

Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет  
имени К. И. Сатпаева

УДК 55:622.24.051

На правах рукописи

**БАЙБОЗ АҚНИЕТ РАББИМУҰЛЫ**

**Научное обоснование конструктивных параметров твердосплавного  
породоразрушающего инструмента  
для бурения скважин**

6D070600 – Геология и разведка месторождений полезных ископаемых

Диссертация на соискание степени  
доктора философии PhD

Научные консультанты:  
Федоров Б. В., д.т.н., профессор  
Кожевников А. А., д.т.н., профессор

Республика Казахстан  
Алматы, 2019

## Содержание

<b>ВВЕДЕНИЕ .....</b>	<b>7</b>
<b>1 ВЫБОР ГЕОЛОГИЧЕСКОГО ОБЪЕКТА ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНИЧЕСКОМУ СОПРОВОЖДЕНИЮ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ И ГОРНЫХ РАБОТ..</b>	<b>11</b>
1.1 Физико-географическая характеристика района .....	11
1.1.1 Административное и географическое положение района работ.....	11
1.1.2 Рельеф, гидрография, климат и почвенно-растительный покров района .....	13
1.2 Геологическое строение и гидрогеологические условия района .....	15
1.2.1 Геологическое строение района.....	15
1.2.2 Тектоника .....	20
1.2.3 Гидрогеологические условия месторождения .....	21
1.2.4 Целевое назначение буровых работ на месторождении Буденовское .	29
Выводы по разделу 1 .....	33
<b>2 СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД И ИХ БУРИМОСТЬ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИМИ ИНСТРУМЕНТАМИ.....</b>	<b>34</b>
2.1 Физико-геологические свойства горных пород .....	34
2.2 Физико-механические свойства горных пород .....	37
2.2.1 Прочностные свойства горных пород .....	37
2.2.2 Абразивные свойства горных пород.....	40
2.2.3 Деформационные свойства горных пород .....	43
2.2.4 Реологические свойства горных пород.....	46
2.2.5 Определение механических свойств горных пород методом статического вдавливания штампа .....	47
2.3 Буримость горных пород .....	50
2.4 Породоразрушающие инструменты для вращательного углубления забоя скважины .....	53
2.4.1 Схемы воздействия рабочих элементов на забой .....	53
2.4.2 Буровые коронки и их основные конструктивные типы .....	54
2.4.3 Буровые долота и их основные конструктивные типы.....	56
Выводы по разделу 2 .....	62
<b>3 РАЗРУШЕНИЕ И УГЛУБЛЕНИЕ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ БУРЕНИИ .....</b>	<b>63</b>
3.1 Анализ результатов теоретических и экспериментальных исследований по изучению напряженного состояния и разрушения горной породы при вдавливании инденторов .....	63
3.1.1 Вдавливание жесткого цилиндрического штампа с плоским торцом .	63
3.1.2 Вдавливание жесткой сферы.....	65
3.1.3 Механизм разрушения горных пород при вдавливании инденторов ..	66
3.2. Взаимодействия резцовых рабочих элементов породоразрушающих инструментов с забоем скважины.....	70

3.2.1 Первая модель бурения, базирующаяся на разделении процессов внедрения резцового инструмента и распределения области разрушения на весь забой скважины .....	70
3.2.2 Вторая модель бурения, базирующаяся на совместном горизонтальном и вертикальном перемещении резца при разрушении забоя скважины .....	83
3.2.3 Обоснование и выбор рациональной модели работы породоразрушающего инструмента резцового типа .....	89
Выводы по разделу 3 .....	93
<b>4 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РЕЗЦОВЫХ ПОРОДРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ .....</b>	<b>94</b>
4.1 Обоснование технических решений, направленных на рациональное распределение энергии, подводимой к лопастному долоту при бурении .....	94
4.2 Обоснование технических решений, направленных на создание лопастным долотом дополнительных поверхностей обнажения в буримом массиве .....	97
4.3 Разработка нового пикообразного лопастного долота.....	99
4.4 Разработка буровой коронки с пониженной энергоемкостью при формировании кольцевого забоя скважины.....	100
Выводы по разделу 4 .....	103
<b>5 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ И ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ИСПЫТАНИЕ РАЗРАБОТАННОГО ПОРОДРАЗРУШАЮЩЕГО БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА.....</b>	<b>104</b>
5.1 Методика испытаний пикообразного долота .....	104
5.2 Результаты испытаний пикообразного долота и их обработка .....	107
5.3 Расчет ожидаемого эффекта от внедрения разработанного запатентованного пикобура.....	109
5.4 Испытания запатентованного пикобура при бурении геотехнологических скважин на месторождении Буденовское .....	110
Выводы по разделу 5 .....	114
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....</b>	<b>115</b>
<b>СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ .....</b>	<b>117</b>
Приложение А.....	122
Приложение Б .....	123
Приложение В.....	124
Приложение Г .....	125
Приложение Д.....	126

## **НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ**

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты и нормативные документы:

«Инструкция по оформлению диссертации и автореферата», Высшая аттестационная комиссия МОН РК, № 377-3ж.

ГОСТ 7.32-2001 – Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления.

ГОСТ 7.1-2003 – Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления.

## ОПРЕДЕЛЕНИЯ

В настоящей диссертации применяются следующие термины и соответствующие определения:

**Буровое оборудование** – комплекс машиностроительной продукции, которая используется при бурении скважин. Обычно термин относят к бурению нефтегазовых скважин.

**Буровая коронка** – породоразрушающий инструмент, предназначенный для вращательного бурения геологоразведочных скважин кольцевым забоем с отбором керна, состоящий из короночного кольца (корпуса), матрицы с режущими элементами, разделенной на сектора промывочными каналами (пазами). Один из элементов бурового оборудования.

**Промывочная система** – это совокупность конструктивных элементов, обеспечивающих течение промывочной жидкости через породоразрушающий инструмент, его охлаждение и вынос шлама во время бурения.

**Породоразрушающий инструмент** – инструмент, предназначенный для разрушения и углубления забоя скважины.

**Буровое долото** – породоразрушающий инструмент, предназначенный для разрушения забоя по всей его площади.

**Рабочие элементы породоразрушающего инструмента** – элементы (твердосплавные резцы, алмазно-твердосплавные резцы, алмазные зерна), входящие в состав инструмента, непосредственно взаимодействующие с горной породой и передающие внешние нагрузки для разрушения забоя скважины.

## **ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ**

**АБК** – алмазная буровая коронка

**АПИ** – алмазный породоразрушающий инструмент

**ВНИИ** – всероссийский научно-исследовательский институт

**МКЭ** – метод конечных элементов

**ДСП** – древесно-стружечная плита

**СПО** – спуско-подъемные операции

**ССК** – снаряд со съемным керноприемником

**ГПГ** – горно-промышленная группа

**ПРИ** – породоразрушающий инструмент

## ВВЕДЕНИЕ

Перед геологической службой республики стоят задачи поиска новых месторождений, полезных ископаемых и выявления их промышленного значения. Для выполнения упомянутых задач с высоким качеством и в сжатые сроки необходимо соответствующее техническое сопровождение геолого-разведочных работ. В зависимости от специфики решаемых геологических проблем в такое техническое сопровождение входят горные и буровые работы, геофизические и гидрогеологические исследования, каротаж и т.д.

Наиболее широко применяются буровые работы, которые являются основным техническим средством получения геологической информации как по ее объему, так и по качеству. Бурение скважин в сравнении с проведением горноразведочных выработок обладает многократно более высокой производительностью, значительно меньшей стоимостью и удовлетворительным качеством получаемой информации.

В развитии техники и технологии бурения скважин различного назначения большой вклад внесли зарубежные и отечественные ученые и производственники: Дж. Хьюз [7], Д. Е. Brentли [21], Г. Дарли, Дж. Камминг, Л. А. Шрейнер [30], В. С. Федоров, Ф. А. Шамшев, Б. И. Воздвиженский [2], И. А. Остроушко [2], Е. Ф. Эпштейн, А. И. Сливак [6], Д. Н. Башкатов, Е. Л. Лиманов, А. А. Попов, А. А. Минин, В. С. Владиславлев [1], С. С. Сулакшин [25], В. П. Оницин, А. И. Булатов, М. Т. Билецкий [8], Б. Р. Ракишев, С.М. Сушко, Б. В. Федоров [55], А. А. Кожевников, Б.И. Скобочкин, Т. Н. Мендебаев, С. К. Кудайкулов, Г. А. Кудайкулова, Б. Т. Ратов, И. К. Масленников, В. С. Травкин и многие другие.

### **Актуальность работы**

География и область применения буровых работ в Казахстане резко расширилась в связи с открытием и разведкой ряда крупных месторождений уранового сырья в Шу-Сарысуской провинции и последующего массового бурения геотехнологических скважин. Усилия геологической службы республики и соответствующее техническое сопровождение обеспечили значительные приросты запасов урана (25% мировых запасов), причем 70% из них пригодны для добычи экономичным методом подземного скважинного выщелачивания. Развитие отрасли, разработанной правительством республики, позволили Казахстану в 2010 году занять первое место в мире по добыче урана (15000 тонн в год).

В геологических разрезах урановых месторождений, как правило, участвуют мягкие породы, реже – породы средней твердости. Это дает возможность использовать при бурении вмещающих пород лопастные пикообразные долота, а по рудной зоне коронки типа СМ оснащенные твердосплавными резцами, имеется небольшой опыт использования для вооружения алмазно-твердосплавных резцов РДС.

Вместе с тем, применяемые на практике для бурения пикобуры и буровые коронки не удовлетворяют современным требованиям из-за возникающих осложнений, большой энергоемкости разрушения и недостаточной стойкости

инструментов. Основные причины упомянутых недостатков применяемых инструментов, как будет показано в дальнейшем, заключается в нерациональном распределении подводимой энергии по забую скважины.

Ниже приводятся данные об основных показателях процесса бурения пикообразными долотами на урановых месторождениях, которые достаточно низкие для разрушения мягких пород: средняя производительность буровой установки – 2500 м/месяц; стойкость долота – 280 м; стоимость 1 м бурения – 1500 тенге/м. Создание и внедрение в практику лопастных породоразрушающих инструментов, применение которых повышает производительность, уменьшает энергоёмкость и снижает стоимость буровых работ, является весьма актуальной задачей.

**Цель работы** – повышение эффективности технического сопровождения геологоразведочных и горных работ путем создания высокопроизводительных породоразрушающих инструментов для бурения скважин и решения геологических задач в более короткие сроки.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- обоснование выбора геологического объекта для исследований с целью повышения эффективности технического сопровождения геологоразведочных и горных работ;
- исследование основных типов существующих породоразрушающих инструментов и особенностях их работы на забое скважины;
- критический анализ существующих теорий разрушения горных пород при бурении скважин;
- дополнение общепринятых теоретических положений о разрушении забоя скважины и обоснование наличия неиспользованных резервов для совершенствования конструкции ПРИ;
- разработка усовершенствованных конструкций коронок и долот;
- получение экспериментальных подтверждений выдвинутых теоретических положений путем испытаний предложенных конструкций коронок и долот.

**Идея работы** состоит в установлении рационального распределения осевой нагрузки на рабочие элементы лопастного пикообразного долота с применением существующих теорий разрушения горных пород и создание на этой основе эффективного породоразрушающего инструмента.

#### **Методика работы**

Для выполнения вышеупомянутых задач применялась следующая методика исследований:

- обоснование и выбор геологического объекта для технического сопровождения при геолого-разведочных и горных работ;
- исследование и критический анализ основных конструктивных типов существующего породоразрушающего инструмента, область их применения;
- критический анализ существующих теорий о работе породоразрушающего инструмента на забое;

- уточнение основных параметров процесса разрушения горных пород с помощью компьютерных программ;
- анализ физических основ процесса бурения с целью выявления резервов для совершенствования конструкции породоразрушающих инструментов;
- разработка конструкции новых коронок и долот;
- испытание созданных усовершенствованных инструментов и обоснование экономической эффективности при их внедрении.

### **Практическая ценность работы**

Практическая ценность работы состоит в том, что на основе разработанной теории составлена документация на усовершенствованные долота и коронки, которые запатентованы патентным ведомством РК в качестве изобретений.

### **Реализация результатов исследований**

Усовершенствованные на базе исследований долота типа пикабур прошли сравнительные лабораторные производственные испытания и показали производительность на 15%-20% выше ранее применяемых пикобуров.

### **Научная новизна диссертационной работы** заключается в следующем:

- с учетом особенностей строения геологического объекта, уточнены с помощью разработанных компьютерных программ основные параметры первой модели бурения, базирующейся на разделении процессов внедрения резца и распространения разрушения на весь забой скважины;
- при использовании второй модели бурения, базирующийся на совместном вертикальном и горизонтальном перемещении резца по забою скважины, истинная углубка за оборот прямо пропорциональна средней длины окружности вращения резца, вертикальной назначаемой нагрузке за вычетом силы трения по передней грани резца и обратно пропорциональна ширине забоя, числу резцов, перекрывающих забой, модулю упругости разрушаемой породы, величине площади притупления резца в направлении вращения и коэффициенту, учитывающему стесненные условия работы резцов в скважине;
- при использовании двойных колонковых снарядов для снижения энергоемкости формирования кольцевого забоя скважины предложена, обоснована конструктивно и запатентована буровая коронка, имеющая только внутренние и наружные подрезные резцы, которые формируют кольцевой выступ породы, разрушаемый при определенной его высоте твердосплавной пластиной, устанавливаемой под острым углом к внутреннему диаметру коронки.

### **Научные положения, выносимые на защиту**

- Повышение эффективности геологоразведочных и горных работ в породах малой и средней твердости достигается за счет применения лопатных пикообразных долот, реализующих формирование опережающей колонковой скважины малого диаметра с последующим ее расширением до номинального диаметра и одновременным разрушением образующегося керна;

- первую модель бурения, основанную на разделении процессов внедрения в забой резцового инструмента и распространении области разрушения на всю поверхность забоя скважины, рекомендуется использовать для описания процесса ударно-вращательного бурения, а также вращательного бурения резанием в твердых породах; вторую модель бурения, основанную на совместном вертикальном и горизонтальном перемещении резцового инструмента при разрушении на забоя скважины, рекомендуется использовать для описания процесса бурения резанием мягких и средней твердости пластичных пород;
- причина периодической остановки бурения применяемыми лопастными долотами – крайне неравномерное распределение осевой нагрузки на лопасти инструмента с концентрацией значительной ее части в центральной области забоя скважины, т.е. в зоне вращения долота.

Выполненная диссертационная работа имеет связь с другими научно-исследовательскими работами: например, диссертационная работа Молдабекова М., посвященная борьбе с осложнениями при бурении геотехнологических скважин (2018 г.); диссертация Шарауовой А., посвященной математическому моделированию бурения скважин лопастными долотами, оснащенными алмазно-твердосплавными резцами PDC.

#### **Апробация результатов работ и публикации**

Основные положения диссертационной работы докладывались на 4 международных научно-практических конференциях. По результатам работ опубликованы 8 статей в научных журналах, из них 4 в изданиях, включенных в перечень комитета по контролю сферы образования и науки МОН РК, 2 статьи в журналах входящие в базу Scopus и Web of Sciences. На разработанную, в рамках выполнения задач диссертационной работы, коронку и пикобур получены патенты на изобретения от Национального института интеллектуальной собственности РК.

#### **Объем и структура работы**

Диссертация состоит из введения, 5 разделов, общих выводов и рекомендаций, содержит 41 рисунков, 12 таблиц, 25 формул, список литературы из 88 источников.

Диссертационная работа выполнена на кафедре «Геологическая съемка, поиск и разведка месторождений полезных ископаемых» Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И. Сатпаева.

# **1 ВЫБОР ГЕОЛОГИЧЕСКОГО ОБЪЕКТА ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНИЧЕСКОМУ СОПРОВОЖДЕНИЮ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ И ГОРНЫХ РАБОТ**

В Казахстане методом скважинного выщелачивания отрабатываются урановые месторождения, входящие в состав Шу-Сарысуской и Сырдарьинской горнорудных провинций. Провинции пластово-инфильтрационного типа расположены на значительной территории Южно-Казахстанской и Кызыл-Ордынской областей (Рисунок 1.1).

Прогнозные запасы урановых руд по различным оценкам могут обеспечить развитие соответствующей отрасли горнодобывающей промышленности на перспективу до 200 лет и более.

Ниже рассматривается месторождение Буденовское, как один из крупнейших объектов для разработки уранового сырья, а также добычи подземных вод для хозяйственно-питьевого и производственно-технического водоснабжения региона.

## **1.1 Физико-географическая характеристика района**

### **1.1.1 Административное и географическое положение района работ**

Район месторождения приурочен к северо-западной части Созакского артезианского бассейна. В административном отношении территория относится к Созакскому району Туркестанской области, граничащему на западе с Шиелийским районом Кызылординской области, а на севере – с Улытауским районом Карагандинской области (Рисунок 1.2).

Административным центром Созакского района Туркестанской области является пос. Шолаккорган, расположенный в 150 км юго-восточнее участка работ. Областной центр – г. Туркестан – расположен в 160 км к юго-востоку. Ближайшей железнодорожной станцией является Шиели (в 90 км от участка работ), ближайший аэропорт республиканского значения расположен в г. Кызылорда (170 км). Со станцией Шиели участок работ связан улучшенной грунтовой дорогой, пригодной для автотранспорта в любое время года. Расположение месторождения в зоне полупустынь и достаточная удаленность от крупных населенных пунктов обуславливает специфику развития социально-экономических условий рассматриваемого района.

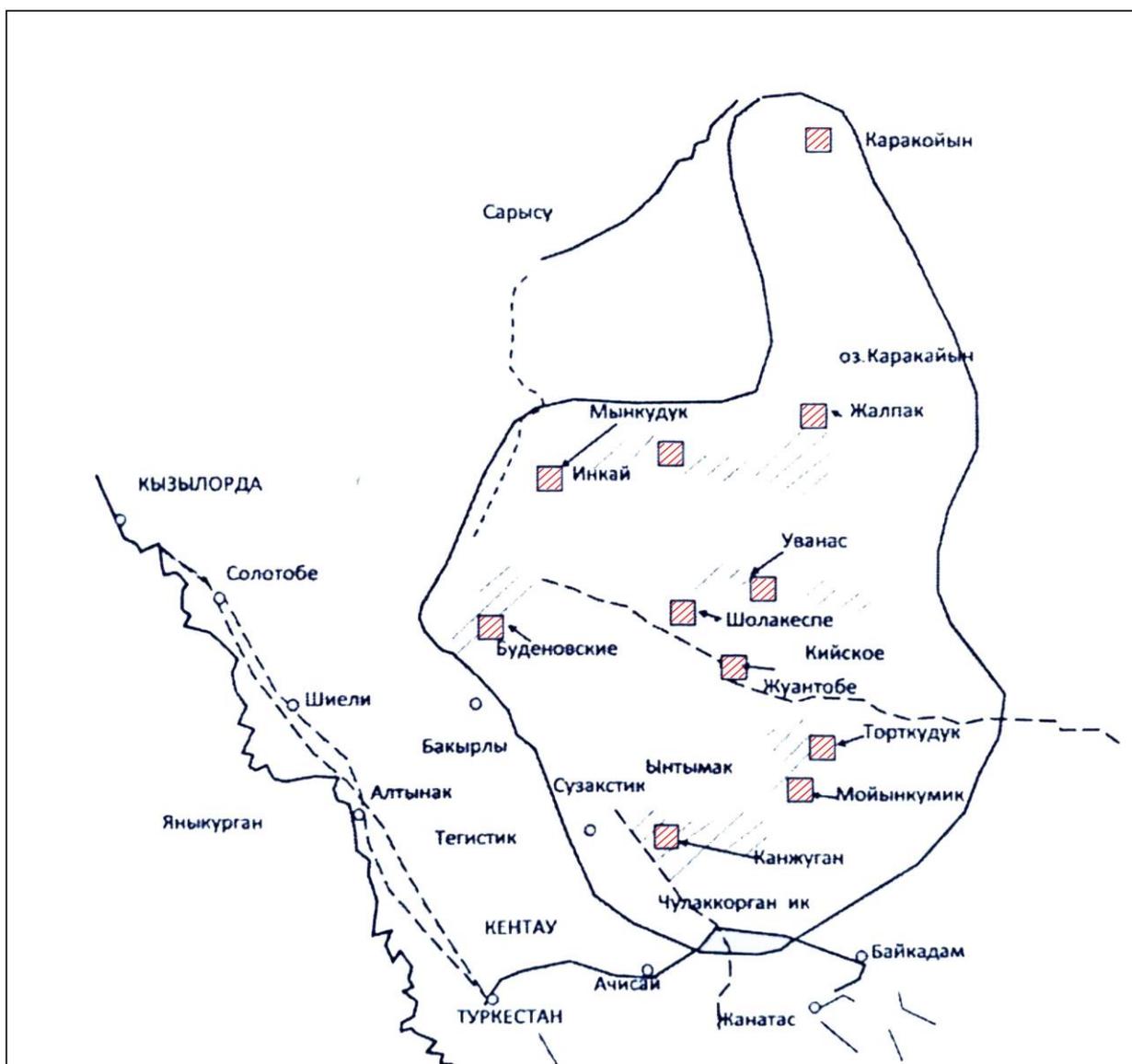


Рисунок 1.1 – Шу-Сарысуская ураново-рудная провинция [87]

В целом, Созакский район Туркестанской области является к малонаселенным. По состоянию на 2013 г. численность населения Созакского района составляла 56,847 тыс. человек или 2,1 % от всего населения Туркестанской области. В структуре сельского хозяйства района ведущая роль принадлежит отгонному животноводству. Промышленность района базируется на разработке разведанных запасов урановых руд и естественных строительных материалов – строительного камня, гравийно-песчаных смесей. Для его промышленного освоения потребуются создание дополнительных промышленных мощностей, в т. ч. и перерабатывающих предприятий и цехов с соответствующим развитием инфраструктуры всего района.

### 1.1.2 Рельеф, гидрография, климат и почвенно-растительный покров района

В северо-западной части района расположен массив бугристых песков, сильно изрезанных, находящимися в понижениях, солончаками и мелкими солеными озерами. Бугристые пески закреплены саксаулом и травяной растительностью, а местами и кустарником. Юго-западнее песков расположена полупустынная равнина. На юго-западе эта равнина переходит в горный уступ, представляющий собой предгорье хребта Большой Каратау. Уступ сильно изрезан лощинами, сухими руслами и промоинами. Относительная высота уступа до 100 м. На севере района на расстоянии около 30 км севернее участка работ прослеживается нижнее течение р. Шу, представленное несколькими протоками и руслами.

Основное русло в низовьях реки после широтного отрезка поворачивает на юг и впадает в котловину крупного солончака Акжайкын.

Второе русло продолжается в западном направлении вдоль южной границы рассматриваемого района и оканчивается в котловине пересыхающего оз. Ащыколь.

Река Шу образуется в высокогорной части Тянь-Шаня в Кыргызстане при слиянии рр. Джуанарык и Кочкар, пересекает Жамбылскую область и теряется в песках Моинкум в Туркестанской области. Общая длина её 1186 км, в т. ч. на территории Казахстана – 800 км, площадь водосборного бассейна реки общая – 67,5 тыс. км<sup>2</sup>, в пределах Казахстана – 27 тыс. км<sup>2</sup>.

Климат района резко континентальный и характеризуется значительными годовыми и суточными амплитудами колебаний температуры воздуха, суровой зимой, жарким летом, сухостью воздуха и малым количеством атмосферных осадков. Безморозный период устанавливается во второй половине апреля и длится 5–6 месяцев. По данным ближайшей метеостанции Тасты, на которой наблюдения ведутся более 15 лет, средняя годовая температура воздуха составляет +9,9 °С. Средняя многолетняя температура самого жаркого месяца (июля) равна +35,3 °С, а самого холодного месяца (января) –13 °С. Абсолютный максимум температуры достигает +37,2 °С, абсолютный минимум – –26,3 °С.

Осадков выпадает мало. За период с температурой выше 10 °С количество осадков не превышает 45–125 мм. Максимум осадков приходится на март–май. Среднегодовое количество осадков, выпадающих в районе, составляет 149,2 мм. Снежный покров невелик (10–25 см) и устойчив только в северной половине района, в среднем, он лежит 2–3 месяца. Среднее число дней с метелью составляет 3,3 дня. Максимум приходится на январь–февраль. Среднемесячная относительная влажность воздуха составляет 54 %. Максимум приходится на декабрь–январь – 80–81 %. Минимум – на июль–август – 31 %. Среднее число дней с туманом составляет 3,9 дня. Ветры преобладают восточные, средние годовые их скорости колеблются от 1,9 до 3,9 м/с. Скорость ветра, повторяемость превышения которой составляет 5 %, равна 8 м/с. Среднее число дней с пыльной бурей – 18,3, в основном, в летний период года. Максимальная скорость ветра 24 м/с, порывы – до 30 м/с.

