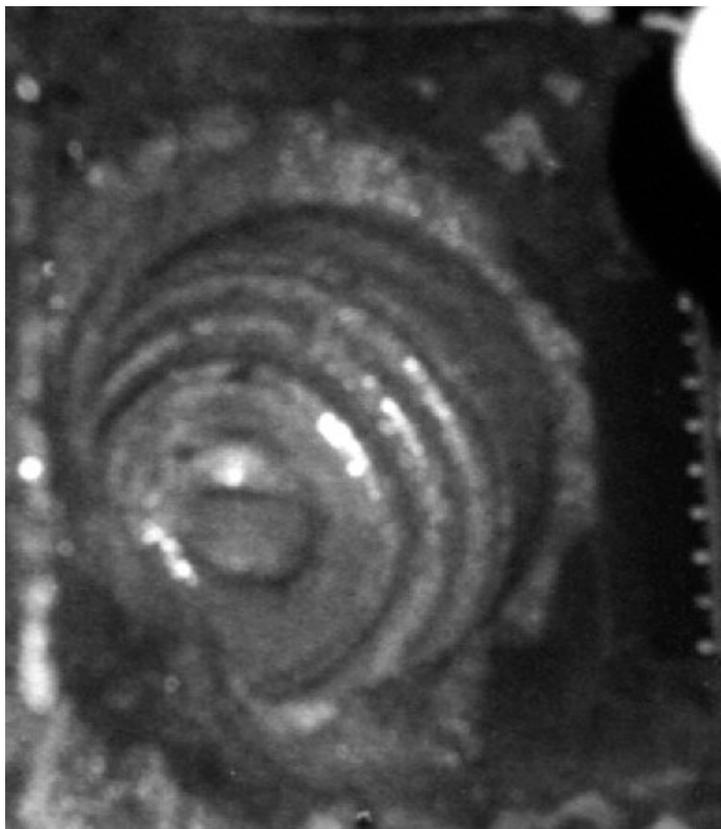


Рис. 6.2. Забой, образующийся в результате действия планетарного долота

На нем видно, что происходит ступенчатое разрушение забоя, что благоприятно сказывается на работе породоразрушающих элементов. Разрушение центральной части забоя происходит в результате слома целика, что снижает энергоемкость процесса разрушения.

Производственные испытания проводились в соответствии с программой и методикой при бурении скважин в Приднепровской геофизической разведочной экспедиции.

#### **Цели и задачи исследований**

Целью производственных испытаний являлось определение технико-экономических показателей работы долота планетарного типа.

Задачами исследований являлись:

- 1) исследование влияния конструкции долота на характер износа долота планетарного типа;
- 2) исследование влияния конструкции на механическую скорость бурения планетарным долотом безударного действия.

#### **Условия проведения исследований**

Экспедиции был предоставлен экспериментальный образец долота планетарного типа.

Буровые установки были укомплектованы серийным буровым оборудованием и инструментом.

Производственные испытания экспериментального образца планетарного долота проводились на скважинах № 14, 15, 19, 23, 34, 36, 65, 78, 80, 88 на Западно-Вишневской площади юго-восточной части Днепровско-Донецкой впадины. Буровая установка УРБ-2,5А.

Глубина скважин 30-60 м. Бурение проводилось по различным песчаникам и алевролитам IV-VI категорий по буримости мощностью 20 м, залегающим в нижней части разреза. Группа по абразивности II-III. Усредненные данные о геологическом разрезе приведены в табл. 6.1.

В качестве промывочной жидкости использовалась техническая вода.

Осевая нагрузка изменялась в пределах 800-1200 даН. Частота вращения – 100, 197 мин<sup>-1</sup>. Расход промывочной жидкости 250-300 л/мин.

### Определяемые показатели

Измерялись следующие рабочие параметры:

- износ экспериментального образца планетарного долота по диаметру;
- износ экспериментального образца планетарного долота по высоте;
- продольный люфт в опоре;
- поперечный люфт в опоре;
- механическая скорость бурения.

Таблица 6.1

Усредненные данные о геологическом разрезе

Горная порода	Мощность, м	Категория по буримости	Группа по абразивности	Процент в общем объеме
Почвенно-растительный слой	6	I	I	1,3
Антропогенные суглинки	103	III	I	22,6
Глина плотная красно-бурая	109	III	I	24,0
Пески кварцевые мелкозернистые	37	II	II	8,1
Песчаники кварцевые, алевролиты плотные	60	IV	II	13,2
Песчаники кварцевые на кварцевом цементе	100	V	II	22,0
Окварцованные песчаники	40	VI	III	8,8
Итого	455			100

### Методика исследований

В качестве базы сравнения был принят пикобур ПБК-112, который используется в экспедиции при бурении в геологических условиях, аналогичным тем, в которых испытывалось планетарное долото безударного действия.