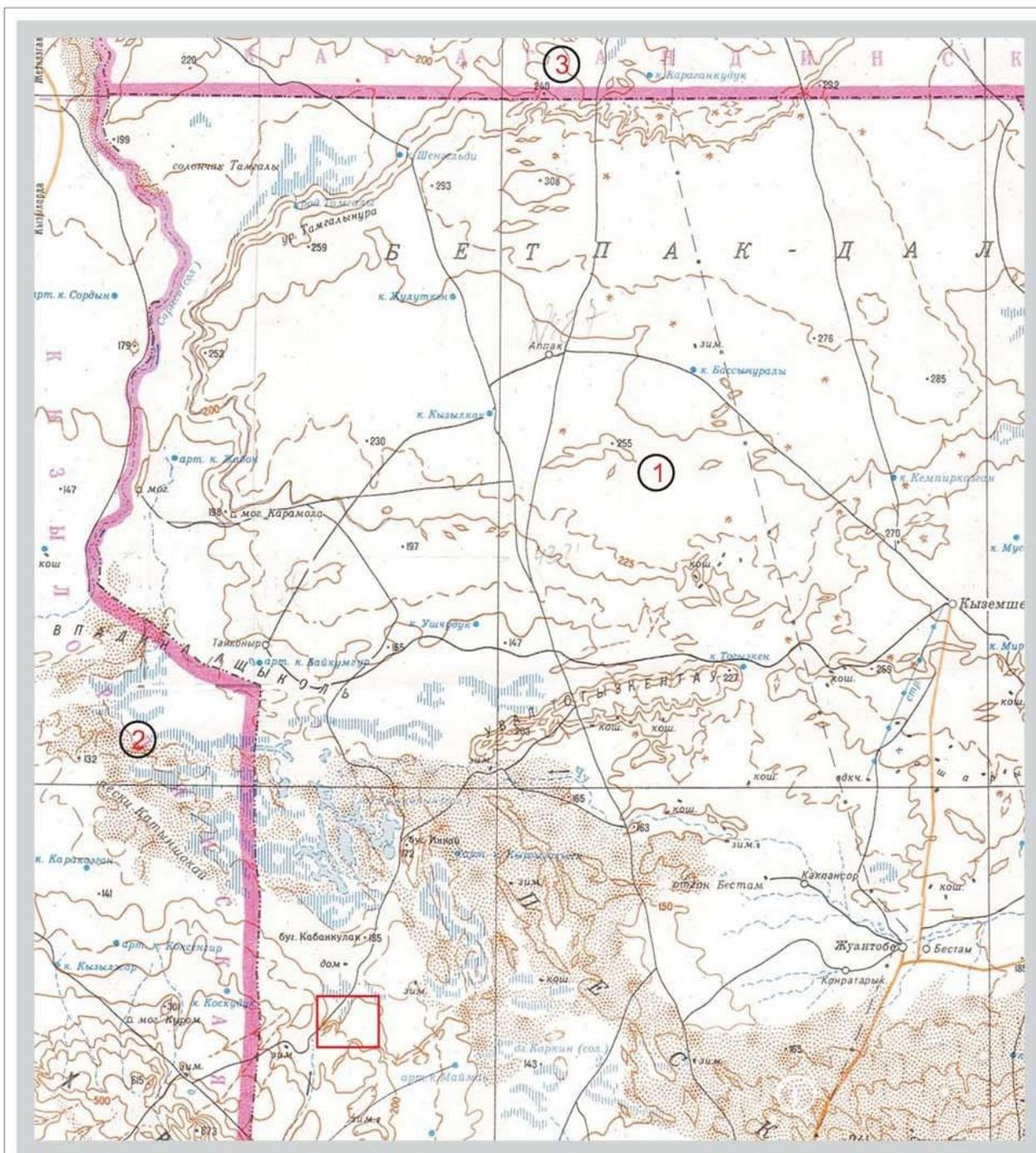


Рисунок 1.2 – Административная карта расположения месторождения Буденовское [87]

В пределах района работ преобладают пустынные почвы, характеризующиеся малой гумусностью, небольшой мощностью гумусового горизонта, низким содержанием элементов питания, малой емкостью поглощения. Эти особенности почв являются следствием сложившихся биоклиматических условий почвообразования: малое количество осадков, высокие летние температуры, определившие преобладание в растительном покрове ксерофитных полукустарников и солянок при незначительном участии злаков и разнотравья. Другой характерной особенностью почв является их карбонатность, солонцеватость и засоленность. Основным источником засоления служат почвообразующие породы,

представленные засоленными отложениями, а также соли, поступающие от минерализованных грунтовых вод. Значительные площади территории занимают пески, образующие комплексы с различными солончаками. Наиболее низкие участки равнины и замкнутые депрессии заняты соровыми солончаками и такырами.

Основным фактором развития растительного покрова является резко континентальный климат с малым количеством атмосферных осадков, значительными сезонными и суточными колебаниями температуры воздуха и активной ветровой деятельностью.

## 1.2 Геологическое строение и гидрогеологические условия района

### 1.2.1 Геологическое строение района

Район работ расположен в северо-западной части Шу-Сарысуской депрессии, которая представляет собой крупную эпикаледонскую структурную впадину и характеризуется трехъярусным строением.

В вертикальном разрезе этой структуры выделяются (Рисунок 1.3):

- складчатый фундамент, сложенный дислоцированными протерозойскими и раннепалеозойскими геосинклинальными образованиями;
- промежуточный структурный этаж, образованный литифицированными осадочными отложениями средне-позднепалеозойских формаций;
- платформенный чехол, представленный нелитифицированными или слабо литифицированными мезозой-кайнозойскими отложениями, вмещающими промышленное урановое оруденение гидрогенного типа.

На описываемой территории породы складчатого фундамента не вскрываются, поэтому описание геологического строения начинается с отложений промежуточного структурного этажа, представленного комплексом слабодислоцированных субплатформенных осадочных формаций.

*Пермская система (P)*

*Нижний отдел, жиделисайская свита (P<sub>1gd</sub>)*

Континентальные красноцветные осадочные отложения жиделисайской свиты залегают непосредственно на образованиях джезказганской свиты среднего-верхнего карбона и отличаются от последних в значительной степени условно по преобладанию в разрезе более мелкообломочных глинистых пород, представленных алевролитами и аргиллитами. В разрезе этой красно-цветной толщи в районе встречаются осадки галогенной формации, представленные каменной солью с линзами и прослоями ангидритов, гипса и доломитов. Общая мощность континентальной серии осадков джезказганской и жиделисайской свит достигает 1500 м. Отложения жиделисайской свиты распространены в пределах района повсеместно, и кровля их вскрыта большим количеством скважин.

*Мезозойские и кайнозойские отложения*

При характеристике мезозой-кайнозойских отложений используется схема их стратиграфического расчленения, принятая в подразделениях АО "Волковгеология". Это связано с тем, что основная геолого-гидрогеологическая информация по району исследований и по участкам разведки подземных вод, получена из материалов

поисково-разведочных работ на территории уранового месторождения Будёновское при изучении мел-палеогенового платформенного комплекса, являющегося рудовмещающим.

Мезозойские и кайнозойские отложения подразделяются на:

- мел-палеогеновый платформенный комплекс;
- неоген-четвертичный платформенный и платформенно-суборогенный комплексы.

Мел-палеогеновый платформенный комплекс. Отложения этого рудовмещающего комплекса представлены континентальными терригенными образованиями позднего мела и континентальными и морскими терригенными образованиями палеоцена и эоцена.

В основании разреза, в понижениях поверхности среднепалеозойских пород по данным бурения выделяются, сохранившиеся от размыва, реликты красноцветных плотных глин с включением гальки и гравия кварца и кремнистых пород с прослоями разнозернистых глинистых песчаников. Их мощность обычно не превышает 10–15 м. По аналогии с подобными образованиями в Кызылкумах они условно отнесены к сеноману – K2s.

Вышезалегающие континентальные верхнемеловые отложения распространены в рассматриваемом районе повсеместно и представлены преимущественно аллювиальными образованиями. Среди верхнемеловых осадков на территории района и уранового месторождения Будёновское, по данным поисково-оценочных и разведочных работ, выполненных АО "Волковгеология", выделяются три самостоятельных, хорошо изученных с помощью буровых скважин, горизонтов:

- мынкудукский (нижний турон);
- инкудукский (верхний турон-коньяк-сантон);
- жалпакский (кампан-маастрихт).

Каждый из названных горизонтов образует крупный ритмо-стратиграфический цикл. В нижней части преобладают грубозернистые песчаные и галечно-гравийно-песчаные преимущественно сероцветные отложения, в верхней части главное место занимают относительно мелкозернистые, нередко глинистые первично красноцветные образования.

Неоген-четвертичный комплекс представлен континентальными образованиями от верхнего миоцена до современных.

*Меловая система (K). Верхний отдел (K2). Нижний турон. Мынкудукский горизонт (K2t1(mk))*

На территории района мынкудукский горизонт представлен пачкой сероцветных и пестроцветных аллювиальных, реже озёрно-аллювиальных отложений, накопленных в условиях туронской речной системы, ориентированной, в целом, с северо-востока на юго-запад.



В вертикальном разрезе горизонта хорошо проявлена закономерность смены литолого-фациальных обстановок снизу-вверх:

- стрежнево-русловые разнозернистые пески с гравием и галькой;
- пойменные отложения среднезернистых песков;
- пойменно-старичные фации, представленные средне- и мелкозернистыми песками с прослоями глин.

Мощность мынкудукского горизонта изменяется в пределах 30–90 м. Континентальные отложения мынкудукского горизонта представляют собой в вертикальном разрезе аллювиальный цикл осадков первого порядка, в котором выделяются несколько (до 8–10) элементарных циклов мощностью от 1–2 до нескольких метров. Каждый из этих элементарных циклов начинается относительно грубозернистыми, плохо сортированными отложениями – гравийниками и гравийно-галечниками или песчано-гравийно-галечными отложениями, а заканчивается мелко- или тонкообломочными породами – мелко и тонкозернистыми песками, алевритами и глинами, реже – маломощными (до 10–20 см) прослойками плотных песчаников с карбонатным цементом. Большинство элементарных циклов не завершено или размыто в процессе осадконакопления.

В нижней части горизонта выделяется 3–5 элементарных циклов. Для них характерен пестрый литологический состав слоев, преобладание грубозернистых разновидностей пород, плохая сортировка обломочного материала, светло-серые и серые окраски пород, обусловленные присутствием углефицированного детрита.

В верхней части мынкудукского горизонта число элементарных циклов меньше, в их составе отмечается преобладание мелкозернистых частей циклов над грубозернистыми. Преобладающая окраска пород светлая, серовато-зеленая, пестрая.

#### *Верхний турон-сантон. Инкудукский горизонт (K2t2-st (in))*

Накопление отложений инкудукского горизонта происходило в условиях заметной активизации платформенных тектонических движений, приведших к подновлению рельефа поверхности. Относительно расчлененный рельеф, близость приподнятых областей сноса способствовали отложению очень пестрых по гранулометрическому составу крупно- и грубообломочных, плохо сортированных осадков, часто перемежающихся в разрезе. Прослой алеврито-песчаных глин, а также среднезернистых и мелкозернистых песков занимают в инкудукском горизонте меньшее место. В разрезе горизонта выделяются обычно три подгоризонта, представляющие собой нечетко проявленные аллювиальные циклы, состоящие из нескольких незавершенных элементарных циклов осадконакопления.

Нижний и средний подгоризонты инкудукского горизонта сформированы, в основном, грубообломочными отложениями русловых фаций, верхний – пойменно-русловыми отложениями. Общая мощность отложений инкудукского горизонта 60–70 м.

Породы инкудукского горизонта подвергнуты региональному восстановлению, благодаря чему среди его отложений отмечается резкое преобладание зеленоцветных проницаемых пород, в которых обнаруживаются реликтовые пестроцветные окраски, характерные для глинистых прослоев.

#### *Кампан-маастрихт. Жалпакский горизонт (K2sn (gp))*

Жалпакский горизонт залегает на инкудукском с незначительным перерывом. Расчленяется на два подразделения: собственно жалпакский горизонт (сероцветный) и бюртускенский горизонт (пестроцветный). Граница между пестроцветной и сероцветной частями – геохимическая, соответствует уровню стояния грунтовых вод раннепалеоценового времени.

Отложения пестроцветной части горизонта представлены преимущественно песками средне-мелкозернистыми зеленовато-желтовато-буро-красных тонов и оттенков. Верхняя часть горизонта сложена красновато-бурыми глинами. Глины карбонатизированы и являются региональной границей разделения солоноватых вод мелового комплекса от пресных палеогеновых вод. Мощность "пестрого" горизонта 20–40 м.

В сероцветной части горизонта развиты серые среднезернистые косо-слоистые полевошпат-кварцевые пески с примесью гальки и гравия. Нередко в них присутствует углефицированный детрит. Сероцветные породы сменяются по простиранию зеленоватыми эпигенетически восстановленными породами. Мощность этой части горизонта 1–20 м.

#### *Палеогеновая система (P)*

Палеогеновые отложения представлены континентальными (палеоцен) и морскими (эоцен) образованиями. В разрезе палеогена выделены четыре горизонта (снизу вверх): уванасский, уюкский, иканский и интымакский. Все эти горизонты распространены в районе повсеместно.

*Палеоцен (P1). Нижний-верхний палеоцен. Уванасский горизонт (P11-2 (uv))*

Уванасский горизонт распространен на территории района повсеместно. Этот песчаный горизонт, содержащий пресные напорные подземные воды, имеет исключительно важное значение как безальтернативный источник хозяйственно-питьевого централизованного водоснабжения. В кровле горизонта залегает мощная толща глин, изолирующая его от дневной поверхности. В подошве его, как правило, прослеживается выдержанный слабопроницаемый слой, представленный алевритами и глинами жалпакского горизонта. Уванасский горизонт вскрывается скважинами на глубине от 260 до 560 м при общей мощности от 50 до 80 м. В составе горизонта выделяются три подгоризонта.

В нижнем подгоризонте преобладают сероцветные разномзернистые пески с прослоями темно-серых глин и алевритов. Средний подгоризонт характеризуется преобладанием осветленных среднезернистых песков, верхний – зеленых и пестроцветных глин. Мощность песчаной части разреза уванасского горизонта составляет 25–50 м.

*Эоцен (P2). Нижний эоцен. Уюкский и Иканский горизонты (P21-2 (uk+ik))*

Отложения уюкского и иканского горизонтов в пределах района представлены преимущественно плотными серовато-зелеными глинами и распространены с ними повсеместно. Мощность отложений иканского горизонта в районе работ составляет 60–110 м.

#### *Верхний-средний эоцен (P22-3)*

Интымакский горизонт представлен морскими глинами зеленовато-серыми, голубовато-зелеными прерывисто слоистыми, реже массивными. Мощность горизонта изменяется в пределах 80–150 м. Интымакский горизонт является верхним региональным водоупором для эоцен-верхнемелового водоносного комплекса.

*Неогеновая система (N). Верхний миоцен – нижний плиоцен (N12-N21)*

Отложения верхнего миоцена-нижнего плиоцена представлены кирпично-красными глинами с прослоями песков, песчаников, алевролитов. Залегают они на размывтой поверхности средне-верхнеэоценовых зелёных глин. Мощность отложений достигает 180 м.

*Средний-верхний плиоцен (N22-3)*

Отложения среднего-верхнего плиоцена залегают на размывтой поверхности отложений верхнего миоцена-нижнего плиоцена. Они представлены глинами светло-коричневыми, палевыми загипсованными песчанистыми с прослоями песков и песчаников. Мощность отложений достигает 200 м.

*Четвертичная система (Q). Верхнечетвертичные аллювиальные отложения (aQIII)*

Описываемые отложения образуют внутриконтинентальную дельту рр. Шу и Сарысу. Аллювиальные отложения, слагающие внутриконтинентальную дельту, представлены средне- и крупнозернистыми косослоистыми, преимущественно кварц-полевошпатовыми песками желтовато-серой и буровато-серой окраски, часто с хорошо окатанным гравием кварцевого и кремнистого состава.

Аллювиальные отложения надпойменной террасы в современную эпоху подверглись эоловой переработке и сейчас почти по всей поверхности своего развития образуют бугристо-грядовые пески. Мощность верхнечетвертичного аллювия достигает 20 м.

*Современные эоловые отложения (v QIV)*

Описываемые отложения представлены эоловыми образованиями, имеющими значительные площади распространения. Они слагают бугристый и грядовый рельеф северо-западной оконечности пустыни Моинкум, образование которого связано с перевеванием дельтовых отложений рр. Шу и Сарысу и раздуванием отложений неогена. Мощность эоловых образований достигает 25 м.

## 1.2.2 Тектоника

Сочетание пликативных и дизъюнктивных форм, характеризующих современную тектонику рассматриваемого района, обусловлено тектоническими движениями, происходившими в периоды каледонского, герцинского и альпийского тектогенеза. Отложения каледонского складчатого фундамента в пределах этой территории погружены на глубину до 3–4 км и формируют периклинальное окончание антиклинория Северо-Западного Каратау и Северо-Каратаускую ступень каледонского складчатого фундамента. Структуры каледонского фундамента имеют северо-западное каратауское направление и сложены породами среднего и верхнего кембрия и ордовика, смятыми в узкие линейные складки челночного типа с углами падения крыльев до 60–80°. Герцинский структурный ярус объединяет отложения

фаменского яруса девона, каменноугольные и нижнепермские породы, залегающие с резким стратиграфическим и угловым несогласием на образованиях нижнего палеозоя. В пределах рассматриваемого района отложения герцинского структурного яруса слабо метаморфизованы и дислоцированы. Они образуют широкие брахисинклинальные складки с пологими углами падения крыльев (10–150) и флексурные перегибы, как правило, сопровождающиеся крупными разрывными нарушениями. Герцинские складчатые сооружения в пределах северо-западной части Шу-Сарысуской синеклизы образуют ряд довольно крупных структур, отделяемых друг от друга тектоническими нарушениями северо-западного и северо-восточного направлений. Наиболее значительными из них являются Бугуджильское поднятие и Кокпансорская впадина. Последние отделены от зоны погребенных каратауских структур Прикаратауским предгорным прогибом и Боктыкарынским прогибом. Крайнюю западную часть района занимает восточный склон Даутско-Катынчакайского поднятия. Эта структура сложена известняками нижнего карбона и красноцветными отложениями джекказганской свиты среднего-верхнего карбона. Характерной чертой герцинского структурного этажа является наличие локальных соляно-купольных структур в пределах Нижнешуского, Сарысуского и Бетпақдалинского соляно-купольных районов. Альпийский структурный ярус объединяет мезозойские и кайнозойские отложения, начиная с туронского яруса до современных включительно. Породы этого яруса с резким угловым и стратиграфическим несогласием налегают на поверхность палеозойских отложений. Для пород альпийского структурного яруса характерно пологое моноклинальное или почти горизонтальное залегание слоев. На общем фоне моноклинального залегания пластов со слабым наклоном к югу выделяются очень пологие, часто незамкнутые складки, вытянутые в какой-то степени в субмеридиональном направлении.

Разрывные нарушения в рассматриваемом районе выделяются, главным образом, по данным геофизических исследований. Преобладают разломы субмеридионального направления, реже отмечаются субширотные и северо-восточного простирания. В плане они имеют преимущественно прямолинейную форму, а, следовательно, и крутые углы падения. Амплитуды смещения различных толщ по этим нарушениям могут достигать значительной величины – до 500 м.

### 1.2.3 Гидрогеологические условия месторождения

Описываемый район приурочен к западной части Созакского артезианского бассейна третьего порядка, который входит в состав более крупного Западно-Шу-Сарысуского бассейна второго порядка. Западно-Шу-Сарысуский бассейн – полузамкнутая структура с погруженной центральной частью и приподнятыми краевыми, сопрягающимися с горными неотектоническими сооружениями, обрамляющими Шу-Сарысускую депрессию, и являющимися областью формирования региональных потоков подземных вод.

Граница Созакского артезианского бассейна третьего порядка проходит на востоке по Уланбель-Таласскому валу, на севере – по Тастинскому поднятию, на

западе – по Бугуджильскому выступу и на юге – по подножию хребта Каратау.

В гидрогеологическом отношении в вертикальном разрезе Созакского артезианского бассейна выделяются два гидрогеологических этажа. Нижний этаж представлен палеозойскими отложениями с пластово-трещинными и трещинно-жильными скоплениями подземных вод. В верхнем гидрогеологическом этаже пластово-поровые воды формируются в неоген-четвертичных рыхлообломочных образованиях, в отложениях палеогена и позднего мела. В разрезе верхнего гидрогеологического этажа выделяется мощная толща плотных водоупорных глин эоценового возраста (уюкский, иканский и интымакский горизонты). Эта толща разделяет верхний этаж на две части: в верхней части формируются преимущественно грунтовые воды, а в нижней – высоконапорные подземные воды. Гидрогеологические условия района работ иллюстрируются гидрогеологической картой масштаба 1:200 000 (Рисунок 1.4) и гидрогеологическим разрезом по линии I-I (Рисунок 1.5) с условными обозначениями (Рисунок 1.6).

В пределах рассматриваемого района выделяются следующие гидрогеологические подразделения:

- водопроницаемые, но практически безводные современные эоловые отложения (vQIV);
- водоносный верхнечетвертичный аллювиальный горизонт (aQIII);
- локально водоносный средне-верхнеплиоценовый горизонт (N22-3);
- локально водоносный верхнемиоцен-нижнеплиоценовый горизонт (N12-N21);
- водоупорный средне-верхнеэоценовый горизонт (P22-3);
- водоупорный ниже-среднеэоценовый (уюкско-иканский) горизонт (P21-2(uk+ik));
- водоносный ниже-верхнепалеоценовый (уванасский) горизонт (P11-2 (uv));
- водоносный сенонский (жалпакский) горизонт (K2sn(gp));
- водоносный верхнетуронский – сантонский (инкудукский) горизонт (K2t2-st (in));
- водоносный нижнетуронский (мынкудукский) горизонт (K2t1(mk));
- неводоносная зона трещиноватости нижнепермских отложений жиделисайской свиты (P1gd). Описание всех выделенных гидрогеологических подразделений приводится ниже.

*Водопроницаемые, но практически безводные современные эоловые отложения (vQIV)*

Эоловые отложения представлены мелкозернистыми песками, образовавшимися вследствие эоловой переработки отложений верхнечетвертичного и неогенового возраста. Эоловые пески образуют бугристо-грядовый барханный рельеф, подземные воды в них сдренированы.

*Водоносный верхнечетвертичный аллювиальный горизонт (aQIII)*

Аллювиальные отложения, слагающие внутриконтинентальную дельту, представлены желтовато-бурыми средне- и крупнозернистыми кварц-полевошпатовыми песками, часто с хорошо окатанным гравием. Мощность отложений достигает 20 м.

Глубина залегания грунтовых вод колеблется в пределах 1,5–20,8 м. Дебиты скважин и колодцев варьируют в широких пределах от 0,01 до 2,0 дм<sup>3</sup>/с при понижении уровня воды на 0,1–5,0 м. Минерализация подземных вод изменяется от слабоминерализованных 2,5 г/дм<sup>3</sup>, до рассолов 6,1 г/дм<sup>3</sup>. Тип минерализации сульфатный и хлоридный натриевый.

*Локально водоносный средне-верхнеплиоценовый горизонт (N22-3)*

Этот горизонт распространен первым от поверхности, в основном, в пределах предгорной равнины хребта Большой Каратау. По данным ряда скважин установлена его спорадичность. Часть скважин, опробовавших отложения среднего-верхнего плиоцена, оказалась безводной. В некоторых скважинах были вскрыты подземные воды. Водоносными в этих случаях являлись маломощные (до нескольких метров) глинистые пески. Залегают они на глубинах 50–100 м от поверхности земли. Водообильность отложений невысокая. Дебиты скважин не превышают 0,5 дм<sup>3</sup>/с при понижении уровня воды до 10 м. Минерализация подземных вод составляет 3–5 г/дм<sup>3</sup>. В анионном составе преобладают сульфаты.

*Локально водоносный верхнемиоцен-нижнеплиоценовый горизонт (N12-N21)*

Водовмещающие отложения представлены прослоями и линзами глинистых песков, залегающих в толще красных глин. Мощность песчаных прослоев достигает 10 м. Часть скважин, вскрывших отложения верхнего миоцена – нижнего плиоцена, оказалась безводной. Дебиты скважин, вскрывших водоносные отложения, достигают 1 дм<sup>3</sup>/с при понижении уровня воды на 4–5 м. Минерализация воды составляет 3–5 г/дм<sup>3</sup>. Химический состав воды обычно смешанный.