Бурение скважин проводилось с применением технологических параметров, применяемых в Приднепровской ГРЭ.

Критерием окончания рейса было достижение проектной глубины.

Для определения скоростных характеристик длина интервала замера равна 2 м.

Для определения износных характеристик длина интервала равна длине рейса.

### 6.2. Результаты проведения производственных испытаний

Всего при проведении испытаний было пробурено 200 м (100 м – планетарным долотом и 100 – долотом ПБК-112). Результаты опытного бурения приведены в табл. 6.2. Износ по диаметру планетарного долота 1 мм. Осевой люфт в опоре 1,2 мм. Радиальный люфт в опоре 0,3 мм. Средняя механическая скорость бурения составляла 43,6 м/ч. Износ по диаметру пикобура ПБК-112 составил 2 мм. Долото снято с работы. Средняя механическая скорость при бурении пикобурами в аналогичных условиях составляла 41,4 м/ч.

### Выводы

1. Проходка на экспериментальный образец долота планетарного типа в 2 раза превышает проходку на пикобур ПБК-112, принятый за базу сравнения. Износ долота равномерный, признаков аномального износа не наблюдается.

2. При бурении долотом планетарного типа механическая скорость бурения повышается в 1,05 раза.

3. Стоимость 1 м проходки экспериментальным образцом долота планетарного типа составляет 80 % от пикобуров ПБК-112.

4. Долото планетарного типа обеспечивает эффективное бурение скважин и может быть рекомендовано к широкому использованию в практике буровых работ при бурении скважин бескерновым способом.

Таблица 6.2

## Результаты производственных испытаний планетарного долота

№ скважины	Номер рейса	Долото	Интервал применения, м	Время бурения, мин	Режим бурения		Порода	Категория по буримости	Механическая скорость бурения, м/ч	Износ по диаметру, мм	Радиальный люфт, мм	Осевой люфт, мм
					Осевая нагрузка, даН	Частота вращения, мин <sup>-1</sup>						
14	1	ПБК-112	40-60	30	800-1100	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	40,0	0,3	-	-
34	2	Планетарное	40-60	28	900-1200	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	42,9	0,2	1	0,2
88	3	ПБК-112	20-40	28	800-1100	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	42,9	0,6	-	-
78	4	Планетарное	35-55	25	900-1200	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	48,0	0,4	1,1	0,2
80	5	ПБК-112	15-35	29	800-1100	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	41,4	0,9	-	-
15	6	Планетарное	10-30	28	900-1200	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	42,9	0,6	1,2	0,3
23	7	ПБК-112	25-45	29	800-1100	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	41,4	1,4	-	-
65	8	Планетарное	30-50	29	900-1200	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	41,4	0,8	1,2	0,3
19	9	ПБК-112	20-40	29	800-1100	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	41,4	2,0	-	-
36	10	Планетарное	20-40	28	900-1200	197	Песчаники, алевролиты, песчаники кварцевые, песчаники окварцованные	IV-VI	42,9	1,0	1,2	0,3

✚

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Монография является научно-исследовательской работой, в которой на основании результатов теоретических и экспериментальных исследований впервые поставлена и решена актуальная научная задача ресурсо- и энергосбережения бурения скважин путем обоснования параметров и разработки рациональной технологии разрушения горных пород планетарными долотами в условиях действия гидростатического давления.

Получены следующие результаты:

1. Установлено, что эффективность разрушения горных пород характеризуется энергоемкостью отделения элемента от массива в сторону свободной поверхности. Количество энергии, израсходованной на разрушение породы, зависит от режима работы и конструктивных параметров породоразрушающих инструментов и свойств окружающей среды.

2. Выбран и обоснован критерий разрушения горной породы в условиях действия гидростатического давления - энергоемкость отделения элемента в сторону свободной поверхности образца.

3. Рациональным способом разрушения горных пород, по показателям энергоемкости процесса и потребляемой мощности, является способ дискретного отделения элемента горной породы методом отрыва.

4. Разработанная методика определения энергоемкости разрушения горной породы путем отрыва элемента в сторону свободной поверхности позволяет учитывать фактор гидростатического давления, отображает величину затрат энергии на разрушение породы при бурении скважин.

5. Экспериментальные исследования показали, что с увеличением гидростатического давления (0-10 МПа), энергоемкость возрастает для известняка в 4,0, мрамора - 3,7 и гранита - 2,7 раза. При увеличении давления до 40 МПа энергоемкость возрастает для известняка в 5,3, мрамора - 8,3 и гранита - 9,9 раза.