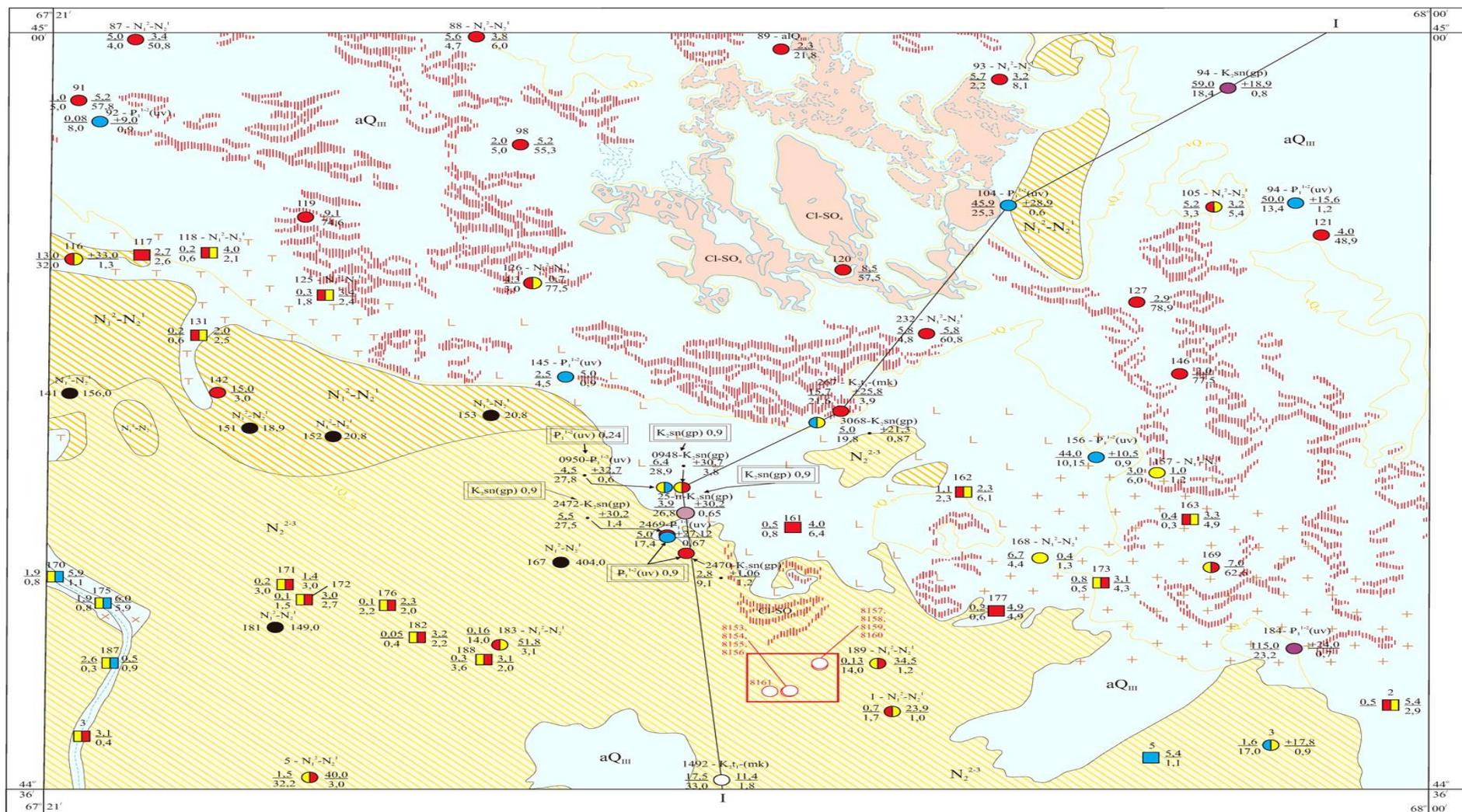


Рисунок 1.4 – Гидрогеологические условия района расположения месторождения Буденовское [87]

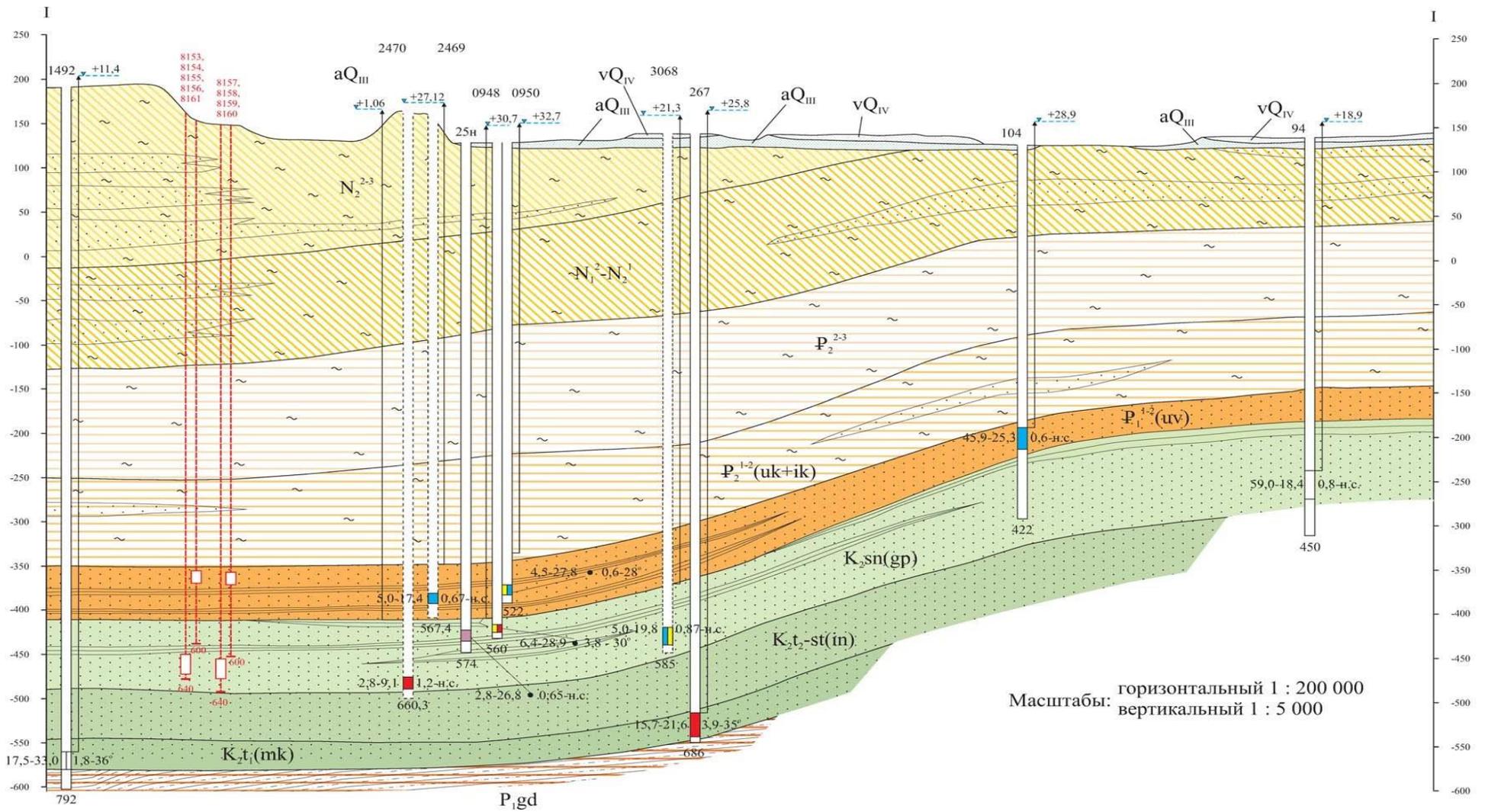


Рисунок 1.5 – Гидрогеологический разрез по линии I-I (на рис 1.4) [87]

### I. Распространение водоносных горизонтов и комплексов



Водоносный верхнечетвертичный аллювиальный горизонт. Гравелистые пески с прослоями и линзами слабосцементированных песчаников



Локально водоносный средне-верхнеплиоценовый горизонт. Прослой и линзы песков и песчаников среди светло-коричневых и палевых глин



Локально водоносный верхнемиоцен-нижнеплиоценовый горизонт. Прослой и линзы песков и песчаников среди кирпично-красных глин

### II. Распространение водоупорных или водопроницаемых но безводных пород

Контур распространения водопроницаемых, но практически безводных эоловых отложений

### III. Водоупункты

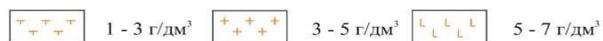
Скважина } Цифры сверху - номер на карте; слева: в числителе - дебит,  $\text{дм}^3/\text{с}$ ; в знаменателе - понижение, м; справа: в числителе - глубина, установленвшегося уровня, м; в знаменателе - минерализация,

Колодец }  
Скважина безводная } Вверху - индекс пород, в которых остановлен забой скважины; слева - номер по каталогу; справа - глубина скважины,

Проектная гидрогеологическая скважина

### IV. Минерализация и химический состав воды

Градации и условные знаки минерализации воды для первого от поверхности водоносного горизонта



б. Тип воды в водоупунктах

- С преобладанием гидрокарбонатного аниона
- С преобладанием сульфатного аниона
- С преобладанием хлоридного аниона
- Смешанный двухкомпонентный сульфатно-гидрокарбонатный и гидрокарбонатно-сульфатный
- Смешанный двухкомпонентный сульфатно-хлоридный и хлоридно-сульфатный
- Смешанный трёхкомпонентный

### V. Прочие знаки



Линия гидрогеологического разреза



Солончаки хлоридно-сульфатные



Граница гидрогеологических подразделений

Солёное озеро с указанием формулы преобладающей соли



Участок работ

### VI. На гидрогеологических разрезах



Водопроницаемые но практически безводные современные эоловые отложения



Водоупорный средне-верхнеэоценовый горизонт. Глины тёмно-серые, зелёно-



Водоупорный нижне-среднеэоценовый (уюско-иканский) горизонт. Глины



Водоносный нижне-верхнепалеоценовый (уванасский) горизонт. Пески зеленовато-серые кварцево-палевошпатовые мелкозернистые с прослоями плотных глин.



Водоносный сенонский (жалпакский) горизонт. Пески зелёные мелкозернистые. Прослой плотных массивных глин и алевролитов

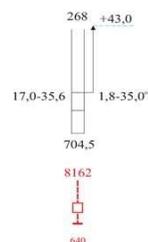


Водоносный верхнетуронский-сантонский (инкудукский) горизонт. Пески мелкозернистые и среднезернистые с гравием и галькой с прослоями и горизонтами пёстроцветных плотных глин



Водоносный нижнетуронский (мынкудукский) горизонт. Пески белёсые и светло-серые

Неводоносная зона трещиноватости нижнепермских отложений жиделисайской



Гидрогеологическая скважина. Цифры: Вверху - номер на карте. Слева: первая - дебит,  $\text{дм}^3/\text{с}$ ; вторая - понижение, м. Справа: Первая - минерализация,  $\text{г}/\text{дм}^3$ ; вторая - температура,  $^{\circ}\text{C}$  (н.с. - нет сведений). Стрелка у знака - напор подземных вод, цифра у стрелки - пьезометрический напор подземных вод, м. Цифра внизу - глубина скважины, м. Закраска соответствует химическому составу подземных вод в опробованном интервале

Проектная гидрогеологическая скважина. Цифры: вверху - номер на карте, внизу - глубина скважины, м.

### Литология пород



Пески



Глины в составе водоносных горизонтов и комплексов



Алевроиты



Глины в составе водоупорных толщ

Рисунок 1.6 – Условные обозначения к рис. 1.4, 1.5 [87]

*Водоупорный средне-верхнеэоценовый горизонт (P22-3)*

Интымакский горизонт представлен морскими глинами зеленовато-серыми, голубовато-зелеными прерывисто слоистыми, реже массивными. Мощность горизонта в пределах района изменяется от 150 до 180 м, увеличиваясь в осевой части Созакского артезианского бассейна. Интымакский горизонт является региональным верхним водоупором для эоцен-позднемелового водоносного комплекса.

*Водоупорный нижне-среднеэоценовый (уюкско-иканский) горизонт (P21-2(uk+ik))*

В пределах рассматриваемого района уюкско-иканский горизонт представлен толщей водоупорных глин, не содержащих существенных линз рыхлообломочных водоносных отложений. Глины серые, зеленовато-серые и темносерые плотные массивные. Мощность горизонта изменяется от 120 до 150 м с увеличением ее в южном направлении.

*Водоносный нижне-верхнепалеоэоценовый (уванасский) горизонт (P11-2 (uv))*

Отложения уванасского водоносного горизонта имеют повсеместное распространение в рассматриваемом районе. Мощность водоносного горизонта варьирует от 50 м в северной части района до 80 м в центральной и южной его частях. Водоносный горизонт вскрывается скважинами на глубинах от 280 м на севере района до 570 м в южной его части. Перекрывающим горизонтом являются плотные водоупорные глины уюкского горизонта. Подстилаются отложения уванасского горизонта глинами, реже алевритами и мелкозернистыми глинистыми пестроцветными песками жалпакского горизонта.

Водовмещающие породы уванасского водоносного горизонта представлены мелко-среднезернистыми и разномзернистыми песками, иногда с включением гравия. В толще песков отмечаются прослой глины. Этот водоносный горизонт имеет региональное распространение. Подземные воды горизонта напорные с высотой напора над его кровлей от 155,0 до 600,0 м. Пьезометрический уровень устанавливается, как правило, выше поверхности земли на отметках от +5,0 до +32,7 м. Водообильность пород высокая. Дебиты скважин изменяются от 3–4 дм<sup>3</sup>/с до 25–30 дм<sup>3</sup>/с, при сравнительно небольших понижениях уровня подземных вод – порядка 5–40 м.

Область питания водоносного горизонта – горные образования хребта Каратау, область разгрузки – естественные понижения района – солончаки Ащыколь, Асказансор, оз. Арыс.

Воды горизонта пресные с минерализацией 0,6–0,9 г/дм<sup>3</sup>. По химическому составу преобладают воды смешанного трехкомпонентного анионного состава, реже встречаются гидрокарбонатные, сульфатно-гидрокарбонатные и гидрокарбонатно-сульфатные воды. В катионном составе преобладает натрий, реже встречаются кальциево-натриевые воды.

По качественным показателям подземные воды уванасского горизонта, как правило, соответствуют Санитарно-эпидемиологическим требованиям РК.

Радиологические и санитарно-бактериологические показатели подземных вод также соответствуют требованиям, предъявляемым к питьевой воде. В описываемом

районе уванасский водоносный горизонт является единственным пригодным для хозяйственно-питьевого водоснабжения. Соответственно в предшествующие годы этот водоносный горизонт являлся объектом разведки для хозяйственно-питьевого водоснабжения ряда населенных пунктов, промышленных объектов и орошения земель.

*Водоносный сенонский (жалпакский) горизонт (K2sn(gp))*

Жалпакский водоносный горизонт на урановом месторождении Будёновское и на сопредельной территории имеет повсеместное распространение. Он вскрыт разведочными и гидрогеологическими скважинами: на северном фланге уранового месторождения Будёновское в интервале глубин 575–628 м, а на южном – в интервале глубин 555–625 м. В кровле горизонта выделена пачка кирпично-красноцветных, бурых пород, сложенных плотными глинами и мелкозернистыми песками. Эта пачка является водупором между уванасским горизонтом и водоносным комплексом верхнемеловых отложений. Мощность пачки от первых метров до 10 м. Подстилающие породы – красноцветные глины и мелкозернистые глинистые пески инкудукского горизонта.

Водовмещающие породы – серые мелко- и среднезернистые пески полевошпат-кварцевого состава с примесью гравия и гальки с включением углефицированного детрита. Общая мощность отложений на урановом месторождении Будёновское составляет 50–70 м.

Подземные воды напорные, пьезометрический уровень устанавливается над поверхностью земли на отметках до +42,3 м. Водоносный горизонт водообильный. Дебиты скважин достигают 14,7 дм<sup>3</sup>/с при понижении уровня на 36,9 м. Водовмещающие породы характеризуются высокой проницаемостью – водопроницаемость водоносного горизонта на месторождении составляет 215 м<sup>2</sup>/сут.

Подземные воды пресные и слабосоленоватые с минерализацией до 2,0 г/дм<sup>3</sup>. По химическому составу воды преимущественно хлоридные натриевые. В настоящее время воды вскрыты целым рядом скважин и используются для производственно-технического водоснабжения ряда предприятий и водопоя скота.

*Водоносный верхнетуронский – сантонский (инкудукский) горизонт (K2t2-st(in))*

Водовмещающие отложения горизонта – пески мелко- и среднезернистые, разнозернистые, иногда с гравием. Водоносный горизонт глубокого залегания, кровля вскрывается на глубине 560–578 м, подошва – 625–650 м. Общая мощность горизонта около 70 м.

Перекрывающие отложения – образования жалпакского горизонта – пески среднезернистые, разнозернистые, иногда с гравием в нижней части разреза. Подстилающие – отложения мынкудукского горизонта, разрез которых чаще всего начинается с мелко- и среднезернистых песков. Как правило, водупорные отложения в кровле и подошве инкудукского горизонта, отделяющие его от выше- и нижезалегающих водоносных горизонтов, не выдержаны в разрезе и по простиранию. Прослой глин, алевролитов и глинистых песков имеют характер линз с прерывистой мощностью от 0,5 до 2–5 м. Подземные воды горизонта высоконапорные. Высота пьезометрического напора над поверхностью земли достигает +43,0 м. Водоносный горизонт водообилён. Дебиты скважин на

месторождении составляют 10,0–17,0 дм<sup>3</sup>/с при понижении уровня воды на 35,6–40,3 м. Подземные воды инкудукского горизонта слабо солоноватые с минерализацией до 2,0 г/дм<sup>3</sup>, по составу хлоридные натриевые.

Инкудукский горизонт (особенно в его нижней части) является рудоносным. Соответственно использование его даже для производственно-технических целей весьма ограничено. Например, подземные воды инкудукского горизонта используются для производственно-технического водоснабжения строящегося рудника Жалпак северо-восточнее месторождений Будёновского и Инкай на значительном удалении от них.

#### *Водоносный нижнетуронский (мынкудукский) горизонт (K2t1(mk))*

Водоносный горизонт на урановом месторождении Будёновское имеет повсеместное распространение. Подошва горизонта вскрывается на глубине 650–680 м, кровля – на глубине 624–650 м. Мощность горизонта составляет от 30–35 м на северо-востоке до 70–90 м на юге и юго-западе. Подстилающие отложения – это региональный водоупор, представленный палеозойскими (нижнепермскими) слабо литифицированными алевроглинистыми отложениями. Перекрывающие отложения представлены глинами, алевритами и песками инкудукского горизонта. Выдержанных по мощности и простиранию водоупоров между мынкудукским и инкудукским горизонтами нет. Водоупорные и слабопроницаемые породы в составе мынкудукского горизонта представлены глинами, алевритами и глинистыми песками.

Водоносный горизонт высоконапорный. Высота пьезометрического напора над поверхностью земли достигает +25,8 м. Водовмещающие породы мынкудукского горизонта – пески мелко- и среднезернистые с прослоями песков разномелкозернистых, нередко с гравием и невысоким содержанием пылеватых и глинистых частиц (до 14–15 %). Дебиты скважин достигают 15,7 дм<sup>3</sup>/с при понижении уровня воды на 21,6 м. Подземные воды солоноватые с минерализацией до 4,0 г/дм<sup>3</sup>, по составу хлоридные натриевые.

Мынкудукский горизонт на территории Будёновского месторождения является рудоносным. Соответственно подземные воды этого горизонта в настоящее время не используются.

#### *Неводоносная зона трещиноватости нижнепермских отложений жиделисайской свиты (P1gd)*

Пермские отложения – алевролиты, аргиллиты – имеют на месторождении повсеместное распространение и вскрываются на глубине 650–680 м. Они являются региональным водоупором для водоносного комплекса верхнемеловых отложений.

### 1.2.4 Целевое назначение буровых работ на месторождении Будёновское

Инкудукский и мынкудукский горизонты на участке работ являются рудоносными и используются для добычи уранового сырья методом скважинного выщелачивания. Схема упомянутого метода приведена на Рисунке 1.7. Соответственно наибольшие перспективы в организации производственно-

технического водоснабжения, строящегося рудника на участке № 7 месторождения Будёновское, связываются именно с жалпакским горизонтом.

Жалпакский водоносный горизонт на урановом месторождении Будёновское и на сопредельной территории имеет повсеместное распространение и выступает в качестве буферного между рудоносным инкудукским и уванасским, содержащим пресные подземные воды, пригодные для организации хозяйственно-питьевого водоснабжения строящихся объектов на месторождении. Он вскрыт разведочными и гидрогеологическими скважинами: на северном фланге уранового месторождения Будёновское – в интервале глубин 575–628 м, а на южном – в интервале глубин 555–625 м. Водоносный горизонт достаточно водообильный. Дебиты скважин достигают 14,7  $\text{дм}^3/\text{с}$  при понижении уровня на 36,9 м. Общая мощность отложений на урановом месторождении Будёновское составляет 50–70 м. Подземные воды напорные, пьезометрический уровень устанавливается над поверхностью земли на отметках до +42,3 м. Воды пресные и слабосоленоватые с минерализацией до 2,0  $\text{г}/\text{дм}^3$ . По химическому составу воды преимущественно хлоридные натриевые. Воды этого горизонта могут использоваться для производственно-технического водоснабжения без каких-либо ограничений.

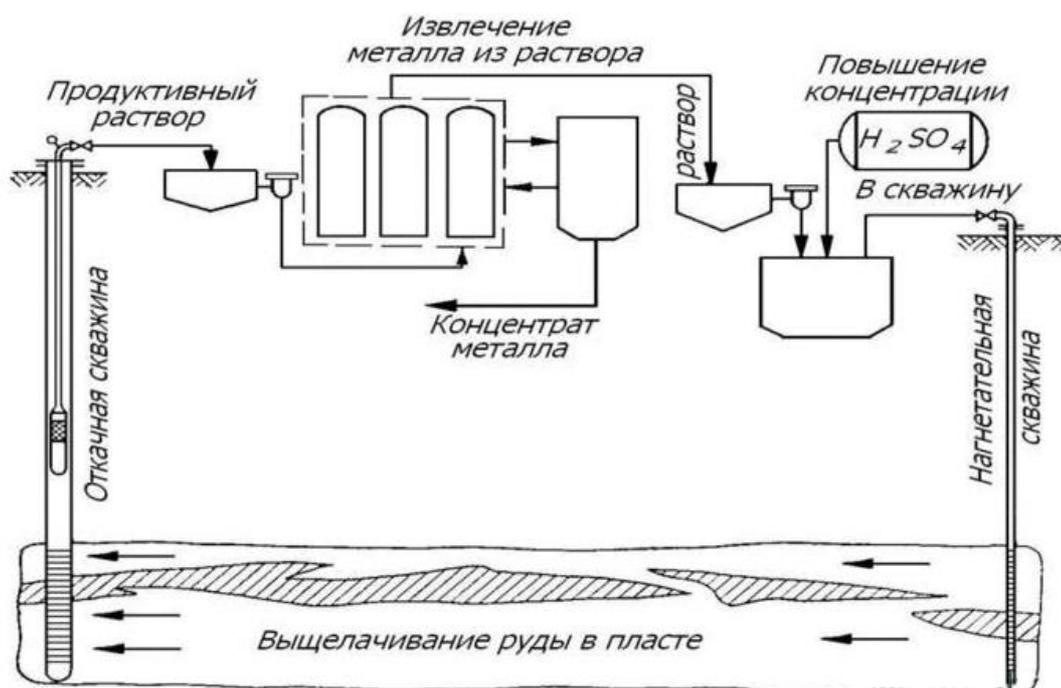


Рисунок 1.7 – Принципиальная технологическая схема подземного выщелачивания [10]

Разведка подземных вод с целью обеспечения хозяйственно-питьевого водоснабжения ставится на уванасский водоносный горизонт. Подземные воды этого горизонта по качеству полностью отвечают требованиям, установленным для вод хозяйственно-питьевого назначения. Для производственно-технического водоснабжения объектов ТОО "СП "Будёновское" в качестве перспективного принимается жалпакский водоносный горизонт.

Целевое назначение существующих и перспективных буровых работ – добыча уранового сырья и подземных вод для хозяйственно-питьевых и производственно-технического водоснабжения на месторождении Буденовское.

Судя по описанию геологического разреза последний представлен в основном мягкими и частично породами средней твердости. Конструкции скважин для добычи уранового сырья и подземных вод имеют много общего, в частности, значительный конечный диаметр бурения (161 мм) и оборудование приемной части скважин. Разрушение горных пород при бурении скважин осуществляется лопастным пикообразным долотом, оснащенным твердославными резами. Основное отличие – материал обсадных труб которые в геотехнологических скважинах представляет пластмассу ПВХ, а в гидрогеологических скважинах – сталь определенной марки.

К настоящему времени наиболее изучена южная часть месторождения, где урановые руды характеризуются высокой площадкой продуктивностью (до 18 кг/м<sup>2</sup>). Детальная разведка проводилась бурением вертикальных скважин по сети 200х50м для выявления запасов урана по категории С<sub>1</sub> и по сети (800-400х50м) для выявления запасов урана по категории С<sub>2</sub>. Бурение без отбора керна проводилась до кровли продуктивных отложений, а также с отбором керна по продуктивным отложениям и рудным интервалам с выходом керна более 50-70%.

Помимо бурения скважин (геотехнологических, разведочных, гидрогеологических) проводился комплекс сопутствующих работ: топогеодезическое обеспечение, геофизические и гидрогеологические исследования в скважинах, документация и опробования керна, минерало-петрографические исследования и т.д.

В настоящее время на Буденовском месторождении как на других крупных месторождениях Шу-Сарысуской урановой провинции, идет эксплуатационная разведка, т.е. идет детальная разведка по приращению запасов по категориям С<sub>1</sub>, С<sub>2</sub> и прогнозных запасов с одновременной добычей уранового сырья.

С этой целью на месторождении ежегодно бурится 200-300 геотехнологических скважин (откачных, закачных, наблюдательных) глубиной породы 700 м и 10-15 разведочных с отбором керна только по рудной зоне.

Основные требования к сооружению скважин и исходные данные при проектировании следующие [87]:

- сооружение скважин в соответствии с техническим заданием и гарантией качества проводимых работ;
- плановые, жесткие сроки сооружения каждой скважины;
- средняя глубина скважин – 690 м;
- статический уровень подземных вод от +20 м и выше от поверхности земли;
- понижение статического уровня при откачке – 10-15 м;
- удельный вес жидкости, заполняющий скважину – 101 кН/м<sup>3</sup>;
- средний удельный вес вмещающих пород – 17 кН/м<sup>3</sup>;
- категория пород по устойчивости – 2,0;
- коэффициент неоднородности пород – 1,0-1,1;
- средняя категория пород по буримости – 4,5;

- плановая производительность сооружения скважин – 1675-2010 м/ст.см. (2,5-3 скв/мес);
- планируемый дебит откачных скважин – 10 м<sup>3</sup>/час;
- приемистость закачных скважин – 3,8-4,3 м<sup>3</sup>/час;
- средняя мощность рудного тела – 8 м (максимальная – 12 м);

Анализ сметной документации на буровые и сопутствующие работы показывает, что сметная стоимость собственно бурения занимает 80-85% от общей стоимости, то есть бурение – одна из самых дорогостоящих операций при проведении геологоразведочных и горных работ.

При сооружении скважин применяются лопастные долота, показывающие довольно низкую скорость бурения (10-12 м/час), что для мягких пород (средняя категория буримости – 4,5) совершенно недостаточно. Низкая механическая скорость бурения обуславливает достаточно малую месячную производительность буровой установки – 1000-2000 м/месяц. Имеются и другие причины низких показателей буровых работ: осложнения, связанные с потерей устойчивости стенок скважины, несоблюдение технологии бурения, организационные вопросы и другие. Однако наши исследования посвящены решению важной проблемы, осложняющей технологию бурения лопастными долотами – периодического «зависание» пикобура над забоем скважины. Это периодически наступающее явление значительно снижает скорость бурения и проводки скважин и другие показатели буровых работ.

## **Выводы по разделу 1**

1. Эксплуатационная разведка месторождения Буденовское должна, во-первых, обеспечить добычу заданного объема уранового сырья, а во-вторых, увеличить прирост разведенных запасов того полезного компонента с большей достоверностью.

2. Бурение скважин на месторождении Буденовское занимает важное место в техническом сопровождении геологоразведочных и горных работ, на них приходится основные затраты при разведке и эксплуатации месторождения. Поэтому любое повышение эффективности бурового процесса дает значительный экономический эффект.

3. Так как в геологических разрезах месторождения Буденовское присутствуют водоносные пласты, в которых содержится вода, пригодная для хозяйственно-питьевого назначения для строящихся промышленных и жилых объектов горного предприятия, необходимость бурить водозаборные скважины еще более усиливает значение технических и техники буровых работ при освоении месторождения.

4. Дальнейшее исследования будут направлены на совершенствование существующей технологии бурения, в частности, анализу применяемых конструкций породоразрушающих инструментов и особенностям механизма разрушения забоя скважины при его взаимодействии с рабочими элементами долот.

## 2 СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД И ИХ БУРИМОСТЬ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИМИ ИНСТРУМЕНТАМИ

При формировании скважины горные породы являются объектом разрушения (при углублении забоя) и укрепления (стенки скважины). В этом процессе проявляются в основном физические свойства горных пород.

Класс физических свойств проф. С. С. Сулакшин предлагает рассмотреть с двух позиций [68, 71]:

- с точки зрения их происхождения (генезиса);
- с точки зрения их проявления в физических процессах.

В соответствии с этим принципом класс физических свойств разделен на два подкласса:

- подкласс физико-геологических свойств, связанных с геологическими процессами происхождения и преобразования горных пород;
- подкласс физико-механических свойств, показатели которых проявляются под действием внешних физических полей или активной среды. Так как в обозримом будущем разрушение забоя скважины будут осуществлять в основном механическим воздействием породоразрушающего инструмента, то в дальнейшем будут рассмотрены физико-механические свойства горных пород.