6. Физические и математические модели процесса влияния гидростатического давления на геометрические параметры элемента отрыва и на дополнительное усилие отрыва его от массива позволили разработать рекомендации по повышению эффективности разрушения горных пород.

7. Разработана инженерная методика расчета технологических параметров разрушения горных пород с учетом действия гидростатического давления. Методика позволяет также рассчитывать рациональное размещение породоразрушающих элементов на инструменте.

8. Разработанные и примененные в условиях производства рекомендации позволили повысить механическую скорость бурения водозаборных скважин в среднем на 20-25%, и прогнозировать рациональные параметры бурения глубоких скважин на нефть и газ. Также методические рекомендации приняты и одобрены Государственной геологической службой Министерства экологии и природопользовательских ресурсов Украины.

9. Обоснован тот факт, что при бурении планетарными алмазными долотами отсутствуют факторы, приводящие к аномальному износу долот с движением породоразрушающих элементов по окружности. Удастся избежать раздавливания алмазов в центральной части долота, канавкообразования по торцу и преждевременного выхода долота из строя из-за износа по диаметру.

10. Предложена принципиально новая конструкция рабочего органа алмазного долота новизна, которой подтверждена патентом Украины.

11. На основании анализа кинематики планетарных долот построены эпюры распределения давления по поверхности породоразрушающих сателлитов, что дало возможность утверждать, что условия работы единичных породоразрушающих элементов в планетарных долотах находятся в существенно меньшем диапазоне, по сравнению с долотами с движением породоразрушающих элементов по окружности.

12. Установлено, что большое влияние на работу алмазных планетарных долот оказывает явление проскальзывания сателлитов относительно стенок скважины. Управляя им с помощью технологических параметров режима бурения можно добиваться выравнивания условий работы единичных породоразрушающих элементов, расположенных на различном расстоянии от оси сателлитов.

13. На основании аналитических исследований разработана математическая модель абразивного изнашивания в паре "породоразрушающий сателлит-горная порода", описывающая изменение профиля торца породоразрушающего сателлита в зависимости от времени работы планетарного долота в заданных условиях. Разработана программа для вычисления на ЭВМ профиля торца породоразрушающих сателлитов планетарного долота.

14. Предложено уравнение для определения формы профиля торца породоразрушающих сателлитов в зависимости от условий работы. Все единичные породоразрушающие элементы в сателлитах с таким профилем торца находятся в равных условиях работы. Благодаря этому сателлиты будут сохранять свою первоначальную форму в процессе бурения.

15. Используя математическую модель, было проанализировано распределение осевого усилия на породоразрушающие сателлиты в планетарном долоте. Это дало возможность установить, что для достижения той же скорости бурения, что и долотами с движением породоразрушающих элементов по окружности планетарным долотам требуется около 70 % от осевой нагрузки на обычные алмазные долота.

16. Предложена инженерная методика проектирования многоступенчатых алмазных планетарных долот, обеспечивающая создание инструмента, у которого благодаря созданию равных условий работы для всех единичных породоразрушающих элементов происходит максимально полная отработка алмазного сырья.

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ:**

1. Процессы разрушения горных пород и резервы повышения скоростей бурения. / Колесников Н.А., Рахимов А.К., Брыков А.А., Булатов А.И. – Ташкент: ФАН, 1989. - 188 с.
2. Жлобинский Б.А. Динамическое разрушение горных пород при вдавливании. – М.: Недра, 1970. - 128 с.
3. Lobanov V.A., Joanknecht L.W.F. The Cutting of Soil under Hydrostatic Pressure. / In.: Proceedings of WODCON IX. – Vancouver. – 1980 p.
4. Лобанов В.А., Шаталов А.А. Экспериментальное исследование процесса подводного резания грунтов. / В кн.: Горные, строительные и дорожные машины. – Киев, Техника, 1980, вып. 29. - С. 34-37.
5. Спивак А.И. Механика горных пород. – М.: Недра, 1966. – 192 с.
6. Булатов А.И. Технологические резервы повышения скоростей бурения скважин. – М.: Недра, 1985. – 126 с.
7. Петровский О.А., Пащенко А.В., Барская И.Б. Исследование влияния гидростатического давления на эффективность разрушения горных пород. // Тезисы всесоюзной конференции: “Механика горных пород при бурении скважин” / Грозный-Агой, 1988. - С. 59.
8. Летунский Г.А., Барабанов В.А. Пути повышения технико-экономических показателей бурения на газоконденсатных месторождениях ДДВ. – Тр. УкрНИИ природных газов, вып. 7 (12). - 1974. - С. 67-69.
9. Мациевский В.П. О комплексном воздействии некоторых свойств промывочной жидкости на механическую скорость проходки. – Тр. ВНИИБТ, вып. 28, 1971. – С. 41-43.
10. Яров А.Н., Кендис М.Ш., Мельничук А.Н. Применение промывочных жидкостей с улучшенными смазочно-охлаждающими свойствами для повышения эффективности алмазного бурения. // Сб. "Научные основы получения и применения промывочных жидкостей и тампонажных растворов". - Киев, 1974. - С. 98.
11. Струговец Е.Т. Влияние гидростатического давления на эффективность разрушения горных пород при бурении // Бурение, №6, 1969. – С. 89-90.
12. Сулакшин С.С. Практическое руководство по геологоразведочному бурению. – Л.: Недра, 1978. – 333 с.
13. Р.Густафссон Шведская техника взрывных работ. – М.: Недра, 1977. – 47 с.
14. Грачев Ф.Г., Савин В.Ф., Павлов В.П. Технология и организация разработки подводных месторождений. // Горный журнал, №1. 1980. – С. 36-38.
15. Ефремов Э.И. Разрушение горных пород при статическом и динамическом нагружении. – К.: Наукова думка, 1990. – 132 с.
16. Павлова Н.Н., Шрейнер Л.А. Разрушение горных пород при динамическом нагружении. – М.:Недра, 1964. – 159 с.
17. Барон Л.И., Керекилица Л.Г. Сопrotивляемость горных пород отрыву. – К.: Наукова думка, 1974. – 192 с.
18. Алексеенко С.Ф., Мележик В.П. Физика горных пород. – К.: “Вища школа”, 1986. – 278 с.
19. Протасов Ю.И. Теоретические основы механического разрушения горных пород. – М.:Недра, 1984. – 241 с.
20. Руппенейт К.В. Механические свойства горных пород. – Углетехиздат, 1956. - 67 с.
21. Беликов Б.П. Упругие и прочностные свойства горных пород. // Тр. Ин-та геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и геохимии "Исследования физико-механических свойств горных пород", вып. 43. / Изд.АН СССР, 1961. – С. 34-35.
22. Воларович М.П. Исследование упругих свойств горных пород при высоких всесторонних давлениях. // Тр. Института физики Земли АН СССР, №23 (190). / Изд. АН СССР, 1962. - С. 56-59.

23. Барон Л.И., Логунцов Б.М., Позин Е.З. Определение свойств горных пород. – Госгортехиздат, 1962. – 54 с.
24. Протодяконов М.М. Материалы для урочного положения горных пород, ч.2. - Изд. ЦК. Горнорабочих, 1926. – 211 с.
25. Надаи А. Пластичность и разрушение твердых тел. - ИЛ, 1954. – 48 с.
26. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.:Наука, 1964. – 141 с.
27. Механические и абразивные свойства горных пород. / Шрейнер Л.А., Спивак А.И., Петрова О.П. и др. – М.:Гостоптехиздат, 1958. – 201 с.
28. Матвеев Б.В. Механические испытания горных пород методом соосных пуансонов. – М.: Углетехиздат, 1957. – 21 с.
29. Тимошенко С.П. Теория упругости. – ОНТИ, 1937. – 320 с.
30. Harding J.W., Sheddon I.N. The elastic stresses produced by the indentation of the plain surface of a semi-infinite elastic solid by rigid punch. Proceed. of the Cambridge Philosophical Society, v.41, p.I, 1945, pp.16-25.
31. Sheddon I.N., Boussinesq's problem for a flat – ended cylinder. Proceed. of the Cambridge Philosophical Society, v.42, 1946, p.1, pp.29-39.
32. Байдюк Б.В. Механические свойства горных пород в условиях высоких давлений и температур. – М.: Гостоптехиздат, 1963. - 102 с.
33. Романов Ю.А. Экспериментальные исследования деформации горных пород при высоких давлениях и температурах. // Тр. Института геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и геохимии. вып. 66. / Изд. АН СССР, 1962. – С.11-13.
34. Rock deformation. A symposium Editors D.Griggs, J.Handin. The Geol. Soc. of America, Mem. 79, 1960. - С. 67-70.
35. Голубиннев О.Н. Механические и абразивные свойства горных пород и их буримость. – М.: Недра. 1968. – 140 с.
36. Дьяконов Д.И. Общий курс геофизических исследований скважин. – М.: Недра, 1977. – 87 с.
37. Кардыш В.Г., Мурзаков Б.В., Окмянский А.С. Энергоемкость бурения геологоразведочных скважин. - М.: Недра, 1984. – 156 с.
38. Любимов Н.И. Классификация горных пород и рациональное применение буровой техники. – М.: Недра, 1977. – 236 с.
39. О различии статического, динамического и сейсмического упругих модулей, определенных на образцах и в массиве. Geol. and Bauwesen, v. 27, №3 - 4. – 1962. – С. 21-23.
40. Ржевский В.В., Ямщиков В.С. Ультразвуковой контроль и исследования в горном деле. – М.: Недра, 1968. – 117 с.
41. Симонянц Л.Е. Разрушение горных пород и рациональная характеристика двигателей для бурения. - М.: Недра, 1966. – С.29-32.
42. Спивак А.И., Попов А.Н. Разрушение горных пород при бурении скважин. - М.: Недра, 1986. - С.19.
43. Шелковников И. Г. Использование энергии удара в процессах бурения. – Л.: Недра. 1977. – 85 с.
44. Шрейнер Л.А. Физические основы механики горных пород. – М.: Гостоптехиздат, 1950. – 58 с.
45. Сулакшин С.С. Технология бурения геологоразведочных скважин. – М.:Недра, 1973. – 319 с.
46. Барон Л.И. О научно-методических основах лабораторных испытаний горно-технологического характера. // Научные сообщения ИГД им.А.А.Скочинского. - М.:Недра, 1960. – С.32.
47. Солод В.И., Первов К.М. Некоторые новые закономерности процесса разрушения твердых материалов // Научн. тр. МГИ, 1974. – 252 с.