### 2.1 Физико-геологические свойства горных пород

Наиболее важными свойствами этого подкласса являются минеральный состав, строение, анизотропность, пористость, трещиноватость, кавернозность, плотность, раздробленность и устойчивость горных пород. Минеральный состав характеризуется количественным содержанием минералов, входящих в состав горной породы. От твердости отдельных зерен и величины сил сцепления между кристаллическими зернами, размеров последних зависит интенсивность разрушения горных пород при бурении. В геологии широко применяется метод Мооса для определения относительной твердости минералов. Шкала Мооса представляет ряд, состоящий из 10 минералов, расположенных в порядке возрастания твердости [26, 27].

По шкале Мооса можно определить относительную твердость, т. е. каждый последующий минерал тверже предыдущего и при взаимодействии с последним оставляет черту.

Кварц, находясь на седьмом месте, в упомянутом ряду, обладает высокой твердостью. В то же время кварц распространен в природе гораздо более топаза, корунда или алмаза, являясь одним из основных породообразующих минералов. Поэтому кварцсодержащие породы трудно поддаются разрушению при бурении.

Строение горной породы характеризуется двумя основными признаками – **структурой** и **текстурой** [72]. Мелкозернистые, плотные породы массивной структуры труднее поддаются разрушению при бурении скважин. К текстурным признакам относятся слоистость, сланцеватость, анизотропия, пористость, трещиноватость горных пород.

**Слоистость** – строение горных пород в виде налегающих один на другой слоев, различающихся минеральным составом, размером и формой частиц слагающих породу. Слоистость свойственна большинству осадочных пород и возникает при изменении условий осадконакопления.

**Сланцеватость** – строение горных пород, характеризующееся ориентированным расположением породообразующих минералов и их способностью раскалываться на тонкие пластины. Сланцеватость свойственна метаморфическим или кристаллическим (гнейсы) и неметаморфизованным осадочным породам (глинистые, углистые, сланцы).

**Анизотропия** проявляется у горных пород, показатели свойств которых одинаковы в параллельных направлениях и неодинаковы в непараллельных направлениях. Из этого следует, что слоистые и сланцеватые породы анизотропны. Неодинаковая интенсивность разрушения забоя скважины в направлении напластованию анизотропных пород и в направлении, перпендикулярном напластованию, может явиться причиной искривления скважины.

**Общая пористость** горных пород – это отношение объема пор (пустот) к объему всей породы [65, 66, 67]:

$$P = \frac{V_n}{V_0 + V_n} \cdot 100 \%, \quad (2.1)$$

где  $P$  – общая пористость, %;

$V_n$  – общий объем пустот в образце породы;

$V_0$  – объем минерального скелета в образце породы.

**Коэффициент пористости:**

$$K_{\Pi} = V_n / V_0. \quad (2.2)$$

Поры по величине подразделяются на субкапиллярные (поперечный размер 0,2 мк), капиллярные (0,2–100 мк) и сверхкапиллярные (более 100 мк). По форме поры могут быть самого различного вида: каналовидные, щелевидные, ветвистые и т. д. Часто поры могут соединяться с внешней средой и между собой, образуя сплошные извилистые каналы. Общий объем таких пор, отнесенных ко всему объему всей породы называется **открытой (эффективной) пористостью**  $P_{эф}$ , при этом  $P_{эф} < P$ . Благодаря эффективной пористости возможна миграция флюидов и вод различного состава и их эксплуатация из скважин.

Пористость горных пород изменяется в широких пределах – от долей до 90 %. Большую пористость имеют осадочные породы, незначительную – магматические породы. Исключение составляют эффузивные породы, у которых  $P=55–60$  % (туфолавы, трахит). Пористость зависит от формы и размеров зерен, слагающих породу, от степени их сцементированности и уплотненности. Наименьшей пористостью обладают породы, сложенные неравномерно-зернистыми частицами, сцементированными большим количеством плотного цементирующего материала. В результате давления вышележащих слоев пород на нижележащие пористость

последних уменьшается; происходит выжимание газов из породы, взаимное перемещение их части к более плотной упаковке. Поэтому метаморфизованные породы имеют низкую пористость. Наличие пористости, с одной стороны, облегчает процесс разрушения породы вследствие уменьшения ее прочности, с другой, осложняет технологию бурения вследствие поглощения промывочной жидкости и набухания глинистых пород, что может вызвать осложнения и аварии при проходке скважин.

**Трещиноватость горных пород** – это совокупность в массиве трещин различного происхождения разных размеров. Трещиной называется плоский разрыв сплошности среды, величина которого на порядок и более превосходит межатомные расстояния в кристаллической решетке ( $10^{-10}$  см).

В массиве горных пород имеются трещины трех порядков.

К трещинам первого порядка относятся трещины внутри кристаллов и минералов, сложенных отдельными блоками. Последние несколько смещены относительно друг друга, т. е. кристаллы имеют мозаичную структуру с присущими им внутрикристаллическими дефектами (вакансии и дислокации) и трещинами.

К трещинам второго порядка относятся трещины между кристаллическими зернами или в межкристаллическом цементе осадочных пород. Величина раскрытия этих трещин достигает 0,1 мм и более.

Трещины третьего порядка образуются в процессе метаморфизации пород за счет потери воды и летучих веществ, а также в процессе остывания. В эту же группу входят тектонические трещины, развивающиеся в земной коре в процессе ее развития. В их число входят трещины отрыва, скалывания и кливажа.

Тектонические трещины обычно образуют четко выраженные системы двух почти взаимно перпендикулярных крутопадающих рядов трещин, секущих пласты пород независимо от их состава и возраста. Раскрытие тектонических трещин достигает 1 м и более. Раскрытые трещины могут заполняться другими породами, водой или же оставаться незаполненными.

При вращательном колонковом бурении за количественный показатель трещиноватости принята удельная кусковатость  $K_y$ , поднятого из скважины керна. Эта величина определяется количеством кусочков и отдельных столбиков в 1 м керна. По этому показателю породы делятся на монолитные ( $K_y=1-5$  шт/м), слабо трещиноватые ( $K_y=6-10$  шт/м), трещиноватые  $K_y=11-30$  шт/м), сильно трещиноватые ( $K_y=31-50$  шт/м) и раздробленные ( $K_y>50$  шт/м).

Решающее влияние на процесс разрушения забоя и формирование скважины при бурении оказывают трещины второго и третьего порядка. Трещиноватость отрицательно влияет на стойкость рабочих элементов породоразрушающих инструментов вследствие воздействия на них больших динамических нагрузок при разрушении забоя. Раскрытые трещины вызывают значительные поглощения промывочной жидкости.

**Кавернозность и закарстованность** горных пород характеризуется наличием пустот значительных размеров в горных породах, вызванных растворением последних природными водами. Наличие каверн отрицательно действует на процесс бурения. Это действие аналогично трещиноватости пород, причем поглощение промывочной жидкости часто бывает катастрофическим, т. е. вся закачиваемая в

скважину жидкость, не выходя обратным потоком на поверхность, уходит в каверны.

## 2.2 Физико-механические свойства горных пород

Механические свойства (stress-strain properties) горной породы характеризуют возникновение, распределение и изменение в ней механических напряжений и деформаций при воздействии механических сил. Выделяют следующие группы свойств [61, 62]:

- *прочностные* (strength properties) характеризуют процессы разрушения горных пород;
- *деформационные* характеризуют деформируемость пород под нагрузками. Деформация горной породы (rock deformation) – показатель изменения размеров, формы и объема куска или породного массива в результате воздействия внешних факторов;
- *реологические* (flowing properties) характеризуют влияние длительного воздействия нагрузок на изменение напряженно-деформированного состояния горных пород.

Так как механическое бурение характеризуется кратковременным взаимодействием породоразрушающего инструмента и горной породы, то определяющими являются прочностные и деформационные свойства горных пород.

Механические свойства определяют путем исследования образца (specimen) – куска горной породы определенной формы, изготовленного для испытаний керна. Для того, чтобы механические свойства исследуемых образцов не отличались от свойств горной породы в условиях естественного залегания, они должны быть идентичные ей: *строение* (constitution) – форма, размеры, взаимное пространственное расположение и связь в горной породе минеральных зерен и минеральных агрегатов; *текстуру* (texture) – взаимное расположение и ориентировку минеральных агрегатов горной породы; *структуру* (structure) – размеры, форма и взаимная связь минералов, составляющих горную породу; *микроструктуру* (microstructure) – структура минеральных зерен и межзерновых границ в горной породе. Кроме того, должна учитываться *анизотропность* (anisotropy) – изменчивость физических параметров горной породы по различным направлениям. На эти виды неоднородности свойств пород в условиях естественного залегания накладывается поле механических напряжений в горной породе (mechanical stress field in a rock) – пространственно-временное распределение механических напряжений в горной породе.

### 2.2.1 Прочностные свойства горных пород

Прочность – это свойство, характеризующее способность определенного объема горной породы сопротивляться разрушению под действием внешних сил. Максимальное значение напряжения, при котором происходит разрушение породы, называется *пределом прочности*. Различают пределы прочности пород на одноосное

сжатие  $\sigma_{сж}$ , растяжение  $\sigma_p$ , изгиб  $\sigma_{изг}$ , сдвиг (срез)  $\tau_{сдв}$  (Рисунок 1.8). При механическом бурении разрушение горных пород на забое происходит в условиях всестороннего сжатия, поэтому рассматривается также понятие “предел прочности при всестороннем сжатии”. Прочность на сжатие – наиболее широко определяемая характеристика прочности пород.

Для испытания изготавливают цилиндрические (или призматические с квадратным поперечным сечением) образцы горной породы диаметром предпочтительно 42 мм при отношении высоты образца к его диаметру, равном 1,0 или 2,0.

Предел прочности на одноосное сжатие  $\sigma_{сж}$  рассчитывается как отношение разрушающей нагрузки  $P_{max}$  к площади поперечного сечения образца  $F$ :

$$\sigma_{сж} = \frac{P_{max}}{F}. \quad (1.3)$$

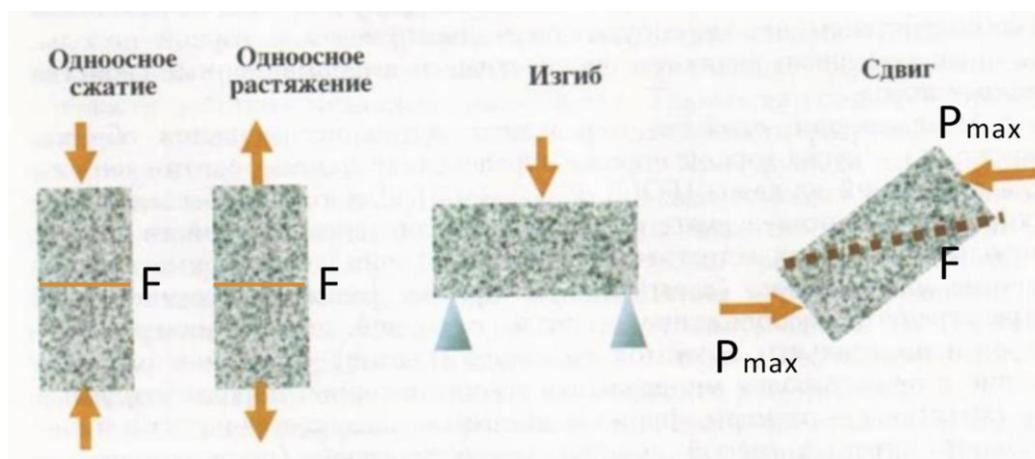


Рисунок 2.1 – Методы определения предела прочности горных пород [61]

Горные породы по величине прочности на одноосное сжатие разделены на пять групп и двенадцать категорий (Таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Классификация горных пород по величине прочности на одноосное сжатие [61]

Группа	Категория	$\sigma_{сж}$ , МПа	Группа	Категория	$\sigma_{сж}$ , МПа
Весьма слабые	1	4	Средней прочности	7	35–52
	2	4–6		8	52–80
	3	6–10		9	80–120
слабые	4	10–15	прочные	10	120–180
	5	15–23		11	180–270
	6	23–25	Очень прочные	12	270

Прочность пород существенно зависит от их минерального состава, структуры, текстуры, глубины залегания и других факторов.

Наивысшие значения прочности на одноосное сжатие характерны для базальта, кварцита, минимальные – для мергеля, гипса, каменной соли [5, 7].

Прочность минералов на сжатие достаточно велика, хотя и колеблется в широких пределах – свыше 500 МПа у кварца, до 10–20 МПа у кальцита. Прочность горных пород существенно ниже, чем минералов, что объясняется их неоднородностью, наличием локальных дефектов, трещиноватостью (от зияющих трещин до паутин и микротрещин). При этом прочность на сжатие пород даже одного петрографического наименования в зависимости от состава и структуры может колебаться в весьма широких пределах. Так, для различных базальтов она изменяется в диапазоне 30–500 МПа, гранитов – 37–380 МПа. Обычно прочность породы на сжатие тем выше, чем выше их плотность.

Прочность породы уменьшается с ростом влажности. Например, прочность песчаников и известняков снижается при насыщении их поровой водой на 25–45 %. У слоистых, т. е. анизотропных, пород прочность сильно меняется в зависимости от направления действия нагрузки. Отношение прочности перпендикулярно слоям к прочности параллельно им называется *коэффициентом анизотропности*, который колеблется у различных пород от 0,3 до 0,8 (у изотропных, однородных пород, например, известняков или гранитов он равен 1).

Прочность пород растет по мере их погружения в недра, отражая уменьшение пористости, изменение структуры и минерального состава и благодаря напряженному состоянию, в котором порода пребывает в недрах. Например, у глин прочность возрастает от 2–10 МПа на поверхности до 50–100 МПа в зоне метаморфизма, где глины преобразуются в сланцы.

Прочность на растяжение горных пород значительно ниже их прочности на сжатие. Это одна из наиболее характерных особенностей горных пород, определяющих их поведение в поле механических сил. Горные породы плохо сопротивляются растягивающим усилиям.

Отношение  $\sigma_p/\sigma_{сж}$  весьма показательна для сравнительной характеристики различных пород и колеблется в пределах 1/5–1/80, чаще всего – 1/15–1/40. Верхний предел 1/5 соответствует глинистым породам, нижний – наиболее хрупким породам (гранитам, песчаникам и др.).

Предел прочности горной породы при сдвиге (ultimate shear strength) – предельное касательное напряжение, при котором происходит разрушение породы.

Показатели механических свойств горных пород при сдвиге определяют в процессе испытаний на срез и кручение. По величине прочность породы на сдвиг занимает промежуточное положение между пределом прочности на сжатие и растяжение.

При достижении любого вида деформации (растяжение, сжатие, сдвиг) происходит разрушение твердого тела.

**Твердость (hardness) горной породы** характеризует сопротивляемость ее поверхностного слоя разрушению или деформированию.

Ранее рассмотренная шкала твердости, применяемая в геологии, не является линейной и не отражает количественных соотношений твердости испытуемых горных пород.

Мерой твердости в технике является давление на поверхности контакта индентора, соответствующее достижению под ним предельного состояния испытываемого материала.

Инденторы для испытания материалов на твердость квалифицируются по виду их рабочей поверхности (Рисунок 2.2) [61]:

- острые, например, конус для определения твердости по Роквеллу (Рисунок 1.9, а), пирамида Виккерса (Рисунок 2.2, б) для определения твердости по Виккерсу и микротвердости минералов или материалов деталей малых размеров;
- сферические, например, шарик (Рисунок 2.2, в) для определения твердости по Бринеллю;
- с плоской рабочей поверхностью, например, цилиндрический штамп с плоским основанием (Рисунок 1.9, з) для измерения твердости по Л. А. Шрейнеру.

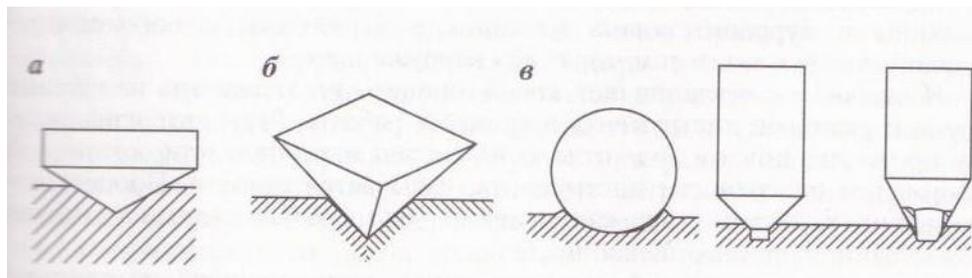


Рисунок 2.2 – Инденторы для испытания материалов на твердость [30]

Главная проблема оценки твердости горных пород состоит в том, что универсальные, предельно обобщенные характеристики твердости не учитывают специфику конкретных условий бурения и применимы лишь для частных случаев. Используемые в металлообработке методы Бринелля и Роквелла для оценки твердости поверхности металлических изделий непригодны для оценки твердости горных пород, т. к. в большинстве случаев вследствие хрупкости и сложного агрегатного строения горных пород невозможно точно замерить площадь и глубину внедрения индентора.

### 2.2.2 Абразивные свойства горных пород

*Абразивность (abrasiveness)* – способность горной породы и бурового шлама изнашивать бурильный и породоразрушающий инструмент, в т. ч. его вооружение.

*Изнашивание* представляет собой процесс постепенного изменения формы и размеров инструмента в процессе работы. Результат изнашивания, проявляющийся в виде отделения частиц материала или остаточной деформации поверхности

инструмента, называется *износом*. Процесс изнашивания характеризуют, как правило, двумя показателями – интенсивностью и скоростью изнашивания.

*Интенсивность изнашивания* – это износ, приходящийся на единицу работы трения, а *скорость изнашивания* – износ в единицу времени

$$a = W/t_0, \quad (2.4)$$

где  $a$  – скорость изнашивания;

$W$  – износ в любых единицах, например, в мг, мм, мм<sup>3</sup> и т. д.;

$t_0$  – время изнашивания твердого тела.

В металловедении испытания на абразивное изнашивание проводят согласно ГОСТ 17367-71 “Металлы. Метод испытания на абразивное изнашивание при трении о закрепленные абразивные частицы” (Metalls. Method of abrasion test by friction against embedded abragant grain). Сущность метода заключается в сравнении абсолютного линейного износа испытуемого и эталонного образцов после трения их при статической нагрузке о поверхность с закрепленными на ней абразивными частицами (абразивную шкурку).

Изнашивание породоразрушающего инструмента зависит, главным образом, от абразивности породы, режима его трения о породу (контактное давление, скорость перемещения по породе, характер приложения нагрузки и др.) и свойств промывочной жидкости, прежде всего, ее смазывающей и охлаждающей способностей.

Абразивность горных пород определяется их литолого-петрографическими и механическими характеристиками (твердость зерен породы, прочность связи между ними, их форма и размер, пористость и степень неоднородности пород).

С увеличением твердости зерен породы ее абразивность повышается. Поэтому породы, основным пороодообразующим минералом которых является кварц, отличаются высокой абразивностью. Однако это относится к породам, у которых твердость зерен существенно выше твердости цемента. В этом случае твердые зерна легко обнажаются, способствуя увеличению абразивности породы. При этом остроугольные зерна более абразивны, чем окатанные. Максимальную абразивность имеют, как правило, равномерно зернистые породы. Что касается размера зерен, то он влияет на абразивный износ через шероховатость горных пород. Чем крупнее зерна породы, тем более глубокие царапины они оставляют на металле и, соответственно, тем больше абразивный износ породоразрушающего инструмента.

Пористость пород увеличивает шероховатость поверхности и, соответственно, абразивный износ. Некоторые породы, например, туфопесчаники, имеют незначительную твердость, но высокую абразивность. Абразивность зависит от степени неоднородности пород – при равной твердости полиминеральные породы более абразивны, чем мономинеральные. Так, породы, содержащие кварц в качестве структурного элемента (граниты, гранодиориты), более абразивны, чем мономинеральные кварцевые породы. Объясняется это тем, что в полиминеральных породах менее прочные и твердые минералы (например, полевой шпат, слюда) разрушаются относительно легко, а обнажающиеся при этом зерна кварца более интенсивно изнашивают инструмент. Разрушение мономинеральных пород

происходит более равномерно, выбоины от разрушения менее твердых минералов не образуются и контактная поверхность менее шероховата, чем в случае полиминеральных пород. Вследствие этого удельные контактные давления уменьшаются, и износ снижается.

Прочность связи между зернами влияет на абразивность породы двояко. С одной стороны, большая прочность связи затрудняет обновление абразивной поверхности. Затупившиеся зерна не выпадают, поверхность породы становится менее абразивной, и износ уменьшается. Но при этом, до момента вырыва зерна из массива, оно производит большую работу по абразивному износу. С другой стороны, если прочность связи между зернами слабая, то они отрываются еще острыми, и абразивный износ будет меньше. Но, чем легче отделяются зерна, тем быстрее обновляется абразивная поверхность, и тем выше абразивный износ.

При одинаковом минералогическом составе абразивность обломочных пород обычно выше, чем кристаллических. Это обусловлено характером шероховатости поверхности трения. Чем больше пористость, крупнее обломки и остроугольнее их форма, тем больше шероховатость обломочной породы. С увеличением шероховатости уменьшается реальная площадь контакта металла с породой, возрастает контактное давление, которое может достигать твердости металла.

Кристаллические горные породы по возрастанию абразивности располагаются в следующий ряд: гипс, барит, доломиты, известняки, кремнистые породы, железистомагнезиальные породы, кварц и кварциты.

Из обломочных пород наиболее абразивны кварцевые песчаники и алевролиты. При одинаковом минералогическом составе абразивность обломочных пород обычно выше абразивности кристаллических, что обусловлено характером шероховатости поверхности трения.

Абразивность горных пород обуславливает долговечность породоразрушающего инструмента, поэтому это свойство пород учитывают как при конструировании, так и применении породоразрушающего инструмента. Наиболее распространенными методами оценки абразивности изнашивания эталонного стержня (метод “сверления”), изнашивания вращающегося диска [5, 26, 61].

Горные породы по результатам изнашивания при трех режимах вращающегося диска из цементированной закаленной стали 20ХНЗА разделены на 12 категорий, которые объединены в три группы по четыре категории в каждой (Таблица 2.2).

- *малоабразивные* – галоидные, сульфатные и карбонатные горные породы без существенной примеси кварца и халцедона;
- *средней абразивности* – горные породы первой группы, но с примесью кварца и халцедона до 30 % (кварц и халцедон алевролитовой фракции), а также глины и аргиллиты;
- *высокоабразивные* – карбонатные и обломочные горные породы с примесью кварца и халцедона песчаной фракции, алевролиты и мелкозернистые песчаники; средне- и крупнозернистые кварцевые песчаники относятся к 12 категории.

Метод изнашивания вращающегося диска разработан применительно к породоразрушающим инструментам с периодическим контактом элементов

вооружения с забоем, имитирует изнашивание стального вооружения шарошечных долот. Его результаты могут использоваться для расчетной оценки долговечности последних.

Таблица 2.2 – Классификация осадочных горных пород по абразивности по отношению к закаленным сталям [30]

Горные породы		Скорость изнашивания стали, мм/ч		
Группа	Категория	$a_1$	$a_2$	$a_3$
Малоабразивные (неабразивные)	1	<0,006	<0,01	<0,1
	2	0,006–0,010	0,01–0,05	0,1–0,3
	3	0,010–0,014	0,05–0,10	0,3–0,6
	4	0,014–0,018	0,10–0,20	0,6–1,01
Средней абразивности	5	0,018–0,020	0,20–0,32	1,0–1,2
	6	0,020–0,023	0,32–0,50	1,2–1,5
	7	0,023–0,026	0,50–0,80	1,5–2,0
	8	0,026–0,030	0,80–1,20	2,0–2,8
Высокоабразивные (абразивные)	9	0,030–0,040	1,20–1,80	2,8–4,2
	10	0,040–0,060	1,80–2,60	4,2–6,5
	11	0,060–0,100	2,60–4,00	6,5–10,0
	12	>0,100	>4,00	>10,0

### 2.2.3 Деформационные свойства горных пород

Ранее было сказано, что деформация – это относительная величина изменения размеров или формы тела. Например, при одноосном растяжении или сжатии внешней силой стержня длиной  $l$  деформация  $\varepsilon$  растяжения (или сжатия) выразится  $\varepsilon = \frac{\Delta l}{l}$ , где  $\Delta l$  – удлинение (или укорочение) стержня.

Для изучения деформационных свойств горных пород обычно строят кривую деформирования в координатных осях  $\sigma - \varepsilon$ . При этом, до некоторого значения напряжений, называемого *пределом упругости*, наблюдается упругое деформирование горных пород, которое исчезает после снятия нагрузки [5, 61].

Для изучения деформационных свойств горных пород обычно строят кривую деформирования в координатных осях  $\sigma - \varepsilon$ . При этом до некоторого значения напряжений, называемого *пределом упругости*, наблюдается упругое деформирование горных пород, которое исчезает после снятия нагрузки [61].

Упругие свойства горных пород характеризуются модулем упругости  $E$  при одноосном напряженном состоянии (модулем продольной упругости, модулем Юнга), модулем сдвига  $G$ , модулем объемной упругости  $K$  и коэффициентом поперечных деформаций  $\mu$  (коэффициентом Пуассона).

Согласно обобщенному закону Гука, деформация растяжения или сжатия  $\varepsilon_1$  прямо пропорциональна нормальному напряжению  $\sigma_n$

$$\varepsilon_1 = \sigma_n/E, \quad (2.5)$$

где  $E$  – модуль упругости, представляющий коэффициент пропорциональности между нормальным напряжением  $\sigma$  и деформацией  $\varepsilon_1$

$$E = \sigma_n/\varepsilon_1. \quad (2.5)$$

*Модуль сдвига  $G$*  – отношение касательного напряжения  $\tau$  к относительному угловому сдвигу  $\gamma$

$$G = \tau/\gamma. \quad (2.6)$$

Относительный сдвиг  $\gamma$  именуют иногда угловой деформацией. Он характеризует изменение формы деформируемого тела и выражается зависимостью

$$\gamma = \frac{\frac{\pi}{2} - a}{\frac{\pi}{2}}. \quad (2.7)$$

где  $a$  – угол наклона каждого прямоугольного элемента тела после деформирования.

*Модуль объемной упругости* (модуль всестороннего сжатия)  $K$  равен отношению равномерного всестороннего напряжения к относительному упругому изменению объема образца

$$K = \sigma_v / \left( \frac{\Delta V}{V} \right), \quad (2.8)$$

где  $\frac{\Delta V}{V}$  – относительное изменение объема  $V$ .