48. Первов К.М. Определение прочностных и деформационных характеристик горных пород по параметрам разрушения. // Сб. "Способы воздействия на массив горных пород для экономической и безопасной отработки угольных пластов". – М.: МГИ, 1985. – С. 51-54.
49. Metodyka badania i wpływ ciśnienia hydrostatycznego na energochłonność urabiania skał // A.W.Paszczenko, N.A.Dudla, A.Zięba, A.A.Paszczenko / 9-th INTERNATIONAL SCIENTIFIC AND TECHNICAL CONFERENCE "New Methods and Technologies in Petroleum Geology, Drilling, and Reservoir Engineering, Cracow, 1998, July 2-3. – С.35-39.
50. Адлер Ю.П., Маркова Е.Ф., Грановский Ю.В. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий. – М.: Наука, 1976. – 279 с.
51. Дудля Н.А., Бражененко А.М., Пащенко А.А. К определению затрат мощности на преодоление сил гидравлического воздействия на забое скважины // Науковий вісник НГАУ №4. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 2000. — С.82-83.
52. Grodde K.H. Erdöl und Kohle, t.13. №1, 1960, - p.11.
53. Гукасов Н.А., Кочиев А.М. Гидравлика в разведочном бурении. – М.:Недра, 1991. – 237 с.
54. Рабинович Е.З. Гидравлика. – М.:Недра, 1980. – 278 с.
55. Тимошенко С.П. Теория упругости. – К.: Наукова думка, 1972. – 501 с.
56. Мирзанджанзаде А.Х. Гидродинамика в бурении. - М.:Недра, 1985. – 196 с.
57. Биркгоф Г. Гидродинамика. Постановка задач, результаты и подобию. - М.:Изд.иностр.литер., 1954. - 178 с.
58. Киселев П.Г. Справочник по гидравлическим расчетам. - М.-Л.:Гозэнергоиздат, 1957. – 352 с.
59. Штеренлихт Д.В. Гидравлика. - М.:Энергоатомиздат, 1984. - 640 с.
60. Дудля Н.А., Пащенко А.В., Пащенко А.А. Разрушение горных пород в водной среде // Труды научно-технической конференции "Эпштейновские чтения", НГАУ, 1998. – С.19-22.
61. Катанов Б.А. Комбинированные режущие-шарошечные долота. Уголь, 2000, № 9. – С. 31-32.
62. Дверий В.П. Бурение скважин лопастными долотами. – М.: Недра, 1977. – 188 с.
63. Алмазосберегающая технология бурения. / Г.А.Блинов, В.И.Васильев, М.Г.Глазов и др. – Л.: Недра, 1989. – 184 с.
64. Синтетические алмазы в геолого-разведочном бурении. / Бугаев А.А., Богданов Р.К., Иванов В.В. и др. – Киев: Наукова думка, 1978. – 232 с.
65. Царицын В.В. Алмазное бурение. М.: Недра, 1975. – 104 с.
66. Катанов Б.А., Сафохин М.С. Режущий буровой инструмент (расчет и проектирование). М.: "Машиностроение", 1976. – 168 с.
67. Букреев П.И. Бурение скважин гидромониторными пиокбурами. М.: Недра, 1986.
68. Цыпин Н.В. Износостойкость композиционных алмазосодержащих материалов для бурового инструмента. – Киев: Наукова думка, 1983. – 192 с.
69. Исаев М.И., Пономарев П.В. Основы прогрессивной технологии алмазного бурения геологоразведочных скважин. – М.: Недра, 1975. – 287 с.
70. Бугаев А.А. Исследование и разработка коронок, импрегнированных синтетическими алмазами и эффективности их применения при бурении геолого-разведочных скважин. – Автореф. дис... канд. техн. наук. – Киев, 1970.
71. Богданов Р.К. О механизме износа импрегнированных коронок взаимодействующих с частицами шлама // Изв. вузов. Сер. "Геология и разведка". – 1987. – № 6. – С. 92-96.
72. Виноградов В.Н., Сорокин Г.М., Доценко В.А. Абразивное изнашивание бурильного инструмента. – М.: Недра, 1980. – 207 с.

73. Пуняк В.Р. Исследование процесса изнашивания бурового породоразрушающего инструмента, оснащенного славутичем, методом математического моделирования. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. К.: 1980.
74. Архангельский А.С., Чугунихин С.И. Проходческий комбайн Гуменника. Углетехиздат, 1955.
75. Гузеев А.А. Разрушение крепких горных пород скоростным фрезерованием. "Горный журнал", №8, 1951.
76. Резервы повышения эффективности бурения за счет применения нового высокооборотного породоразрушающего инструмента. Мендебаяев Т.Н., Бобылев Ф.А., Горшков Л.К., Прокопенко В.С. Совершенствование техники и технологии бурения скважин на твердые полезные ископаемые. Урал. гос. горно-геол. акад., Екатеринбург, 1999. – С. 79-87.
77. А.с. 1249149 СССР, МКИ Е21 В 10/02. Инструмент для бурения / Попов А.Н., Хейфец Л.С., Либерман В.И., Рыбалка А.А., Ли С.Ч. (СССР). – № 3642218/22-03; Заявлено 13.09.83; Оpubл. 30.07.86, Бюл. № 29, 1986.
78. А.с. 1406381 СССР, МКИ Е21 D 01/06. Долото Попова А.Н. для планетарного бурения / Попов А.Н. (СССР). – № 4131698/22-03; Заявлено 08.10.86; Оpubл. 30.07.88, Бюл. № 24, 1988.
79. Коженцев Ю.Т., Ольховский В.С., Дудка В.Н. Аналитические исследования кинематики ортосферического планетарного исполнительного органа. // Изв. Сев.-Кавказ. науч. центра высш. школы. Сер. техн. наук, 1973, № 1. – С. 22-25.
80. Пат. 2179619 Россия, МКИ Е 21 В 10/20. Буровое долото / Марков О.А., Богомоллов Р.М., Мокроусов В.П., Сусликов А.В., Марков В.О. № 2000110580/03; Заявлено 28.04.2000; Оpubл. 20.02.02.
81. Юшко В.С. Исследование и выбор параметров алмазного планетарного исполнительного органа для резания крепких горных пород. Автореф. дис... канд. техн. наук. – Караганда: 1982. – 21 с.
82. UK patent № 8822567. Rotary drag drill bit. Frear Lawrence, Spiral Drilling Systems Inc. – № 2208672; Заявлено 08.11.85, Оpubл. 12.04.89, Бюл. № 12, 1989.
83. United States patent № 4907664. Rock cutting tool. Cobbs James H., Cobbs David C. – № 285594; Заявлено 16.12.88, Оpubл. 13.03.90, Бюл. № 3, 1991.
84. United States patent № 5224560. Modular drill bit. Fernandes Carlos. – № 885133; Заявлено 18.05.92, Оpubл. 06.06.93, Бюл. № 6, 1995.
85. Пат. 2178057 Россия, МКИ Е 21 В 10/12. Буровое долото режуще-скалывающего действия / Буткин В.Д., Гилев А.В., Реводько А.В., Курилов А.Н., Алимцев А.Н. № 99114638/03; Заявлено 06.07.99; Оpubл. 10.01.02.
86. Архангельский А.С. Проходческие комбайны. М.: Углетехиздат, 1956. – С. 176.
87. Иоанесян Р.А. Основы теории и техники турбинного бурения. Гостоптехиздат, 1953.
88. Реактивно-турбинное бурение. Под ред. Г.И.Булах. – М.: Недра, 1967. – 238 с.
89. Кунцяк Я.В., Дубленич Ю.В., Першиков И.А. О выборе направления конструирования долот для реактивно-турбинного бурения // Прогрессивные технологии освоения нефтяных месторождений Украины и Белоруссии. гос. н.-и и проект. ин-т нефт. пром-сти (Укргипрониинетфть). Киев, 1990. – С. 122-125.
90. Пат. 2023854 Россия, МКИ Е 21 В 10/08. Долото для планетарного бурения / Иоанесянц Р.А. № 4908416/03; Заявлено 05.02.91; Оpubл. 30.11.94.
91. Пат. 2174583 Россия, МКИ Е 21 В 4/02. Планетарный бур / Иоанесянц Ю.В., Мессер А.Г. № 2000124851/03; Заявлено 03.10.2000; Оpubл. 10.10.01; Бюл. № 4. – 3 с.
92. Алмазно-планетарный бур / С.Н.Игнатов, В.Ф.Атаманов, В.А.Сагинов и др. – В кн.: Механизация очистных и подготовительных работ. Ч. 1. Караганда, изд. КПТИ, 1969. – С. 173-177.