*Коэффициент поперечных деформаций* (коэффициент Пуассона)  $\mu$  является мерой пропорциональности между относительными деформациями в направлении, перпендикулярном к вектору приложенной нагрузки и параллельном ему

$$\mu = \frac{\Delta d/d}{\Delta l/l} \quad (2.9)$$

где  $\Delta d/d$  – поперечная деформация образца;

$\Delta l/l$  – продольная деформация образца.

Перечисленные характеристики упругих свойств пород функционально связаны между собой следующими соотношениями:

$$G = \frac{E}{2(1+\mu)}; \quad (2.10)$$

$$K = \frac{E}{3(1-2\mu)}. \quad (2.11)$$

Таким образом, зная две из этих характеристик, можно расчетным путем определить значения двух других. Обычно экспериментально определяют на образцах пород характеристики  $E$  и  $\mu$ .

Таблица 2.3 – Модуль Юнга горных пород [30]

Горные породы	Модуль Юнга $E \cdot 10^{-4}$ , МПА	Горные породы	Модуль Юнга $E \cdot 10^{-4}$ , МПА
Глина	0,03	Мрамор	3,9–9,2
Глинистые сланцы	1,5–2,5	Доломиты	2,1–16,5
Алевролиты	1,7–2,7	Граниты	До 6,0
Песчаники	3,3–7,8	Базальты	До 9,7
Известняки	1,3–8,5	Кварциты	7,5–10,0

Модуль упругости горных пород изменяется в широких пределах (Таблица 2.3).

Заметное влияние на упругость горных пород оказывает их текстура. Модули упругости слоистых пород в направлении слоистости выше, чем перпендикулярно к слоистости. Установлено также, что чем меньше размер кристаллов в горных породах, тем больший модуль упругости они имеют. Породы одинакового минералогического состава, но разной степени уплотнения имеют разную упругость – с ростом плотности пород модули их упругости, как правило, возрастают. Так как уплотнение горных пород растет с глубиной их залегания, то модуль упругости упомянутых пород также увеличивается с глубиной. В то же время с увеличением глубины залегания горных пород возрастают температура и давление всестороннего сжатия. Под их действием, например, такие упруго-хрупкие породы как граниты, кристаллические сланцы приобретают пластические свойства. Как правило, модуль упругости уменьшается с увеличением пористости и увлажненности пород.

Коэффициенты поперечных деформаций  $\mu$  горных пород теоретически могут изменяться в пределах от 0 до 0,5. Для большинства пород они колеблются в интервале значений от 0,15 до 0,35. Минимальные значения коэффициента Пуассона имеют некоторые биотитовые и известковые сланцы, опал, филлиты, гнейсы (0,01–0,08), максимальные – некоторые дуниты, амфиболиты (0,40–0,46).

За пределом упругости происходит пластическое деформирование с образованием необратимых остаточных деформаций. Для характеристики этого процесса применяют более общий показатель – *модуль деформации*, представляющий собой отношение приращения напряжений к соответствующему приращению вызываемых ими деформаций.

Пластические свойства могут быть также охарактеризованы *коэффициентом пластичности* (plasticity coefficient), для вычисления которого предложено несколько подходов.

Один из них, получивший широкое признание, заключается в определении коэффициента пластичности  $k_n$  как отношение работы деформирования до момента разрушения  $A_p$  к работе упругого деформирования  $A_y$ .

$$k_n = A_p/A_y . \quad (2.12)$$

Пластичность проявляется тогда, когда напряжение превысило предел упругости, и предшествует разрушению. Пластические деформации, в отличие от упругих, не пропорциональны величине деформирующего напряжения, а растут быстрее. Если пластические деформации растут без увеличения деформирующего напряжения, то тело идеально пластично и деформируется в режиме ползучести.

Осадочные горные породы по пластичности разделены на шесть категорий. К 1-ой категории относятся упруго-хрупкие породы, у которых  $k_n = 1$ , ко второй – пятой категориям относятся пластично-хрупкие породы, у которых коэффициент пластичности изменяется от 2 до 6, к 6-ой категории относятся высоко пластические породы, у которых  $k_n > 6$ .

Следует иметь в виду, что пластичность пород возрастает при повышении давления и температуры. Поэтому в недрах могут оказаться пластичные породы, которые были хрупкими на поверхности.

Обратным показателем по отношению к коэффициенту пластичности является *коэффициент хрупкости* (fragility coefficient), отражающий способность горных пород разрушаться без проявления необратимых (остаточных) деформаций.

Проявление хрупкости горных пород существенно зависит от режима приложения нагрузок. Динамические, ударные нагрузки приводят к хрупкому разрушению породы, тогда как длительное приложение даже сравнительно небольших нагрузок может вызывать пластические деформации.

#### 2.2.4 Реологические свойства горных пород

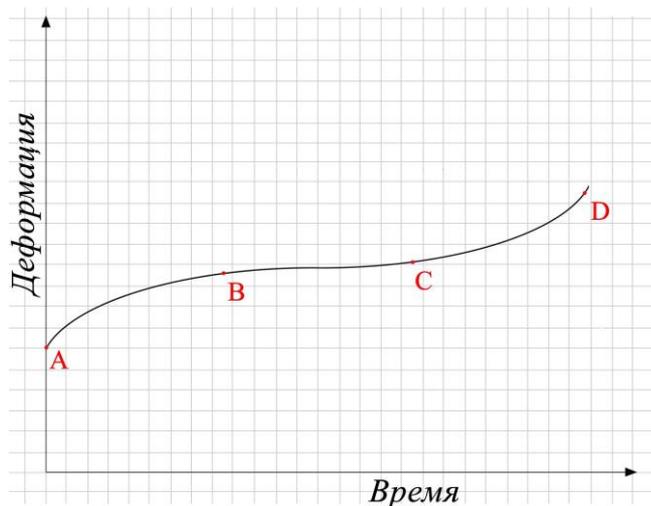
Модуль Юнга  $E$ , входящий в качестве коэффициента пропорциональности в закон Гука, не является постоянной величиной. При напряжении упругих тел он несколько выше, чем при разгрузке. Поэтому при быстром устранении внешних сил в твердых телах появляются остаточные деформации  $E_{ост}$ . Это явление называется упругим гистерезисом. Но с течением времени остаточная деформация исчезает, и упругое тело восстанавливает первоначальную форму и размеры. Это явление называется упругим последствием.

Явления, упругого гистерезиса и упругого последствия свидетельствуют о зависимости деформации от времени, т. е. при этих процессах появляются вязкостные свойства твердых тел.

При деформировании твердого тела на постоянную величину, которая поддерживается неизменной на протяжении длительного времени нахождения тела в напряженном состоянии, наблюдается процесс релаксации напряжений. Последний заключается в самопроизвольном уменьшении, рассасывании внутренних напряжений. Если на твердое тело действует нагрузка длительное время, то

деформация постепенно увеличивается. Это явление называется ползучестью. На Рисунке 2.11 приведена зависимость деформации ползучести от времени при постоянной нагрузке и температуре. Различают три периода ползучести [5]:

- неустановившиеся ползучесть – снижение скорости ползучести до определенной величины (участок АВ график на Рисунке 2.11);
- установившиеся ползучесть – скорость ползучести остается почти постоянной (участок ВС график на Рисунке 2.11);
- возрастание скорости ползучести и разрушение тела (участок CD график на Рисунке 2.11).



*AB – неустановившаяся ползучесть, BC – установившаяся ползучесть,  
CD – разрушение*

Рисунок 2.3 – Изменение деформации, ползучести во времени

Процессы релаксации напряжений и ползучести могут быть объяснены с точки зрения дефектов кристаллической структуры твердых тел. Продвижение дислокации свидетельствует об определенном избытке потенциальной энергии деформированного твердого тела. Избыток энергии является причиной движения дислокации и постепенной перестройки движения дислокаций внутренней структуры в направлении понижения потенциальной энергии тела. Этот процесс при неизменной деформации проявляется в виде уменьшения (релаксации) напряжений, а при неизменной нагрузке в виде ползучести. Явление релаксации и ползучести свидетельствует о проявлении вязкостных свойств тела.

#### 2.2.5 Определение механических свойств горных пород методом статического вдавливания штампа

Л. А. Шрейнер [30], анализируя известные методы измерения сопротивления горных пород вдавливанию, пришел к выводу, что если при определении твердости пластичных тел задается нагрузка, измеряется площадь или глубина полученного

под индентором отпечатка, то для горных пород следует задавать площадь контакта, а измерять нагрузку на индентор, под действием которой происходит деформирование и разрушение породы. Предложенный им метод вдавливания штампа позволяет определять не только твердость горных пород, но и оценивать их упругие и пластические свойства.

Для определения механических свойств горных пород методом вдавливания штампа из *керн* (core), выбуриваемого из массива горных пород, изготавливают образцы высотой 30–50 мм и диаметром 40–60 мм, имеющие две плоскопараллельные шлифованные поверхности.

В качестве индентора используется цилиндрический штамп с плоским основанием, изготавливаемый из инструментальной стали с последующей закалкой или из твердого сплава (см. Рисунок 1.6, з).

Штампы из твердого сплава используют для испытания очень твердых пород. При испытании плотных и однородно-пористых пород можно использовать штампы площадью до 2 мм<sup>2</sup>, а для пород с размером зерен больше 0,25 мм лучше использовать штампы площадью 3 мм<sup>2</sup>, для сильнопористых и малопрочных пород необходимы штампы с площадью основания 5 мм<sup>2</sup> и более.

Исследования проводят на установке для определения механических свойств горных пород УМГП-5, предназначенной для измерения при атмосферных условиях твердости, предела текучести, коэффициента пластичности (условного), модуля упругости, сжимаемости, коэффициента Пуассона, работы, затрачиваемой на разрушение, и изучение фильтрационных свойств горных пород. Пластовые условия создаются с помощью гидравлической системы установки и электронагревателя в камере для размещения образца.

Механические свойства горных пород определяются по результатам автоматической записи на диаграмме зависимости нагрузки на штамп от глубины его внедрения. Установка УМГП-5 рассчитана на нагрузку 0–0,98; 0–2,45; 0–4,9; 0–9,81 кН с предельной величиной внедрения 750 мкм. При испытаниях на одной ленте записывается несколько графиков, снятых в различных местах образца, что позволяет судить об однородности образца и наблюдать за разбросом значений. Последнее определяет необходимое число опытов на одном образце. Испытания ведутся при весьма малой скорости нагружения штампа, поэтому в литературе широко используется другое название метода – *метод статического вдавливания штампа*. Штамп в образец породы вдавливается до тех пор, пока при некоторой нагрузке не произойдет хрупкое разрушение породы под штампом или не будет достигнута предельная величина внедрения.

По характеру зависимости нагрузки на штамп от глубины его внедрения горные породы делятся на три класса (Рисунок 2.4).

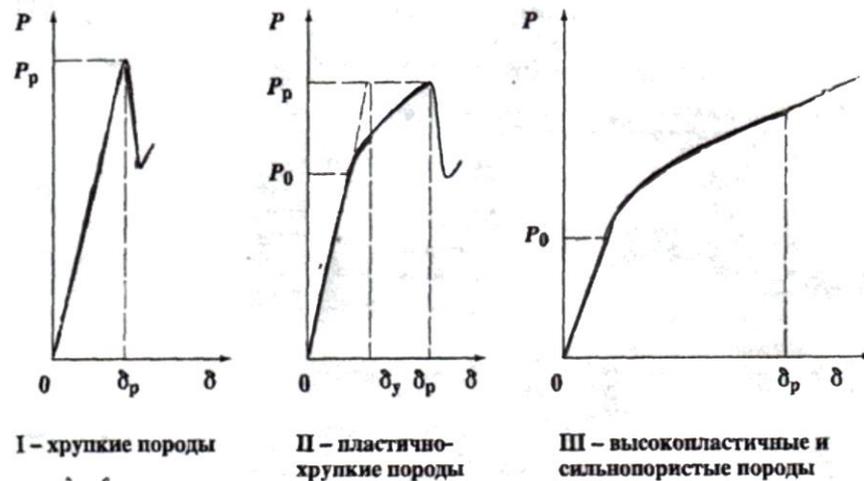


Рисунок 2.4 – Зависимость нагрузки на штамп  $P$  от глубины его погружения (внедрения)  $\delta$  в образец горной породы [61]

При деформировании *хрупких горных пород* вплоть до момента хрупкого разрушения при нагрузке  $P_p$  соблюдается закон Гука – сила упругости, возникающая в теле при его деформации, прямо пропорциональна величине этой деформации. Давление под торцом штампа при этой наибольшей нагрузке называют *твердостью породы по штампу*

$$\rho_{ш} = \frac{P_p}{F}, \quad (2.13)$$

где  $F = 0,785d^2$  – площадь штампа;  
 $d$  – диаметр штампа.

При деформировании *пластично-хрупких горных пород* при некоторой нагрузке, большей  $P_0$ , происходит нарушение закона Гука, вызванное развитием пластических деформаций и уплотнением горной породы в зоне предельного состояния. Поэтому для таких пород, кроме твердости по штампу, определяется также *предел текучести по штампу*

$$\rho_0 = \frac{P_0}{F}. \quad (2.14)$$

При вдавливании штампа в *высоко пластичные* или *сильнопористые горные породы* хрупкого разрушения не происходит. В этом случае определяют только предел текучести по штампу  $\rho_0$ .

В качестве показателя пластичности пород принято отношение, именуемое *коэффициентом пластичности*, который определяется по формуле (2.13).

Работа  $A_p$  определяется на участке интегрирования от 0 до  $P_p$ , а работа  $A_y$  – на участке интегрирования от 0 до  $P_y$  (Рисунок 1.12). Для хрупких пород  $P_y = P_p$ , следовательно,  $k_n = 1$ . Коэффициент пластичности для высоко пластичных и сильнопористых горных пород условно принимается равным бесконечности.

По начальному участку графиков, где имеется прямая пропорциональность между нагрузкой и глубиной погружения штампа, определяется модуль деформации  $C$  при вдавливании

$$C = P_p / \delta_y. \quad (2.15)$$

Важной характеристикой механических свойств горных пород является *удельная объемная работа разрушения*  $A_v$ . Оценить ее можно путем деления общей работы  $A_p$  на участке интегрирования от 0 до  $\delta_p$ , затраченной до момента разрушения, на объем лунки  $V$ , образовавшейся при разрушении:

$$A_v = A_p / V. \quad (2.16)$$

Объем лунки определяют следующим способом: заполняют лунку пластилином, затем слепок извлекают, взвешивают и вычисляют объем при известной плотности пластилина.

Для высоко пластичных и сильнопористых горных пород общую работу до разрушения вычисляют условно. В этом случае график  $P - \delta$  продолжают до глубины вдавливания, равной диаметру штампа.

Следует отметить, что исследования не только при статическом (очень медленном), но и при динамическом (быстром) внедрении индентора в образец горной породы, весьма приближенно имитируют взаимодействие вооружения породоразрушающего инструмента с забоем скважины. Поэтому результаты таких исследований мало пригодны для совершенствования режимов бурения и используются, главным образом, для классификации горных пород.

Следует также отметить, что из (1.25) следует, что для разрушения забоя фиксированной толщины нужно вложить определенное количество энергии на каждую единицу площади его поверхности. Это означает, что с увеличением диаметра скважины необходимая энергия для разрушения забоя растет в квадратичной зависимости. Отсюда следует вывод о целесообразности рационального перераспределения энергии при формировании скважины заданного большого диаметра, в частности, исследовать технологию первоначального бурения пилот-скважины малого диаметра с последующим ее расширением до номинального размера.

### 2.3 Буримость горных пород

Рассмотренные свойства, в первую очередь прочность, твердость и абразивность, влияют на буримость горных пород.

Буримость – это величина углубления забоя скважины за единицу времени, в течение которой к породоразрушающему инструменту приложены внешние нагрузки. По смысловому значению буримость является механической скоростью бурения.

Буримость зависит от применяемого способа разрушения и свойств разбуриваемых пород, износостойкости породоразрушающего инструмента, техники и технологии буровых работ, их организации, а также от квалификации обслуживающего персонала. Даже при бурении одних и тех же пород буримость изменяется во времени, что связано с абразивным износом породоразрушающего инструмента. Чем тверже и прочнее породы, тем меньше их буримость. В свою очередь эти свойства пород зависят от их минерального состава, пористости, структуры, текстуры и т. д.

В зависимости от применяемого способа бурения разработаны различные классификации горных пород по буримости. Их основой является неизменность физико-механических свойств пород по мере совершенствования техники и технологии проходки скважин. В соответствии с этим принципом горные породы, имеющие одинаковую буримость, объединяются в одну группу (категорию). Число категорий зависит от способа проходки скважины.

Наиболее широко известная и применяемая на практике при бурении скважин на твердые полезные ископаемые классификация, приведена в работах [5, 26] с указанием средней механической скорости бурения.

При пользовании приведенной классификацией возможно необъективное определение категорий по буримости (завышение или занижение ее), т. к. она устанавливается геологами путем визуального обследования керна с учетом фактической скорости бурения. Это не способствует техническому прогрессу в бурении, потому что ведет к занижению категории хорошо работающим буровым бригадам и завышению – плохо работающим.

Для объективной оценки разработан метод контрольного определения пород по буримости для вращательного бурения, в основу которого положены объективные сведения о физико-механических свойствах разбуриваемых пород [1, 26]. Категория породы по буримости устанавливается на приборе ПОАП-2М измерением коэффициентов динамической прочности  $F_d$  и абразивности  $K_{абр}$ . По этим величинам определяется объединенный показатель  $\rho_m$  по формуле:

$$\rho_m = 3F_d^{0,8} \cdot K_{абр} \quad (2.17)$$

При наличии коллекции эталонных объектов, отбираемых из каждой разновидности пород, объединенный показатель  $\rho_m$  определяет лишь в порядке контроля и объективного установления категории породы при решении спорных вопросов.

Определение категории буримых пород по объединенному показателю  $\rho_m$  применяется при вращательном бурении геологоразведочных скважин (с отбором и без отбора керна) на твердые полезные ископаемые. Такая оценка трудности бурения породы носит объективный характер и исключает субъективный подход определения категории буримости.

При бурении скважин на нефть и газ для оценки буримости используется классификация Л. А. Шрейнера, в основу которой положено разделение всех пород на твердости также на 12 категорий ( Таблица 148) [5, 7].

Таблица 2.4 – Классификация горных пород по показателям твердости и пределу текучести по штампу [61]

Группа	Категория	$p_m$ , МПа	$p_o$ , МПа
Мягкие	1	<100	<40
	2	100–250	40–110
	3	250–500	110–250
Средней твердости	4	500–1000	250–550
	5	1000–1500	550–850
Твердые	6	1500–2000	850–1200
	7	2000–3000	1200–1900
Крепкие	8	3000–4000	1900–2500
	9	4000–5 000	2500–3500
Очень крепкие	10	5 000–6 000	3500–4200
	11	6 000–7 000	4200–5 100
	12	>7 000	>5 100

Горные породы по твердости и пределу текучести по штампу разделяют на 12 категорий, объединяемых в пять групп (Таблица 2.8).

При определении твердости горных пород в категориях исходят из следующих экспериментально установленных фактов:

1) твердость плотных осадочных пород находится в прямой зависимости от твердости их породообразующих минералов. Твердость обломочных пород (например, песчаников и алевролитов) зависит в основном от состава и строения цементирующего вещества;

2) с увеличением пористости твердость пород уменьшается, а коэффициент пластичности увеличивается вследствие уплотнения породы под штампом, т. е. в результате неупругого уменьшения деформируемого объема.

Справедливости ради следует отметить, что обе классификации имеют серьезные недостатки. Метод Н. И. Любимова [26], как и метод Л. А. Шрейнера [30], не учитывает специфики бурового процесса, а именно формирование скважины в стесненных условиях, увеличение прочности свойств одних и тех же пород с глубиной, влияние гидростатического давления столба промывочной жидкости, заполняющей скважину, трещиноватость буримых пород и ее интенсивность, и т. д. Кроме того, оба метода мало пригодны для мягких пластичных пород, где углубление скважины осуществляется в основном в режиме резания.

Поэтому для более объективной оценки буримости пород необходимо расширять количество факторов, влияющих на этот показатель, некоторые из которых указаны выше. При проектировании породоразрушающих инструментов (ПРИ) необходимо учитывать разные пределы прочности на сжатие, сдвиг и растяжение, и по возможности, при воздействии рабочих элементов ПРИ вызывать в породе напряжения, которым она плохо сопротивляется (растяжение или сдвиг).

## 2.4 Породоразрушающие инструменты для вращательного углубления забоя скважины

### 2.4.1 Схемы воздействия рабочих элементов на забой

По принципу воздействия на горную породу все механические породоразрушающие инструменты для бурения скважин можно разделить на режуще-скалывающие; дробящие и дробяще-скалывающие [7].

Схема действия рабочего элемента режуще-скалывающего инструмента на горную породу приведена на Рисунке 2.5, *а*. Из схемы видно, что элемент вооружения, перемещаясь со скоростью  $V_t$  срезает (скалывает) горную породу. Параметры работы (скорость движения  $V$  силы  $P_z$  и  $P_t$ ) зависит от свойств среды, характеристики режима и условий разрушения породы.

Долотом дробящего действия (Рисунок 2.5, *б*) наносятся прямые удары по поверхности забоя скважины. Динамический процесс разрушения описывается уравнениями кинетической энергии  $T_k$  инструмента и потенциальной энергии деформирования породы  $U$ :

$$T_k = mv_0^2/2; \quad (2.18)$$

$$U = \int_0^{\delta_{max}} P_z(\delta) \cdot d\delta, \quad (2.19)$$

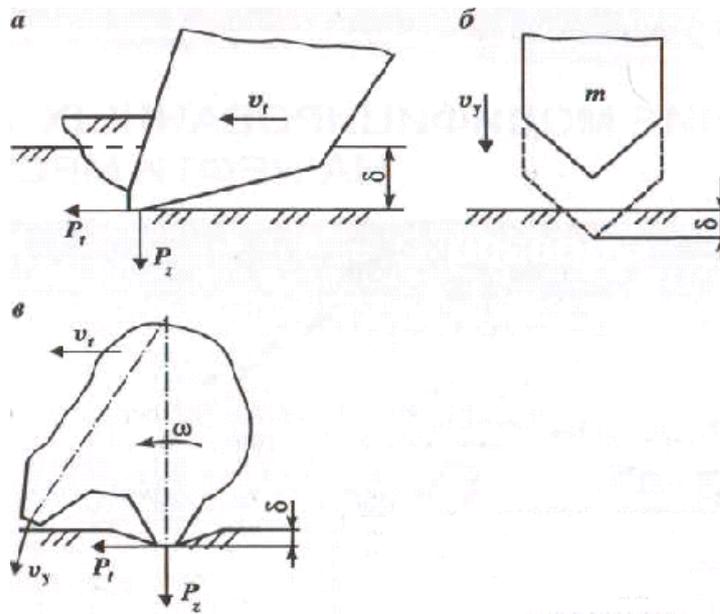
где  $m$  – масса долота и ударной штанги;

$V$  – скорость в момент соударения долота с горной породой;

$\delta_{max}$  – максимальная глубина погружения долота в породу;

$P_z(\delta)$  – сопротивление горной породы внедрению долота.

Условие  $T_k = U$  является основным при анализе ударного взаимодействия инструмента с горной породой. Еще сложнее схема взаимодействия элементов погружения дробяще-скалывающих долот (Рисунок 2.5, *в*). Зуб долота вдавливаются в породу силой  $P_z$  и одновременно участвует в, обусловленных кинематикой долота, скольжении со скоростью  $V_t$  и вращении с угловой скоростью  $\omega$ . В это же время соседний зуб движется к поверхности породы со скоростью  $V_y$  и наносит удар по поверхности породы. В следующие моменты времени нагрузка перераспределяется с первого зуба на второй, и далее первый зуб выходит из контакта с горной породой. Таким образом, каждый элемент вооружения долота периодически оказывает на горную породу сложное дробяще-скалывающее действие. Общим для всех схем взаимодействия является условие  $P_z \neq 0$ . Под действием этой силы осуществляется вдавливание вооружения в горную породу как при дроблении, так и при резании (обеспечивает толщину  $\delta$  скалываемого слоя). Поэтому вдавливание (статическое или динамическое) рассматривается как основной вид воздействия элементов вооружения породоразрушающих инструментов на горную породу.

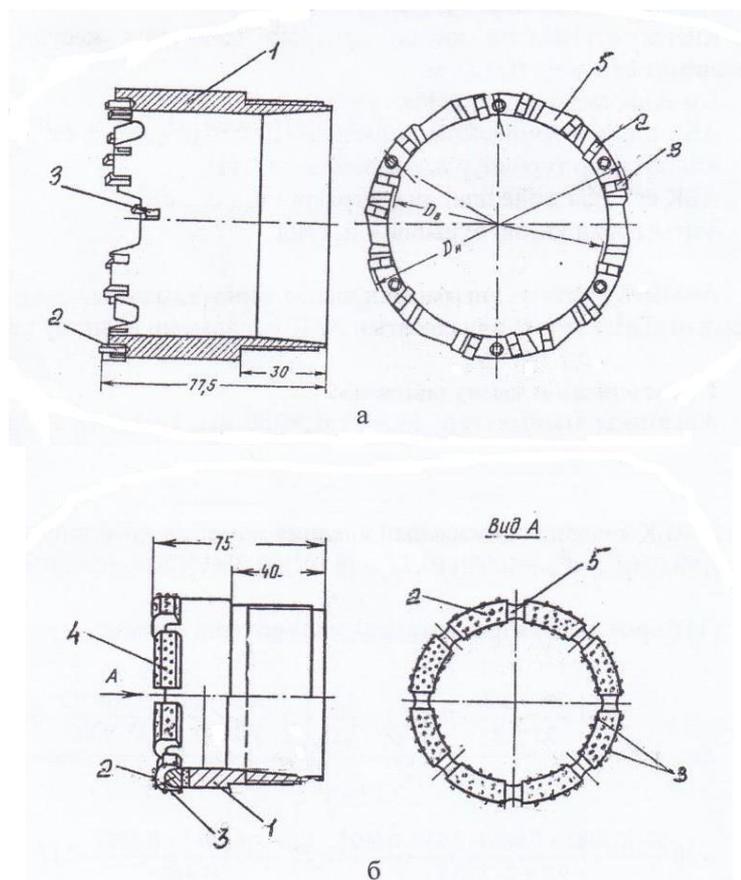


*а – резание-скалывание; б – дробление; в – дробление-скалывание*  
 Рисунок 2.5 – Схемы воздействия элементов вооружения породоразрушающих инструментов на горную породу при бурении [61]

Элементы вооружения породоразрушающих инструментов имеют различную конфигурацию рабочей поверхности. В одних случаях это резцы с плоской или скругленной поверхностью режущей кромки, в других – зубья в виде клина с плоской или скругленной вершиной, а в третьих – штыри (зубки) со сферической головкой. Выбор формы рабочей поверхности подчинен требованиям обеспечения высокой интенсивности разрушения горной породы и достаточной прочности и износостойкости элементов вооружения.

#### 2.4.2 Буровые коронки и их основные конструктивные типы

**Буровая твердосплавная коронка** представляет трубчатый конус (корончатое кольцо) с резьбой для соединения колонковой (керноприемной) трубой (рис. 2.6, *а*) [11, 16, 17]. С противоположного торца корончатого кольца с помощью пайки закреплены твердосплавные резцы. Твердый сплав представляет порошкообразный карбид вольфрама  $WC$ , сцементированный кобальтом  $Co$ . Указанные компоненты смешиваются в определенном соотношении, прессуются в заданные форму и размеры и спекаются при высокой температуре. Коронки для вращательного бурения вооружаются твердосплавными резцами марки ВК-6 или ВК-8 (расшифровка В – карбид вольфрама, К – кобальт, цифра – содержание кобальта в сплаве).



*а – твердосплавная, б – алмазная,  
1 – корончатое кольцо, 2 – основные резцы, 3 – подрезные резцы, 4 – алмазосодержащая матрица, 5 – промывочные окна (каналы)*  
Рисунок 2.6 – Буровые коронки [17]

Твердосплавные резцы делятся на основные, формирующие кольцевой забой, и подрезные, калибрующие стенки скважины и керн. На этом же торце корончатого кольца выполнены вырезы (промывочные окна) для прохода очистного агента (глинистого раствора, технической воды, сжатого воздуха и т. д.), который удаляет буровой шлам с забоя на поверхность.

В зависимости от твердости и абразивности буримых пород твердосплавные коронки по конструктивному исполнению делятся на три группы: тип М (для бурения мягких пород), тип СМ (для бурения пород средней твердости, малой абразивности), и тип СА (для бурения пород средней твердости, абразивных).

Алмазная буровая коронка (Рисунок 2.6, б) конструктивно отличается от твердосплавной тем, что к торцу корончатого кольца припаяна алмазосодержащая матрица, состав которой – твердый сплав с добавлением меди и никеля. Существует три разновидности расположения алмазов в матрице: 1) в один слой на торце (однослойные коронки); 2) в несколько слоев по высоте матрицы (многослойные коронки); 3) мелкие алмазы распространены равномерно по всему объему матрицы (импрегнированные коронки). Для прохода очистного агента матрица разделена промывочными каналами на секторы (Рисунок 2.6, б).

Диаметры твердосплавных и алмазных коронок стандартизованы и составляет следующий нормальный ряд: 36, 46, 59, 76, 93, 112, 132, 151 мм (исключение: алмазные коронки выпускаются максимальным диаметром 112 мм (исключение: алмазные коронки выпускаются максимальным диаметром 112 мм)).

### 2.4.3 Буровые долота и их основные конструктивные типы

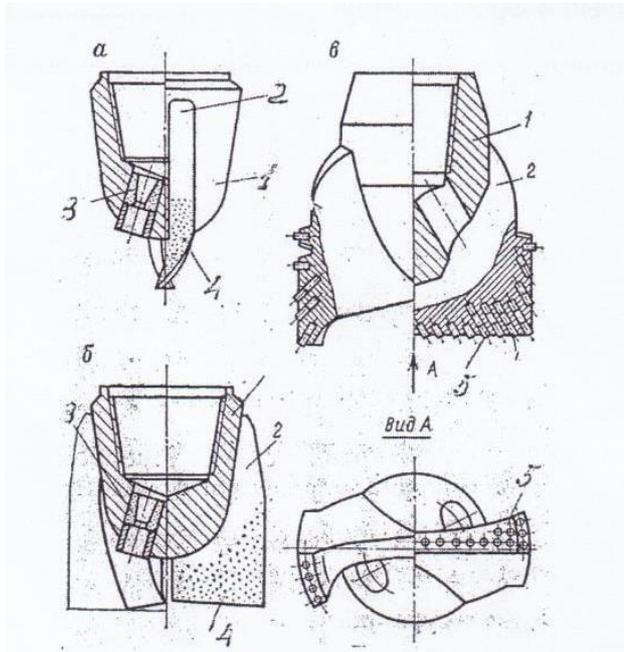
При геологоразведочном бурении достаточно широко применяются долота. Их использование обусловлено тем, что часто возникает ситуация, когда отбора керна не требуется, т. к. геологический разрез хорошо изучен на предварительных стадиях геологоразведочных работ. Например, при детальной разведке бурение по вмещающим породам осуществляется сплошным забоем и лишь по рудной зоне – с отбором керна. Кроме того, производительность бескернового способа значительно выше колонкового бурения.

В зависимости от твердости и абразивности буримых пород применяются следующие основные типы долот: лопастные, шарошечные, алмазные, долота ИСМ, долота РДС.

**Лопастные долота** [19] предназначены для разбуривания мягких, рыхлых связных и слабосцементированных горных пород. Лопастное долото (Рисунок 2.7) состоит из стального корпуса 1, к которому приварены несколько (две или три) лопасти 2. Корпус имеет внутреннюю резьбу для соединения бурильной колонной и каналы для прохода промывочной жидкости, в которые нередко вставляют гидромониторные насадки 3 для повышения скорости истечения струй раствора. Это служит дополнительным фактором, повышающим эффективность разрушения забоя за счет его размыва в мягких породах. Лопасти долот наплавлены зерновым твердым сплавом “релит” 4 (Рисунок 2.7, а, б) или при бурении в более твердых породах вооружены твердосплавными резцами 5 (Рисунок 2.7, в).

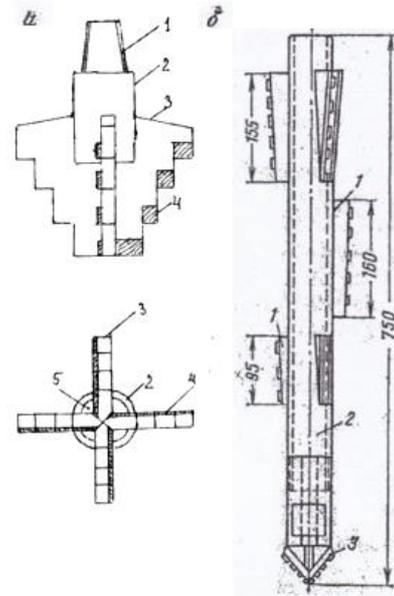
**Пикобуры** [9, 11, 20, 82] (Рисунок 2.8) являются разновидностью лопастных долот. Они имеют корпус 2, присоединительную резьбу 1, лопасти 3, армированные твердосплавными резцами 4, и промывочные каналы 5. Главная отличительная черта пикобуров – это наличие на лопастях ступеней, расположенных так, что их диаметр уменьшается в сторону забоя. Каждая ступень снабжена твердосплавной пластиной, припаянной к передней по ходу вращения стороне лопасти. Пластина выступает от краев стальной лопасти на некоторое расстояние вниз и вбок, совмещая таким образом функции как основного, так и подрезного резца.

Другой распространенной конструкцией этого типа является пикобур В. П. Новикова (Рисунок 2.8, а), состоящий из отрезка бурильной трубы 2 длиной 700–750 мм, к которому приварены три яруса трапециальных ребер 1 (по 3 ребра в каждом ярусе, причем наибольший диаметр пикобура в верхнем от забоя ярусе соответствует диаметру скважины). Нижний конец корпуса пикобура соединен с трехгранным наконечником 3, армированным твердосплавными резцами.



*a – долото; 2Л б – долото 3Л;  
в – долото, лопасти которого  
армированы твердосплавными  
резцами*

Рисунок 2.7 – Лопастные долота [19]



*a – пикобур АО «Волковгеология»;  
б – пикобур В.П. Новикова*

Рисунок 2.8 – Пикобуры [20]

Специфическая форма пикобура в значительной степени изменяет механизм разрушения пород, а именно, уменьшает энергозатраты и способствует росту скорости бурения. Обычное долото сразу создает скважину заданного диаметра. У пикобура процесс создания скважины, как таковой, ведется только его нижним торцом. Остальные ступени лопастей эту скважину лишь расширяют, доводя ее диаметр до требуемого значения. Исходная скважина служит врубом. Пусть затраты энергии на бурение скважины запланированного диаметра  $D$  равны  $E_D$ , а аналогичные затраты для бурения врубовой скважины диаметром  $d$  равны соответственно  $E_d$ . При этом, затраты на расширение скважины до запланированного диаметра равны  $E_{d-D}$ . Доказано, что при наличии врубовой скважины

$$E_D > E_d + E_{d-D}. \quad (2.22)$$

Это и представляет собой важное преимущество пикобура. Тот факт, что врубовая скважина бурится малым диаметром, расширяет интервал применения пикобуров для VI категории буримости.

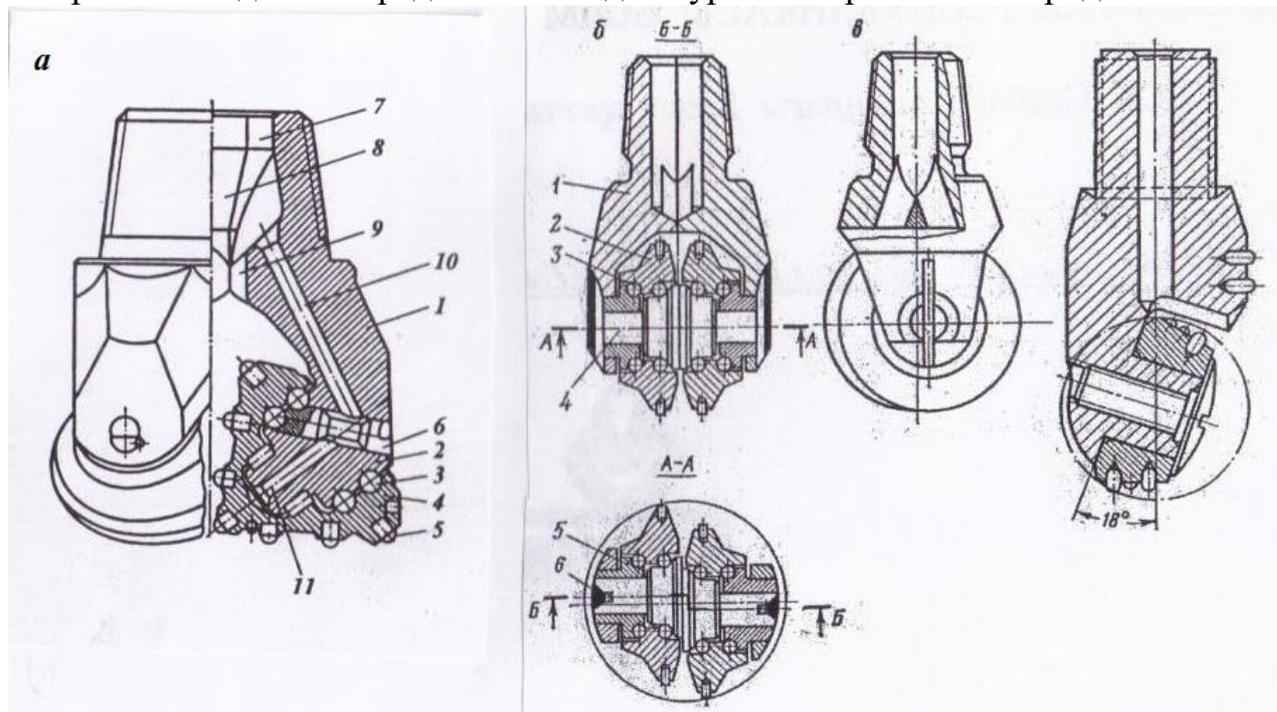
**Шарошечные долота** применяются для разрушения пород самого широкого диапазона: от мягких до очень крепких [17, 18, 21, 59].

Шарошечные долота (Рисунок 2.9, *a*) выпускают главным образом в секционном исполнении. Каждая секция включает лапу 1, на цапфе 2 которой с помощью подшипников 3 установлена шарошка 4, имеющая вооружение в виде

зубчатых или сплошных венцов 5. Секции соединены между собой сваркой. На верхнем конце сваренных секций (долота) выполняется конус и нарезается присоединительная резьба. Двухрядный шариковый подшипник собран через отверстие, которое закрывается пальцем 6.

Шарошечные долота выполняются с обычной и гидромониторной системами промывки. Система промывки долота, показанная на Рисунке 2.8, *а*, является обычной центральной и включает внутреннюю полость долота 7, сужающийся подводный канал 8 и цилиндрическое промывочное (продувочное) отверстие 9. В долотах для бурения с продувкой воздухом в лапах и цапфе сверлят отверстия 10 и 11 для охлаждения подшипников и защиты их от засорения шламом. В странах СНГ все шарошечные долота разделены на следующие типы: М, С, Т, К, МС, СТ, ТК, ОК, ОМЗ, МЗ, МСЗ, СЗ, ТЗ, ТКЗ.

Первые четыре обозначения свидетельствуют, что долота предназначены соответственно для бурения мягких, средних, твердых и крепких пород, следующие за ними четыре – что долота предназначены для бурения чередующихся по твердости пород и, наконец, в последних шести обозначениях буква “З” обозначает, что шарошечное долото предназначено для бурения абразивных пород.



*а* – трехшарошечное типа К; *б* – дисковое 3 ДА-76С; *в* – ДШК-59 с одной шарошкой  
Рисунок 2.9 – Шарошечные долота [21]

Значительно меньшее распространение получили модифицированные шарошечные долота: дисковое – шарошечное долото и одношарошечное долото (Рисунок 2.9, *б*, *в*).

Дисковое долото [82] (Рисунок 2.9, *б*) состоит из двух сваренных между собой лап 1 и эксцентричной оси 4, на которой при помощи двух втулок 5 и двух рядных шарикоподшипников 3 смонтированы два диска 2. Втулки 5 и ось 4 зафиксированы двумя шпонками 6. Наличие смещения у эксцентричной оси 4 дает возможность эффективно фрезеровать породу твердосплавными зубьями дисков. Конструкция

одношарошечного долота (Рисунок 2.9, в) позволяет усилить прочность опоры шарошки.

**Алмазные долота** [7, 23] применяются в основном для бурения пород средней твердости. Учитывая большую стойкость алмазных долот против абразивного износа, их применяют для прохода нижних интервалов глубоких скважин.

Алмазные долота (Рисунок 2.10, а) состоят из головки, которая снизу соединена с алмазосодержащей матрицей 3, а сверху с переводником 1, который имеет резьбу для соединения с бурильной колонной. Алмазы 4 в матрице могут располагаться в один слой (Рисунок 2.10, в), или мелкие алмазы распределяются по всему ее объему (Рисунок 2.10, б).

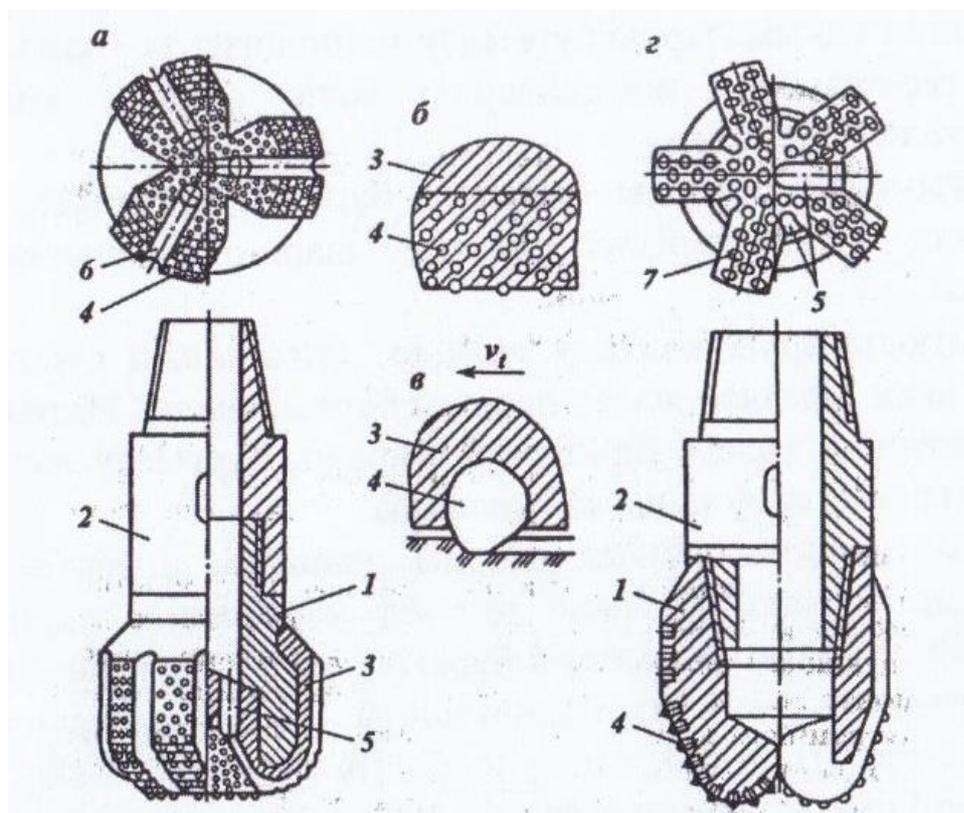
В матрице 3 выполнены промывочные отверстия 5, переходящие в промывочные каналы 6 (Рисунок 2.9, а).

Алмазные долота могут оснащаться алмазно-твердосплавными пластинами и резцами (АТП и АТР), синтетическими поликристаллическими термостойкими алмазами размерами от 1 до 5 мм, а также природными алмазами размерами от 1 до 3 мм. Диаметры алмазных долот от 92 до 295 мм.

**Долото ИСМ** – для разрушения пород средней твердости и твердых, готовятся в секторном исполнении (Рисунок 2.10, г). Корпус долота состоит из стальной головки 1, переводника 2. Алмазно-твердосплавные зубки 4, запрессованы в сектора 7, выполненные на головке 1 фрезерованием. Система промывки обычная и представлена каналами 5.

Выпускаются также лопастные долота ИСМ с гидромониторной промывкой. В отличие от лопастных долот с твердосплавным вооружением все основные лопасти долот ИСМ скруглены на периферии. Такие долота предназначены для разбуривания малоабразивных пластичных горных пород. Диаметры выполняемых долот ИСМ: от 163,5 до 391,3 мм.

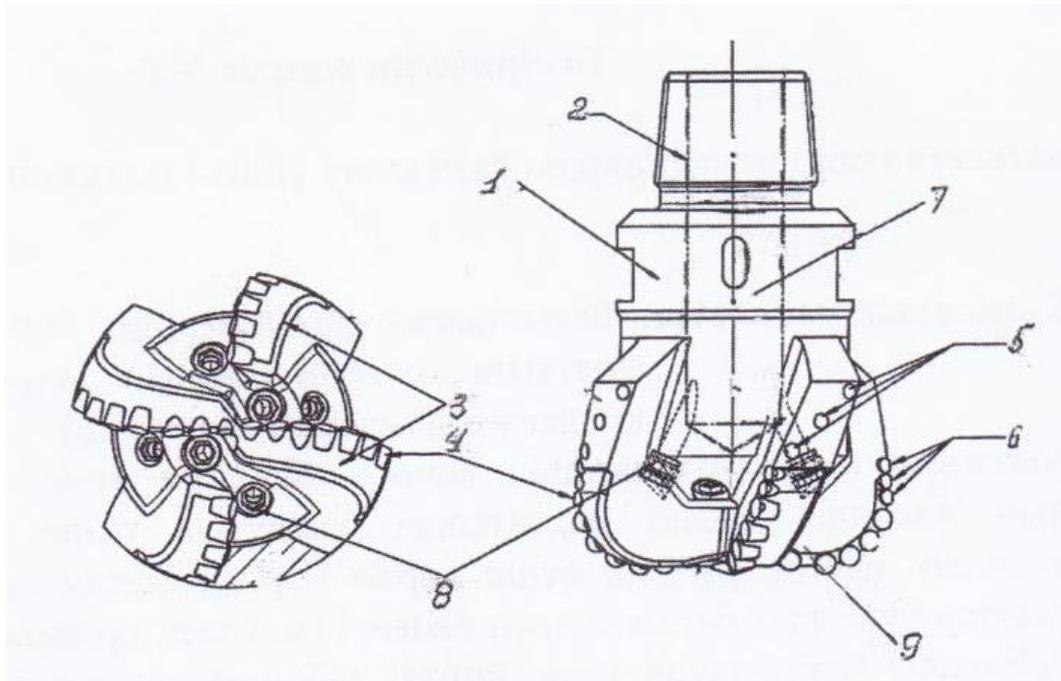
**Долота PDC** [24, 61, 63] по характеру разрушения горной породы относятся к режуще-скалывающим инструментам. Основу их вооружения составляют ранее указанные двухкомпонентные алмазно-твердосплавные пластины круглой формы или резцы треугольной формы.



1 – головка; 2 – переводник с резьбой; 3 – матрица,  
 4 – алмазы (а, б, в), зубки “славутича” (z); 5 – промывочное отверстие;  
 6 – промывочные каналы; 7 – установка алмазов в один слой  
 Рисунок 2.10 – Долото алмазное (а) и долото ИСМ (z) [24]

PDC-долото (Рисунок 2.11) представляет корпус 1 с присоединительной резьбой 2 к бурильной колонне. К корпусу приварены лопасти 3, вооружение алмазно-твердосплавными резцами: PDC-резцы 4, комбинированные вставки 5, калибрующие (шлифовальные) PDC-резцы 6. Внутри корпус 1 имеет полость для прохода промывочной жидкости, оканчивающуюся каналами с гидромониторными насадками 8.

Долота PDC обеспечивают высокую механическую скорость, которая обусловлена острой режущей кромкой алмазных пластинок, низкой скоростью их изнашивания и эффектом самозатачивания резцов в процессе бурения. Высокая износостойкость вооружения обеспечивает большую проходку на долото. Долото PDC с успехом применяется при бурении мягких и средней твердости пород, однако не допускается их применение в породах с твердыми абразивными включениями и пропластками.



1 – корпус; 2 – резьба для соединения с бурильной колонной; 3 – лопасти;  
 4 – РДС-резцы; 5 – калибрующие вставки;  
 6 – калибрующие РДС-резцы; 7 – цилиндрическая полость;  
 8 – гидромониторные насадки; 9 – торцовая область  
 Рисунок 2.11 –Конструкция лопастного РДС-долота [24]

## Выводы по разделу 2

1. В связи с тематикой исследований диссертационной работы и анализом геологических условий месторождения Буденовское, резцовый породоразрушающий инструмент должен применяться при бурении в пластичных и пластично-хрупких породах.

2. В связи с созданием алмазно-твердосплавных пластин и долот PDC породоразрушающих инструментов значительно расширяется, а класс резцовых шарошечных долот, напротив, сужается.

3. Так как на единицу площади забоя скважины для его разрушения необходимо передать определенное количество энергии, зависящее от свойств буримого массива, то с увеличением диаметра скважины, вкладываемая энергия должна возрастать в квадратичной зависимости и при сооружении скважин большого диаметра достигать значительной величины.

4. При разработке новых резцовых породоразрушающих инструментов следует использовать опыт применения пикобуров, которые позволяют рационально перераспределять подводимую к забою энергию при его бурении и расширении скважины до номинального диаметра.

5. Так как одним из основных технологических показателей буровых процессов является рейсовая скорость бурения, то для повышения этого показателя резцовый инструмент рекомендуется в перспективе вооружать алмазно-твердосплавными резцами.

### 3 РАЗРУШЕНИЕ И УГЛУБЛЕНИЕ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ ПРИ ВРАЩАТЕЛЬНОМ БУРЕНИИ

Напомним, что при вращательном бурении порода забоя разрушается, и углубление скважины происходит под давлением следующих внешних нагрузок: осевой статической силы (осевой нагрузки) и крутящего момента. Основная задача исследований взаимодействия породоразрушающего инструмента с породой забоя заключается в получении функциональной зависимости скорости разрушения и углубления забоя от величины внешних нагрузок и прочностных свойств породы. Проанализируем напряженное состояние, возникающее в горной породе при вдавливании инденторов.

#### 3.1 Анализ результатов теоретических и экспериментальных исследований по изучению напряженного состояния и разрушения горной породы при вдавливании инденторов

При экспериментальном изучении деформирования и разрушения горных пород вдавливанием элементы вооружения породоразрушающих инструментов рассматриваются как инденторы. Они разделены на две большие группы: с плоской рабочей поверхностью (притупленный клин) и с округленной рабочей поверхностью (зубки с цилиндрической и сферической рабочими поверхностями). Особенности напряженного состояния горных пород при вдавливании элементов вооружения (инденторов) с плоской рабочей поверхностью рассматриваются на примере вдавливания цилиндрического штампа с плоским основанием, а с округленной рабочей поверхностью — на примере штампа со сферической рабочей поверхностью.

Первоначально рассмотрим теоретические задачи о вдавливании жесткого цилиндрического штампа и жесткой сферы в упругое полупространство [5, 73].

##### 3.1.1 Вдавливание жесткого цилиндрического штампа с плоским торцом

Штамп вдавливается в упругое полупространство силой  $P$ , действующей по оси  $z$  (Рисунок 2.1,  $a$ ). Задача осесимметрична, поэтому решение дается в цилиндрических координатах. Распределение давления по радиусу круга  $r$  описывается уравнением:

$$p = \frac{P}{2\pi a\sqrt{a^2 - r^2}}, \quad (3.1)$$

где  $a$  – радиус штампа;

$r$  – полярный радиус.

Из анализа формулы (3.1) видно, что если  $r = 0, p = P/2\pi a^2$ .

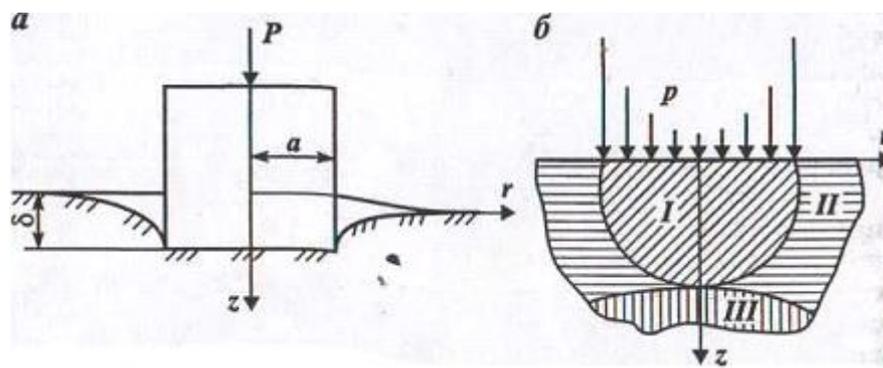


Рисунок 3.1 – Схема испытания (а), распределения давления и области напряженного состояния (б) при вдавливании цилиндрического штампа в горную породу [61]

Если  $r = a$ , то  $p \rightarrow \infty$ , т. е. распределение давления по площади контакта весьма неравномерное: минимальное давление действует в центре, а максимальное — на контуре контакта.