93. Лазуткин А.Г., Маралов А.Ж., Черкашин Ю.А. Экспериментальные исследования удельного расхода алмазов долота планетарного типа. – Караганда, 1975. – 9 с. (Рукопись деп. в ЦНИЭИУголь 16 апр. 1975 г., № 408).
94. United States patent № 6488103. Drilling tool and method of using same. Dennis Mahlon D., Dennis Thomas M., Twardowski Eric M. – № 09/754807; Заявлено 03.11.01, Опубл. 03.12.02.
95. Brunton and Devis. "Modern Tunneling", New-York: 1922.
96. Архангельский А.С. Планетарный проходческий комбайн. БТИ, Углетехиздат: 1950.
97. Базер Я.И., Крутилин В.И., Соколов Ю.Л. Проходческие комбайны. – М.: Недра, 1974. – 304 с.
98. Кизилев В. В. Исследование и выбор рациональных конструктивных и режимных параметров планетарных исполнительных органов проходческих комбайнов: Дис... канд. техн. наук. – М., 1982. – 176 с.
99. United States patent 2911196. Diamond drill bit Н.М. Cameron В.С. Haffner. – № 656964; Заявлено 03.05.57, Опубл. 03.11.59.
100. А.с. 478930 СССР, МКИ Е21 b 9/08. Буровое долото / Литвиненко П.С. (СССР). – № 1870679; Заявлено 12.01.73; Опубл. 30.07.75, Бюл. № 28.
101. Кожевников А.О. Научные основы вращательно-ударного бурения глубоких геологоразведочных скважин высокочастотными гидроударными машинами с отражателями гидравлических волн. Дис... докт. техн. наук: 05.15.10. Днепропетровск, 1999. – 282 с.
102. Давиденко А.Н., Хоменко В.Л. Планетарные породоразрушающие конструкции и возможности их применения в алмазном бурении. Науковий вісник Національної гірничої академії України № 4. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 2000, с. 75-78.
103. Пат. 37549 Україна, МКИ Е 21 В 10/46. Бурове долото / Давиденко А.Н., Хоменко В.Л. № 99105546; Заявлено 12.10.99; Опубл. 15.05.01; Бюл. № 4. – 3 с.
104. Пат. 69062 А Україна, МКИ Е 21 В 10/46. Бурове долото. / Бондаренко В.П., Давиденко О.М., Кожевников А.О., Бондаренко М.О., Богданов Р.К., Ісонкін О.М., Хоменко В.Л. № 2003119977; Заявлено 05.11.03; Опубл. 16.08.04; Бюл. № 8.
105. Хоменко В.Л. Обоснование конструктивных параметров планетарных долот безударного действия. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. Днепропетровск, 2004. – 137 с.
106. Планетарная конструкция долот безударного действия. –Горное оборудование и электромеханика № 6, 2008. – С. 49-52. // .М.Давиденко, А.О.Кожевников, В.Л. Хоменко, А.К.Судаков
107. Александров В.А. Обработка природного камня алмазным дисковым инструментом. Киев: Наукова думка, 1979. – 240 с.
108. Дерезинов Г.П. Исследование процесса разрушения горных пород долотами фрезерного типа. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. Грозный: 1965.
109. Симонов В.В., Выскребцов В.Г. Работа шарошечных долот и их совершенствование. М.: Недра, 1975. – 240 с.
110. Palashenko Y. Rock bits with the optimal cinematic parameters. // Symp. inf. observ. croute continent, forage. Paris: Resumes. – Paris, 1992. – С. 201.
111. Давиденко А.Н., Хоменко В.Л. Влияние траектории движения породоразрушающих элементов в планетарных долотах на равномерность износа вооружения. Науковий вісник Національної гірничої академії України № 3. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1999. – С. 96-98.
112. Попов А.Н. Исмаков Р.А. Расчет ожидаемых передаточных отношений шарошечного долота. // Горн. вестн. – 1999, № 2-3. – С. 41-44.
113. Давиденко А.Н., Ткаченко В.Е., Хоменко В.Л. Влияние конструктивных параметров и величины проскальзывания на распределение скоростей в алмазных планетарных