Экспериментальными работами Л. А. Шрейнера и других установлено, что распределение давлений по плоскости контакта неравномерно только в начальный период вдавливания, а по мере приближения к пределу текучести горной породы давление стремится к равномерно распределенному, т. е. можно принять  $p = P / \pi a^2$ .

Упругий прогиб  $\delta$  поверхности горной породы под штампом определяется по формуле:

$$\delta = \frac{P(1 - \mu^2)}{2aE} = \frac{P}{2aC}, \quad (3.2)$$

где  $\mu$  – коэффициент Пуассона;

$E$  – модуль Юнга;

$C = \frac{E}{1 - \mu^2}$  – модуль деформации.

Р. М. Эйгелесом [79] проанализировано напряженное состояние упругого полупространства при вдавливании жесткого штампа. Установлено, что под штампом расположена область I всестороннего сжатия, ограниченная поверхностью  $\sigma_1 = 0$  (см. Рисунок 3.1, б). Размеры этой области определяются радиусом площади контакта и коэффициентом Пуассона. Область I всестороннего сжатия окружена областью II, где одно из главных напряжений больше нуля (растягивающее). Область II ограничена снизу поверхностью  $\sigma_1 = 0$ . Далее расположена область III, где  $\sigma_1 > 0$  и  $\sigma_2 > 0$ .

В качестве основной характеристики напряженного состояния твердого тела при вдавливании приняты максимальные касательные напряжения.

На Рисунке 3.2 приведено распределение максимальных касательных напряжений в деформируемом полупространстве под штампом в относительных величинах  $\tau_{\max} / p = f(z/a; r/a)$ .

Из Рисунка 3.2 видно, что линии равных касательных напряжений  $\tau_{\max} / p$  замыкаются на контуре штампа, где возникают наибольшие напряжения. Далее зона максимума максимальных касательных напряжений в виде языка уходит вглубь и к оси  $Z$ . Точки полупространства, прилегающие к контуру штампа, являются особыми.

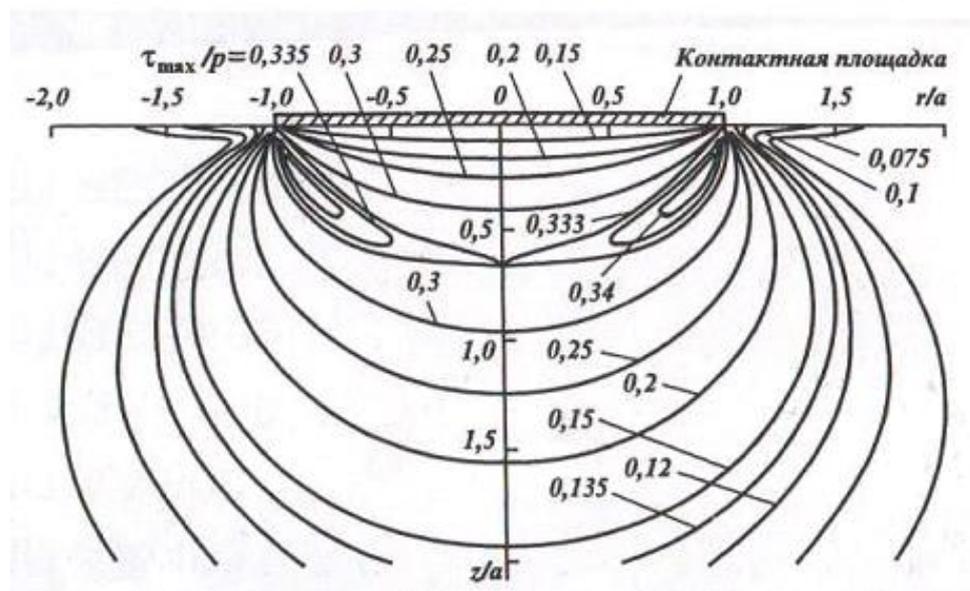


Рисунок 3.2 – Линии равных относительных касательных напряжений  $\tau_{\max} / p$  в полупространстве под штампом при коэффициенте Пуассона  $\mu = 0,3$  [61]

При переходе через линию контура давление на поверхности меняется скачком от максимума до нуля, образуя первую экстремальную зону, в которой действуют касательные напряжения.

На оси симметрии  $Oz$  максимальные касательные напряжения  $\tau_{\max} / p$  вначале возрастают и достигают максимума на глубине  $z_m$ , равной:

$$\frac{z_m}{a} = \sqrt{\frac{2(1+\mu)}{7-2\mu}}, \quad (3.3)$$

а затем монотонно уменьшаются по мере увеличения расстояния от поверхности горной породы. Область в окрестности точки с координатами  $z = z_m, r = 0$  образует вторую экстремальную зону. На Рисунке 3.2 ордината второй экстремальной зоны находится на глубине  $z_m = 0,65a$ .

### 3.1.2 Вдавливание жесткой сферы

Схема вдавливания сферы приведена на Рисунке 2.3, а. При отсутствии нагрузки сфера контактирует с поверхностью твердого тела в точке. По мере увеличения нагрузки  $P$  на сферу формируется круговая площадка контакта.

Решения о радиусе площадки контакта, распределении давления  $p$  на площадке и о вертикальном перемещении точек поверхности получены Герцем.

Радиус  $a$  площадки контакта рассчитывается по формуле (2.4):

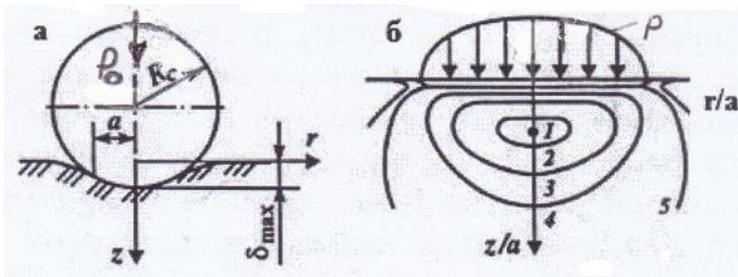


Рисунок 3.3 – Схема испытания (а), распределение давления и линии равных значений  $\tau_{\max} / p_{\max}$  (б) при вдавливании сферы ( $\mu=0,3$ ): 1 – 0,31; 2 – 0,30; 3 – 0,25; 4 – 0,20; 5 – 0,10 [61]

Радиус контакта равен:

$$a = \sqrt[3]{\frac{3P_0 R_c}{4C}}, \quad (3.4)$$

где  $R_c$  – радиус сферы;  $\mu$  – коэффициент Пуассона;  $E$  – модуль упругости.

Распределение давления (Рисунок 2.3, б) по диаметральному сечению площадки контакта описывается уравнением эллипса:

$$p = \frac{p_{\max}}{a} \sqrt{a^2 - r^2}, \quad (3.5)$$

где  $p_{\max}$  – максимальное контактное давление в центре площадки,

$$p_{\max} = \frac{1}{\pi} \sqrt[3]{6P(C/R_c)^2}. \quad (3.6)$$

где  $C$  – модуль деформации (см. формулу 3.2)

Анализ напряженного состояния, проведенный Р. М. Эйгелесом показал, что структура поля напряжений под сферой такая же, как и под цилиндрическим штампом, но область всестороннего сжатия при вдавливании сферы значительно меньше, чем при вдавливании штампа. Распределение максимальных касательных напряжений под сферой приведено на Рисунке 3.3, б, из которого видно, что наибольшее значение максимальных касательных напряжений отмечается на оси симметрии на некоторой глубине от поверхности контакта ( $Z_m=0,5a$ ), что меньше в сравнении с вдавливанием цилиндрического штампа.

### 3.1.3 Механизм разрушения горных пород при вдавливании инденторов

Таким образом, при вдавливании штампа в силу особенностей распределения напряжений объективно можно достичь предельного состояния в двух

экстремальных зонах: на контуре, где имеются условия чистого сдвига, и на оси симметрии на глубине  $z_m$ . Именно эти два момента лежат в основе выделения Р.М. Эйгелесом двух механизмов разрушения горных пород [5, 77, 79].

В соответствии с *первым механизмом разрушения* при некоторой нагрузке на штамп в первой экстремальной зоне образуется кольцевая трещина, уходящая вглубь в виде конуса (Рисунок 2.4, а). Жесткость штампа значительно выше жесткости горной породы, а поэтому поперечная деформация породы, прилегающей к штампу, незначительна. Следовательно, возможны некоторое раскрытие трещины и отсутствие давления на стенку трещины со стороны конуса. С увеличением нагрузки увеличивается глубина развития трещины. По мере удаления от поверхности влияние штампа на поперечную деформацию конуса уменьшается, и на некоторой глубине раскрытие трещины оказывается невозможным. При дальнейшем нагружении штампа поперечная деформация конуса будет ограничиваться окружающей его породой и, следовательно, будет увеличиваться давление со стороны конуса на окружающую породу (матрицу) (Рисунок 2.4, б), которое стремится сдвинуть или оторвать матрицу. Известно, что сопротивление горных пород сдвигу и тем более отрыву весьма мало. При достижении некоторого критического давления со стороны конуса в матрице возникает боковая трещина отрыва-сдвига, и верхняя часть окружающей конус породы скалывается с образованием лунки (Рисунок 3.4, в). Отрыв матрицы сопровождается снижением бокового давления на конус и его разрушением. Штамп скачком погружается на значительную глубину.

В соответствии со *вторым механизмом разрушения* развитие области предельного состояния у контура штампа быстро затухает.

Основную роль играет развитие области предельного состояния от первой экстремальной зоны (Рисунок 3.4, з) в направлении к оси симметрии с образованием серповидной области предельного состояния (Рисунок 3.4, д). Серповидная зона представляет собой область пластического деформирования горной породы.

По мере увеличения нагрузки на штамп растут объем предельной области и давление в ней. Следовательно, растет и нагрузка, действующая со стороны серповидной области на окружающую породу (матрицу). Далее процесс разрушения ничем не отличается от описанного по первому механизму разрушения, т. е. происходит хрупкое разрушение горной породы с образованием лунки (Рисунок 3.4, е).

В пористых горных породах большое влияние на механизм деформирования и разрушения оказывает уплотнение пород, которое сопровождается большим погружением штампа. Последнее затрудняет развитие трещин отрыва, в результате чего большинство горных пород, хрупких при плотном сложении, будучи сильно пористыми, не дает хрупкого разрушения, а деформируется как пластичные твердые тела.

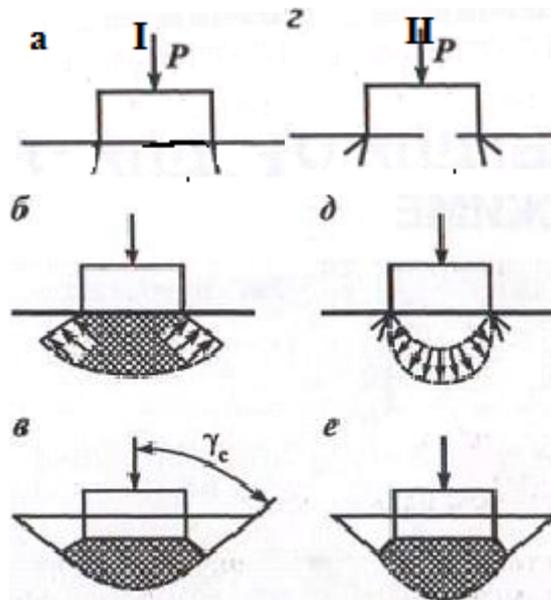
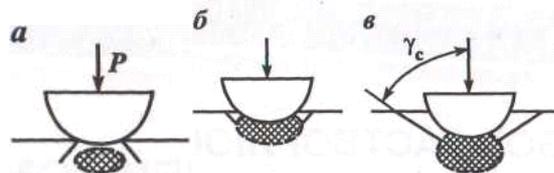


Рисунок 3.4 – Схемы развития разрушения горных пород по первому (I) и второму (II) механизмам разрушения [30]

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



а – образование кольцевой трещины и зоны предельного состояния;  
 б – образование кольцевого выкола; в – образование лунки хрупкого разрушения  
 Рисунок 3.5 – Схема развития разрушения при вдавливании сферы [30]

Наблюдения показывают, что у большинства горных пород в процессе вдавливания сферы предельное состояние возникает за контуром давления (Рисунок 3.5, а), где и образуется кольцевая трещина. Однако развитие этой трещины в глубину незначительно. При достижении предельного состояния в зоне на оси симметрии наблюдается быстрый рост области предельного состояния во всех направлениях. Кольцевая трещина ограничивает рост области предельного состояния у поверхности в радиальном направлении. Увеличивающееся по мере роста нагрузки давление со стороны области предельного состояния на поверхность трещины вызывает скол породы, прилегающей к сфере за контуром давления (Рисунок 3.5, б). Однако существенной разгрузки в силу особенностей распределения давления по площадке контакта в зоне предельного состояния не происходит, как не происходит и разрушения предельно нагруженной породы, прилегающей к поверхности сферы.

С дальнейшим увеличением нагрузки процесс деформирования и разрушения в значительной степени аналогичен процессу при вдавливании штампа. Наличие кругового скола резко снижает темп прироста площади давления с ростом нагрузки. При этом быстро развивается область предельного состояния, растет давление на вмещающую неразрушенную породу (матрицу). Под действием давления происходит скол или отрыв матрицы с разгрузкой и разрушением области предельного состояния (ядра) и с образованием значительной зоны хрупкого разрушения (Рисунок 3.5, в). Так как при вдавливании сферы первая экстремальная зона на контуре отсутствует, механизм разрушения происходит по схеме второго механизма.

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

Острые инденторы (конус, клин, пирамида) можно рассматривать как инструменты, радиусы кривизны вдавливаемых поверхностей у которых близки к нулю. Предельное состояние под острым индентором возникает при весьма малых нагрузках. В этом случае формируется уравнивающая нагрузку поверхность деформируемого тела, прилегающая к граням клина или к поверхности конуса.

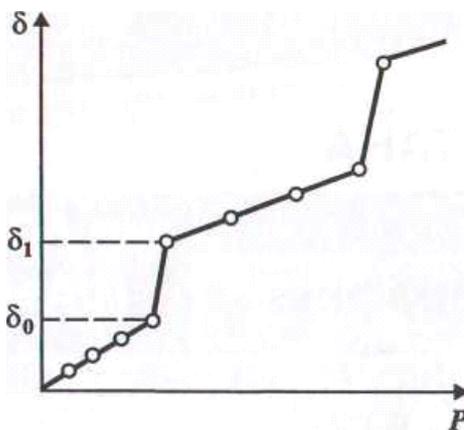


Рисунок 3.6 – Зависимость глубины вдавливания клина в горную породу от нагрузки, обеспечившей достижение двух скачков разрушения [30]

В процессе вдавливания острых инденторов в пластичные тела монотонно увеличивается уравнивающая поверхность. Лунка в этом случае образуется вследствие пластического вытеснения материала вдавливаемым индентором. При вдавливании заостренных инденторов в хрупкие и пластично-хрупкие горные породы процесс разрушения последних протекает скачкообразно.

На Рисунке 3.6 показана зависимость глубины погружения  $\delta$  от нагрузки  $P$  при вдавливании клина с углом при вершине  $60^\circ$  в хрупкую горную породу. В начальный период происходит пластическое деформирование, и на этом участке глубина погружения прямо пропорциональна нагрузке до  $\delta_0$ . Затем глубина погружения скачкообразно возрастает вследствие хрупкого разрушения до  $\delta_1$ ,

причем погружение на эту глубину происходит при нагрузке  $P$ , незначительно превышающей нагрузку, соответствующую глубине погружения  $\delta_0$ .

При дальнейшем вдавливании вследствие упругой и пластической деформаций глубина погружения растет очень медленно вплоть до нового скачка погружения и т. д.

Таким образом, экспериментальные данные подтвердили основные выводы из рассмотренных теоретических задач, а именно: наличие под зоной контакта индентора с породой сильно спрессованного порошка, что говорит о всестороннем сжатии породы непосредственно под штампом, взрывной характер разрушения породы вокруг индентора с образованием относительно крупных кусков (образование кратера), что свидетельствует о давлении спрессованной порошкообразной массы на боковую поверхность окружающий штамп породы и действия максимальных касательных (сдвиговых) напряжений на некоторой глубине, зависящей от формы индентора.

### **3.2. Взаимодействия резовых рабочих элементов породоразрушающих инструментов с забоем скважины**

Полученные результаты при вдавливании инденторов различной формы дают возможность выявить напряженное состояние в горной породе, экстремальные зоны напряжений, являющиеся причиной локального разрушения под штампом и в зоне вокруг него. Однако они не дают возможность установить зависимость интенсивности разрушения и углубления забоя от величины и характера внешних нагрузок, передаваемых горной породе с помощью породоразрушающего инструмента.

Кроме того, создаваемая теория разрушения пород при бурении должна открывать перспективу работ по созданию новых эффективных буровых породоразрушающих инструментов. Эту мысль неоднократно подчеркивал В. С. Владиславлев [29], крупнейший ученый, один из создателей теоретических основ процесса разрушения и углубления забоя при бурении. В результате исследований в этой области были разработаны две модели бурового процесса и, соответственно, два разных взгляда на сущность процесса разрушения пород при бурении.

#### **3.2.1 Первая модель бурения, базирующаяся на разделении процессов внедрения резового инструмента и распределения области разрушения на весь забой скважины**

Принципы, положенные в основу разработки модели  $I$ , следующие: процесс бурения сводится к некоторой прерывистой процедуре. Пусть имеется буровая коронка, оснащенная одним единственным резцом, выполняющим последовательно следующие операции:

а) в исходной позиции неподвижный резец за счет осевой нагрузки внедряется в поверхность забоя до некоторой предельной глубины, зависящей от нагрузки, твердости породы, материала и формы резца;

б) по завершении внедрения осевая нагрузка за ненадобностью снимается, включается вращение, и резец под действием крутящего момента перемещается по окружности, сдвигая впереди себя стенку породы высотой, равную внедрению, и оставляя за собой канавку, такой же глубины;

в) в момент завершения полного круга стенка породы перед передней гранью резца исчезает; далее, в случае продолжения вращения, резец, стал бы двигаться вхолостую;

г) чтобы избежать холостого скольжения резца по дну, созданной им канавки, вращение останавливают и снова подают на резец ту же осевую нагрузку, что и в исходной позиции и получают то же внедрение

Далее вращение возобновляют и бурение продолжают, все время повторяя упомянутый цикл, состоящий из пунктов а – г.

Поскольку в действительности осевая нагрузка всегда присутствует, то согласно этой теории, ее роль при перемещении резца по забою сводится к созданию его трения о породу, причем затраты энергии на это оцениваются как 70 – 80 % от общих затрат на процесс разрушения породы [80, 81].

Для наиболее распространенного случая, когда внедряющийся резец имеет клиновую форму, И. А. Остроушко [19] вывел формулу зависимости нагрузки  $P_v$  на клиновой индентор от ширины его внедрившейся части.

Однако более актуальной в методическом отношении является, на наш взгляд, обратная задача, а именно, нахождение глубины внедрения клина (связанная с шириной его внедрившейся части) по известной осевой нагрузке. Дело в том, что проблема измерения и задания требуемого значения осевой нагрузки легко разрешима – в отличие от задания ширины внедрившейся части клина. Для достижения этой цели нами на основе объединения нескольких формул И. А. Остроушко [27, 76, 83] была получена зависимость в которой ширина внедрившейся части резца заменена на глубину его внедрения:

$$P_v = \frac{\sigma_0(\pi(htg(0.5\beta))^2tg^2(90^\circ - 0.5\beta) \cos \varphi_0 + 2htg(0.5\beta)tg(90^\circ - 0.5\beta) \sin \varphi_0(b - 2htg(0.5\beta)))}{1 - \mu} \sin^2 \varphi_0 (\cos \varphi_0 - f \sin \varphi_0) \quad (3.9)$$

$h$  – глубина внедрения клина;

$b$  – длина клинового резца;  $\beta$  – угол при его вершине;

$\varphi_0$  – угол между линией скалывания и поверхностью забоя;

$\sigma_0$  – предел прочности породы на скалывание;

$\mu$  – ее коэффициент Пуассона;

$f$  – коэффициент внутреннего трения породы при скалывании.

Для случая распространения полученной в результате внедрения зоны разрушения по всей поверхности забоя И. А. Остроушко предложил следующее условие: необходимое для движения резца по забою усилие представляет собой

сумму усилия  $P_C$ , потребного для сдвига (скалывания) породы перед передней гранью резца и усилия  $P_T$ , потребного для преодоления силы трения кромки резца о поверхность породы.

$$P_C = \frac{(0.785h^2 + bh \cos \alpha \sin \alpha) \sigma_0}{\cos^2 \alpha \sin \alpha (\cos \gamma \sin \varphi + (\sin \gamma - \cos \gamma f_1) \cos \varphi - \cos \gamma \cos \varphi f_2)} \quad (3.10)$$

$$P_T = P_V f_1 \quad (3.11)$$

где  $\gamma$  – передний угол резца;  
 $\varphi_0$  – угол между поверхностью забоя и поверхностью скола;  
 $\alpha$  – угол между вертикалью и поверхностью скола;  
 $h$  – внедрение;  
 $b$  – ширина резца;  
 $\sigma_0$  – предел прочности породы на скалывание;  
 $f_1$  и  $f_2$  – коэффициенты трения соответственно: твердый сплав-порода и порода-порода.

Если из формулы (3.9) определять глубину  $h$  внедрения резца, то можно определить теоретическую производительность бурения (размерность  $h - m$ ):

$$V_T = h n m, \text{ м/с} \quad (3.12)$$

где  $n$  – частота вращения,  $\text{с}^{-1}$ ;  
 $m$  – количество резцов, перекрывающих ширину кольцевой щели в коронке.

Сторонниками первой модели получены несколько иные конечные результаты. Глубина внедрения  $h$  по этой версии равна [2, 75]:

$$h = (P_s / (R - r) H_s \operatorname{tg} \beta) (\cos^2 \varphi / \sin(\beta + 24)), \quad (3.13)$$

где  $P$  – осевая сила, действующая на резец;  
 $R, r$  – наружный и внутренний радиусы коронки;  
 $H_s$  – твердость буримой породы;  
 $\beta$  – угол приострения резца;  
 $\varphi$  – угол внутреннего трения породы.

Теоретическая производительность бурения в этом случае будет

$$V_{\text{мех}} = h m n = (\cos^2 \varphi / \sin(\beta + 24)) / (P m n / (R - r) H_s \operatorname{tg} \beta) \quad (3.14)$$

Частным случаем модели С. С. Сулакшина является модель, разработанная Б. В. Федоровым [9], для описания взаимодействия алмазно-твердосплавного резца (АТП), которыми оснащены долота РДС (Рисунок 2.8), с углом приострения  $\beta = 90^\circ$ .

Рассматривается первоначально единичный алмазно-твердосплавный резец, выполненный в виде зубка, 3, припаянного к корпусу долота 4 (Рисунок 2.7).

Алмазный слой значительно хуже сопротивляется растягивающим напряжениям при контакте с забоем, чем твердосплавная основа зубка. Для их снижения элемент вооружения (алмазный слой 1 и твердосплавная пластинка 2) имеют тупой угол резания ( $90^\circ + \gamma$ ), причем угол  $\gamma$  составляет не менее  $20^\circ$ .

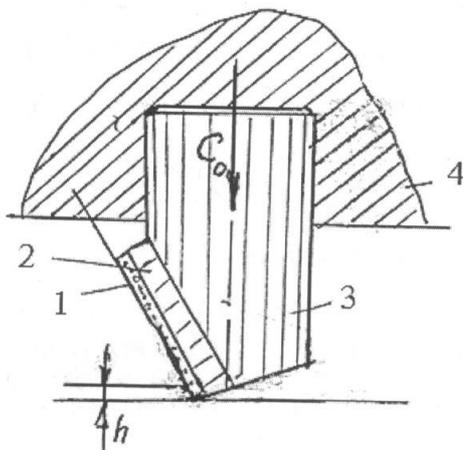


Рисунок 3.7 – Алмазно-твердосплавный элемент вооружения долота РДС в виде зубка [61]

Под действием силы  $C_0$ , являющейся частью общей осевой нагрузки на долото, происходит внедрение алмазно-твердосплавного зубка в породу забоя на глубину  $h$ .

$$h = C_0 (f \cos \gamma - \sin \gamma) / (f^2 H_e l \operatorname{tg} \gamma), \quad (3.15)$$

где  $f$  – коэффициент трения на контакте «резец-порода»;  
 $l$  – длина линии контакта алмазного слоя с породой;  
 $H_e = 0.62 P_{ш}$ , где  $P_{ш}$  – твердость породы по Л.А. Шрейнеру.

Авторами также определена скорость бурения долотом РДС в зависимости от осевой нагрузки  $C_D$ , частоты вращения долота, реальной рациональной расстановки резцов на лопастях долота и контактной прочности породы.

$$V_0 = (K_0 / K_1) (m n C_D / P_{ш} R_D), \quad (3.16)$$

где  $K_0 = f \cos \gamma - \sin \gamma / f^2 0.62 \operatorname{tg} \gamma$ ; (3.17)  
 $K_1$  – коэффициент, учитывающий установку алмазно-твердосплавных резцов на лопастях долота (не вплотную):  $K_1 = 0.7 \dots 0.9$   
 $C_D$  – общая осевая нагрузка на долото РДС;  
 $R_D$  – длина одной торцевой части лопасти долота;  
 $m, n$  – величины, значения которых аналогичны указанным в (3.10)

Анализируя результаты различных исследований по установлению наиболее рационального вида модели 1, можно сделать следующие выводы:

- при углублении забоя скважины, рабочие элементы (резцы) ПРИ реально перемещаются по винтовым поверхностям, причем шаг такой винтовой

поверхности имеет минимальную величину при бурении твердых пород, а максимальную – при разрушении мягких пород; по этому принципу разработка модели 1 обладает меньшей погрешностью при бурении твердых пород;

- модель, разработанная И. А. Остроушко, и представленная основной зависимостью (3.9) более реалистична, т. к. ближе к механизму разрушения при вдавливании шара, когда порода разрушается от максимальных сдвиговых напряжений, находящихся на определенной глубине. Объясняется это тем, что вдавливаемый клинообразной резец всегда имеет площадку притупления, которую можно рассматривать как сферу малого диаметра.