- долотах. Наукові праці ДонДТУ. Серія гірничо-геологічна. Випуск 23. – Донецьк, ДонДТУ, 2001, с. 14-18.
114. Давиденко А.Н., Хоменко В.Л. Экспериментальное изучение влияния параметров режима бурения на коэффициент проскальзывания сателлитов относительно стенок скважины в алмазных планетарных долотах. Наукові праці ДонДТУ. Серія гірничо-геологічна. Випуск 24. – Донецьк, ДонДТУ, 2001. – с. 19-23.
115. Эйгелес Р.М. Разрушение горных пород при бурении. – М.: Недра, 1971. – 231 с.
116. Владиславлев В.С. Разрушение пород при бурении скважин. – М.: Гостоптехиздат, 1958. – 241 с.
117. Бурачек Н.А. Некоторые вопросы выбора рациональной формы алмазного долота малого диаметра. Труды ЦНИГРИ. – № 113. – М.: 1974. – С. 42-48.
118. Вовчановский И.Ф. Исследование бурения геологоразведочных скважин алмазными коронками с заданным выпуском зерен из матрицы. Автореф. дис... канд. техн. наук. – Киев: 1965. – 22 с.
119. Пуняк В.Р. Исследование процесса изнашивания бурового породоразрушающего инструмента, оснащенного славутичем, методом математического моделирования. Дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. К.: 1980.
120. Трение, изнашивание и смазка. Справочник. / Под ред. И.В.Крагельского, В.В.Анисина. Кн. 1. – М.: Машиностроение, 1978. – 400 с.
121. Ресурсосберегающая технология алмазного бурения в сложных геологических условиях // Н.В.Соловьев, В.Ф.Чихоткин, Р.К.Богданов, А.П.Закора. – М.: ОАО "ВНИИОЭЕНГ", 1997. – 332 с.
122. Давиденко А.Н., Ткаченко В.Е., Хоменко В.Л. Распределение давления по рабочей поверхности сателлита планетарного долота с криволинейным профилем рабочей поверхности. Науковий вісник Національної гірничої академії України № 4. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 2001, с. 54-55.
123. Арцимович Г.В., Кочкарев А.В., Мшинаевский Л.Л. Математическое моделирование разрушения многолетнемерзлых и хрупких неоднородных горных пород при бурении. Якутск: Якутский научный центр СО АН СССР, 1990.
124. Сахаров А.В. Информационное обеспечение оптимизации бурения и конструирования алмазного породоразрушающего инструмента. СПб.: Изд-во ВИТР, 2003. – 187 с.
125. Ситников Н.Б., Макаров Л.В. Математическая модель процесса бескернового бурения скважин. Изв. вузов. Сер. "Горный журнал". – 1992. – № 3. – С. 27-35.
126. Чакветадзе Г.С. Одномерная динамика и модель бурения. Автореф. дис... канд. физ.-мат. наук. – М.: 1998. – 9 с.
127. Давиденко А.Н., Хоменко В.Л. Определение количества сателлитов и расстояния между ними в планетарных долотах. Науковий вісник Національної гірничої академії України № 2. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 1999. – С. 88-89.
128. Хоменко В.Л. Определение конструктивных параметров алмазных долот планетарного типа. Гірнича механіка: Міжвід. Зб. наук. праць / Ін-т Геотехнічної механіки НАН України. – Київ-Дніпропетровськ, 2000. – Вип. 17. – С. 268-272.
129. Хоменко В.Л. Основные этапы методики проектирования алмазных планетарных долот. Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: "Гірничо-геологічна". Вип. 63. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. – С. 90-93.
130. Устюгов Е.В. Энергоемкость забоя при бурении скважин. – Ташкент: Фан, 1989.
131. Хоменко В.Л. Определение равноизносной формы профиля торца сателлита в алмазных долотах планетарного типа. Науковий вісник Національної гірничої академії України № 5. – Днепропетровск: РИК НГА Украины, 2001, с. 110-111.

Наукове видання

Давиденко Олександр Миколайович  
Дудля Микола Андрійович  
Хоменко Володимир Львович  
Пашенко Олександр Анатолійович

**РУЙНУВАННЯ ГІРСКИХ ПОРІД ПЛАНЕТАРНІМИ  
ДОЛОТАМИ В УМОВАХ ДІЇ ГІДРОСТАТИЧНОГО  
ТИСКУ**

Монографія

(Російською мовою)

Друкується в авторській редакції.

Підписано до друку . 2011. Формат 30x42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 10,9.  
Обл.-вид. арк. 10,9. Тираж 300 прим. Зам. № \_\_\_\_.  
Підготовлено до друку та видруковано  
в Державному вищому навчальному закладі  
«Національний гірничий університет»  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру  
ДК № 1842 від 11.06.2004.

45005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19.