В уравнении (3.9) глубина внедрения  $h$  резца встречается в первой и второй степенях. Исходя из этого, для определения величины  $h$  было использовано каноническое квадратное уравнение:

$$Ah^2 + Zh + C = 0, \quad (3.17)$$

где

$$A = \sigma_0(\pi g^2(0.5\beta)tg^2(90 - 0.5\beta) \cos \varphi_0 - 4tg^2(0.5\beta)tg(90 - 0.5\beta) \sin \varphi_0);$$

$$Z = \sigma_0(2tg(0.5\beta)tg(90 - 0.5\beta) \sin \varphi_0 b);$$

$$C = -P_v \frac{\mu}{1 - \mu} \sin^2 \varphi_0 (\cos \varphi_0 - f \sin \varphi_0).$$

### 3.2.1.1 Уточнение параметров первой модели с помощью разработанных компьютерных программ

Для проверки модели была составлена компьютерная программа, позволившая обчислить различные варианты, результаты которых частично представлены в нижеследующих таблицах. Проверка была осуществлена применительно к типичным условиям бурения, форме и размерам резцов породоразрушающих инструментов. Внедрение резца осуществляется в известняк VII – VIII категорий буримости, имеющих следующие механические свойства: твердость по штампу – 2300 МПа; модель Юнга – 50 000 МПа, коэффициент Пуассона – 0.31; предел прочности на сдвиг – 16 МПа. Прочие параметры:  $\beta = 60^\circ$ ,  $b = 0,01\text{м}$ ,  $f = 0,6$ ,  $\varphi_0 = 30^\circ$ ,  $P_v = 3$  кН. При варьировании каждым данным параметром, остальные параметры поддерживались у приведенных значений, относящихся к середине их исследуемого диапазона [8, 10]. Зависимость углубки внедрения от действующей на резец силы приведена на Рисунке 3.9 и в Таблице 3.1

Таблица 3.1 – Зависимость внедрения  $h$  резца от нагрузки  $P_v$

$P_v$ , кН	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5
$h$ , мм	0,18	0,36	0,53	0,68	0,84	0,99	1,13	1,26	1,40	1,53	1,66

Таблица 2.1 демонстрирует выполаживающийся характер зависимости: ее линия отклоняется от прямой линии пропорциональной зависимости вниз. Например, при наличии прямой пропорциональности: если 1 кН соответствует внедрению 0,36 мм, то при 5 кН было бы  $5 \cdot 0,36 = 1,80$  мм, а по Таблице 2.1 имеем только 1,53.

Из обчисленных с помощью программы вариантов зависимостей особое внимание обратила на себя зависимость угла приострения резца от глубины его внедрения и ширины внедрившейся части (Таблица 2.2, Рисунок 2.10).

Из обчисленных с помощью программы вариантов зависимостей особое внимание обратила на себя зависимость угла приострения резца от глубины его внедрения и ширины внедрившейся части (Таблица 2.2, Рисунок 2.10).

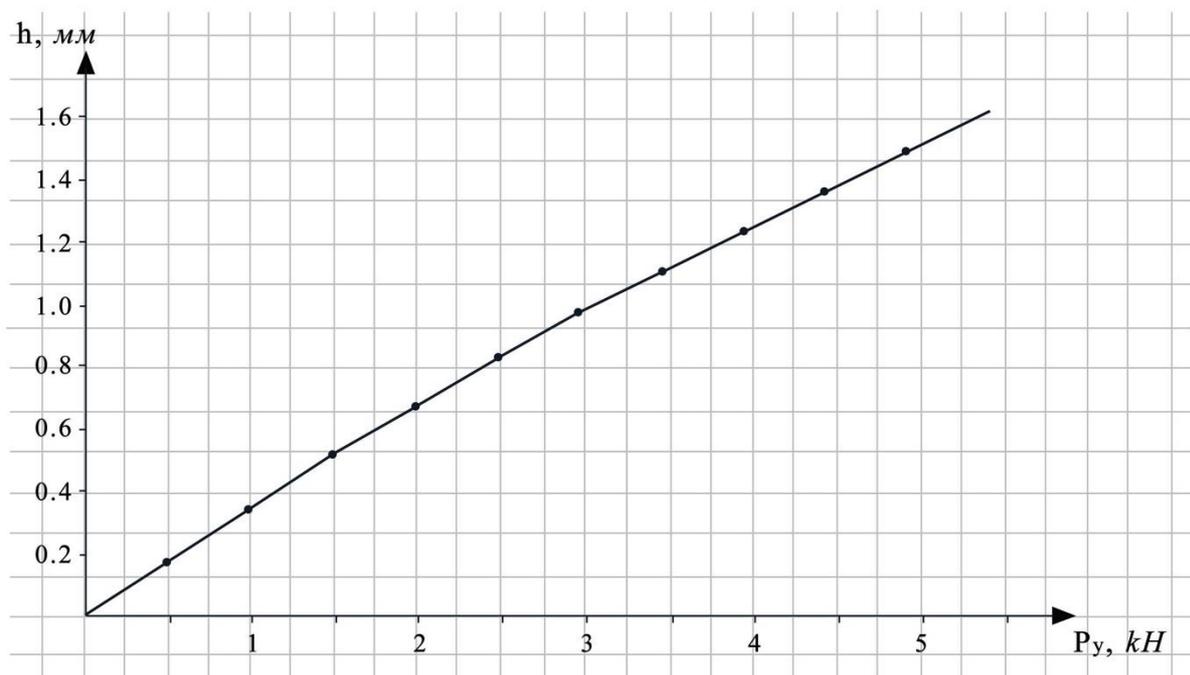


Рисунок 3.9 – Зависимость глубины внедрения клинообразного резца от действующей нагрузки  $P_y$

Таблица 3.2 – Зависимость глубины внедрения резца и ширины его внедрившейся части от угла приострения

$\beta$ , град	20	30	40	50	60	70	80	90	100	110
$h$ , мм	0,93	0,94	0,96	0,97	0,98	1,00	1,03	1,06	1,10	73
$d$ , мм	0.33	0.50	0,70	0,91	1,13	1,40	1,73	2,12	2,62	210

Бросается в глаза огромный скачок значений  $h$  и  $d$ , в последней колонке Таблицы 2.2. И. А. Остроушко отмечал, что его формулой нельзя пользоваться при  $\beta > 180^\circ - 2\varphi_0$ .

В данном варианте эта граница должна была бы быть  $180 - 2 \cdot 30 = 120^\circ$ , но согласно уточненным расчетам она оказалась равна  $107.3^\circ$ .

Указанное расхождение относится к верхнему пределу использования формулы (2.17). Компьютерная программа позволила обнаружить гораздо более серьезное расхождение: с ростом угла приострения  $\beta$  при более тупом клине внедрение  $h$  не только не уменьшается, но даже намного возрастает, что явно противоречит физическим законам. Это хорошо видно при огромном росте ширины внедрившейся части  $d$ : с ростом угла от  $20$  до  $100^\circ$  она возросла в 7,9 раз.

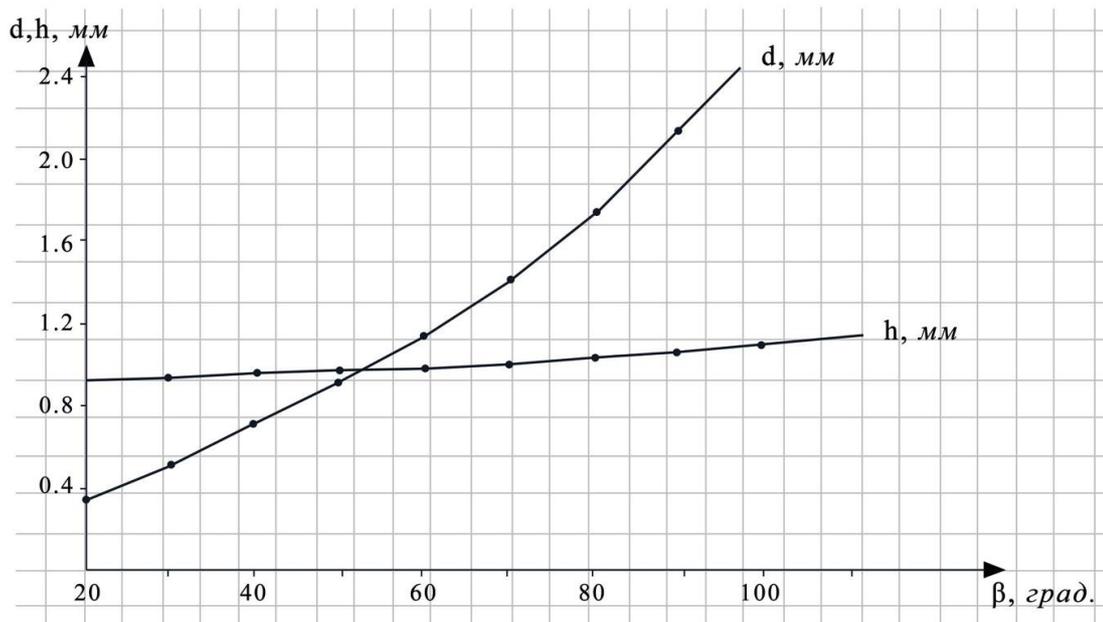


Рисунок 3.10 – Зависимость глубины внедрения резца  $h$  и ширина его внедрившейся части  $d$  от угла приострения  $\beta$

На наш взгляд, ошибка рассматриваемого алгоритма заключается в следующем: было заявлено [19], что наибольшее значение нагрузки  $P_y$  возникает в момент раздавливания, когда сила  $P_y$  расходуется на процесс скалывания и выбрасывания фрагментов породы, расположенной между гранью резца и поверхностью скола, определяемой углом  $\varphi_0$ . Ввиду вышеотмеченного постоянства этого угла, упомянутая поверхность не зависит от угла приострения клина  $\beta$ , что и демонстрируют данные Таблицы 1. По нашему мнению, наибольшее значение  $P_y$  возникает не в самый момент скола, но в момент ему предшествующий, когда согласно Л. А. Шрейнеру [16], индентор в условиях всестороннего сжатия внедряется в породу и достигает критической глубины  $h$ , при которой возникает система трещин с последующим сколом. В этом случае наибольшая глубина внедрения несомненно зависела бы от остроты угла клина  $\beta$ . Таким образом, использование компьютерной программы позволило выявить неадекватность принятой модели внедрения. Так установлено, что резец с тупым углом ведет себя как цилиндр с плоским основанием при внедрении в породу.

Для расчета параметров процесса при внедрении резца, а затем при его перемещении по забою разработана компьютерная программа, блок-схема которой приведена на Рисунке 2.11.

Согласно принятой модели разрушения породы, при которой сначала осуществляется возможное в данных геолого-технических условиях внедрение резца, а потом оно распространяется по всей поверхности забоя, методически корректный и логически правильный подход заключается в объединении формул (2.9), (2.10) и (2.11). Сначала по первой формуле следует определить глубину внедрения, а затем, подставив его значение в (2.10), найти соответствующее усилие скалывания.

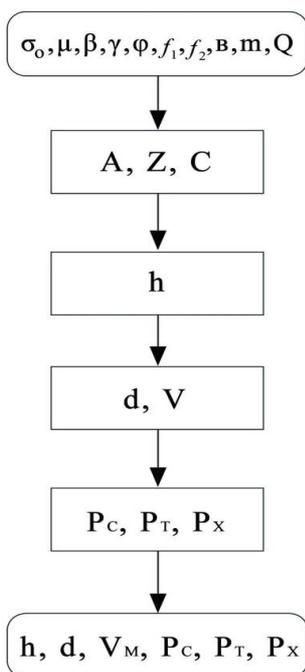


Рисунок 3.11 – Блок-схема программы расчетов параметров модели 1

Разработанная компьютерная программа определения глубины внедрения была нами дополнена алгоритмом расчета горизонтальных усилий. В итоге появляется возможность достаточно подробно исследовать зависимость усилий сопротивления движению резца от всех основных влияющих факторов. Эти зависимости представлены ниже в Таблицах 3.3 – 3.6.

Все зависимости выведены для характерных усредненных значений прочих (т. е., кроме тех, для которых строятся зависимости) влияющих факторов. В качестве предела прочности на скалывание  $\sigma_0$  принято не 16 МПа (значение, характерное для пород группы “средние” при измерениях, проводимых на поверхности), а существенно большее значение – 24 МПа, с учетом скважинных условий.

Из Таблиц 3.3 и Рисунка 3.12 следует, что зависимость от осевой нагрузки суммарного сопротивления  $P_x$  и обеих ее составляющих практически пропорциональна. Она точно пропорциональна для  $P_T$  – что определено формулой (2.7), и близка к пропорциональной для  $P_C$ .

Так, если при  $P = 1$  кН,  $P_C = 0,56$ , то при  $P = 6$  кН, в случае пропорциональной зависимости было  $0,56 \cdot 6 = 3,36$ , фактически же имеем 3,27, т. е. “ошибка” составляет  $-2,75\%$ , а для  $P_X$ :  $-1,43\%$ .

При этом посчитанное аналогичным образом отклонение от пропорциональности для внедрения  $h$  составляет  $-22,6\%$ , т. е. имеет место отчетливо выраженное выполаживание линии зависимости (Рисунок 3.11).

Таблица 3.3 – Зависимость глубины внедрения резца и горизонтального сопротивления его продвижению от осевой нагрузки (прочие параметры:  $\gamma = 15^0$ ,  $b = 0,01$  м,  $\sigma_0 = 24$  МПа,  $\mu = 0,3$ ,  $f_1 = 0,5$ ,  $f_2 = 0,4$ ;  $\varphi_0 = 30^0$ )

$P_Y$ , кН	1,0	2,0	3,0	4,0	5,0	6,0
$h$ , мм	0,28	0,53	0,76	0,98	1,18	1,37
$P_T$ , кН	0,50	1,00	1,50	2,00	2,50	3,00
$P_C$ , кН	0,56	1,12	1,66	2,20	2,74	3,27
$P_X$ , кН	1,06	2,12	3,16	4,20	5,24	6,27

Рисунок 3.12 – Зависимость суммарного сопротивления  $P_X$ , глубины внедрения  $h$ , сила сдвига  $P_C$  от усилия внедрения  $P_Y$

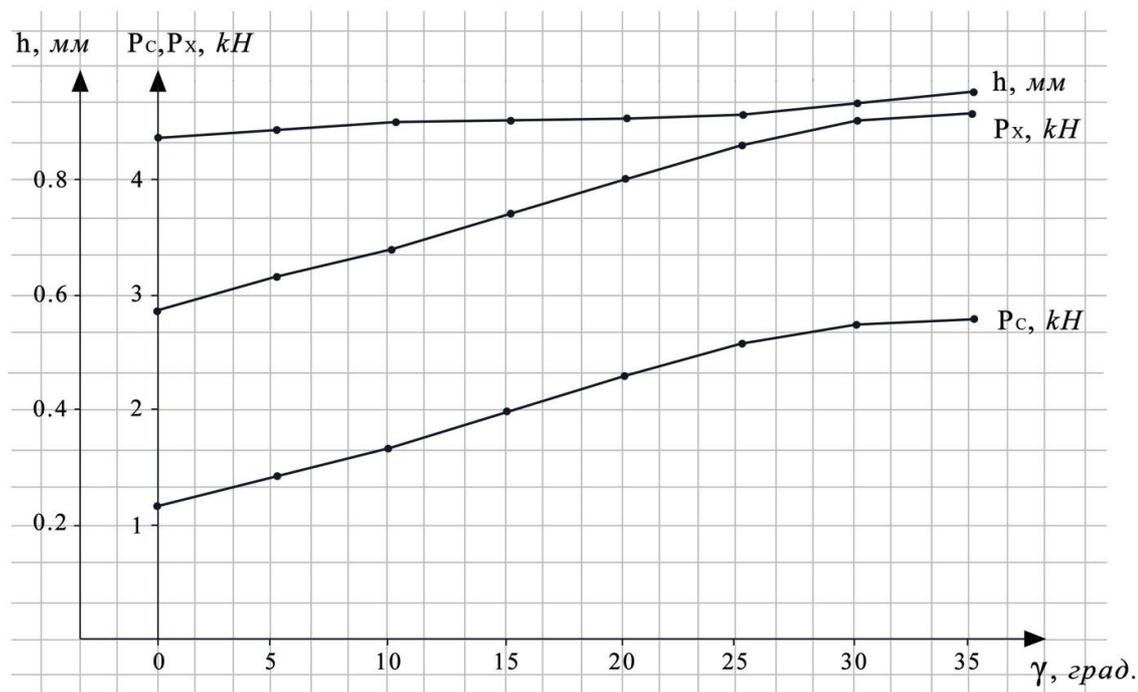


Рисунок 3.13 – Зависимость глубины внедрения  $h$ , суммарного сопротивления  $P_X$  и усилия сдвига от величины переднего угла резца (Таблица 2.4 и Рисунок 2.14)

Зависимость  $P_C$  и  $P_X$  от переднего угла  $\gamma$  имеет сложный характер. До угла  $30^0$  зависимость имеет возрастающий характер – силы сопротивления горизонтальному движению резца все возрастают. Темп возрастания, характеризующийся разностью между последующим и предшествующим значениями, также увеличивается. Так,

если в интервале от 0 до 5° имеет место возрастание  $P_x$  на 0,19 кН, то в интервале от 15 до 20° возрастание достигает максимума в 0,28 кН. Далее возрастание снижается, и в интервале 25–30° доходит до 0,11 кН.

Очевидно, что причина этого явления в следующем: затрачиваемая на скалывание породы сила  $P_C$  направлена нормально к передней грани резца. Поэтому с возрастанием переднего угла она все более отклоняется вниз от горизонтали, а ее направленная вниз компонента все более возрастает. Эта компонента действует уплотняющей на поверхность породы и с ростом переднего угла все более затрудняет ее скалывание.

Таблица 3.4 – Зависимость глубины внедрения резца и горизонтального сопротивления его продвижению от переднего угла (прочие параметры:  $P_y = 3$  кН,  $b = 0,01$  м,  $\sigma_0 = 24$  МПа,  $\mu = 0,3$ ,  $f_1 = 0,5$ ,  $f_2 = 0,4$ ,  $\varphi_0 = 30^\circ$ )

$\gamma$ , град	0	5	10	15	20	25	30	35
$h$ , мм	0,74	0,75	0,76	0,76	0,77	0,78	0,79	0,81
$P_T$ , кН	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
$P_C$ , кН	0,97	1,16	1,40	1,66	1,94	2,17	2,28	2,24
$P_x$ , кН	2,47	2,66	2,90	3,16	3,44	3,67	3,78	3,74

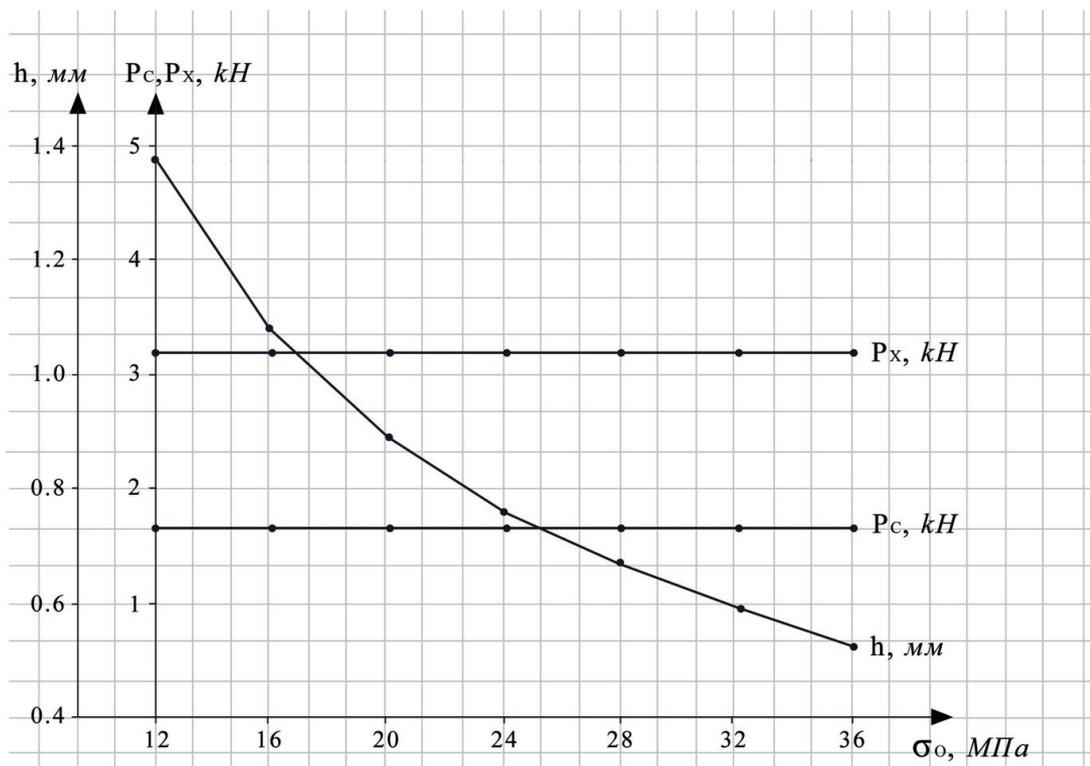


Рисунок 3.14 – Зависимость глубины внедрения  $h$ , горизонтальных усилий  $P_x$ ,  $P_C$  от прочности породы  $\sigma_0$  на скол

Из Рисунка 3.13 следует, что изменение переднего угла  $\gamma$  в рассматриваемом диапазоне мало влияет по глубину внедрения  $h$ .

В Таблице 2.5 и на Рисунке 2.14 представлены результаты исследований влияния величины прочности породы  $\sigma_0$  на скол, на глубину внедрения  $h$ , суммарные сопротивления сдвигу  $P_X$  и усилие  $P_C$ , необходимые для сдвига.

Таблица 3.5 – Зависимость глубины внедрения резца и сопротивления его продвижению от прочности породы на скол (прочие параметры:

$$P_Y = 3 \text{ кН}; \gamma = 15^0; b = 0,01 \text{ м}; \mu = 0,3; f_1 = 0,5; f_2 = 0,4; \varphi_0 = 30^0)$$

$\sigma_0$ , МПа	12	16	20	24	28	32	36
$h$ , мм	1,37	1,08	0,89	0,76	0,67	0,59	0,53
$P_T$ , кН	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,5
$P_C$ , кН	1,64	1,65	1,66	1,66	1,67	1,67	1,67
$P_X$ , кН	3,14	3,15	3,16	3,16	3,17	3,17	3,17

В Таблице 3.5 и на Рисунке 3.14 отчетливо видно уменьшение внедрения в связи с ростом прочности породы. В то же время Таблица 3.5 и Рисунок 3.14 однозначно демонстрирует отсутствие зависимости горизонтальных усилий  $P_X$ ,  $P_C$  от этого фактора. Таким образом, проведенный с помощью компьютерной модели, анализ позволил выявить тот факт, что согласно рассматриваемой теории в породах с любым  $\sigma_0$ , резец продолжает внедряться только до тех пор, пока сила сопротивления породы сколу не достигнет критического значения, которое для данного постоянного комплекса условий, постоянно.

В Таблице 3.6 и на Рисунке 3.15 приведены зависимости горизонтальных усилий  $P_X$ ,  $P_C$  и глубины внедрения от коэффициента трения  $f$  на контакте «резец-порода».

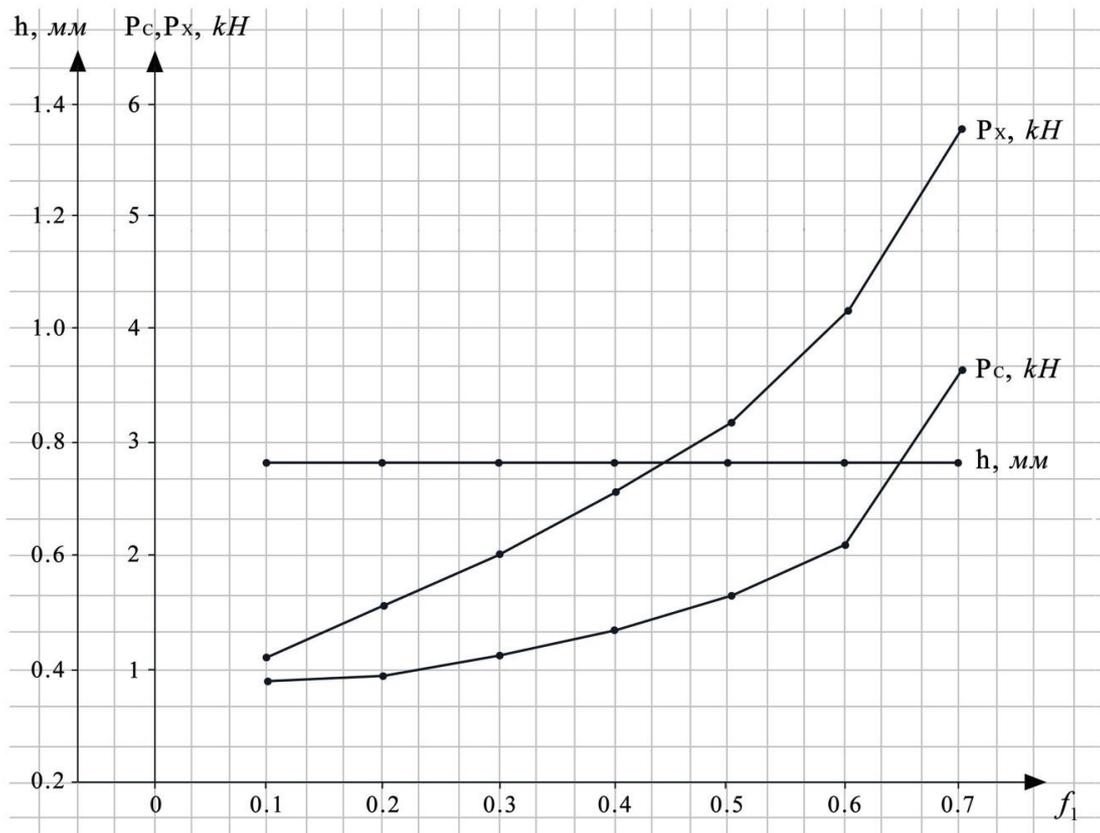


Рисунок 3.15 – Зависимости горизонтальных усилий  $P_X$ ,  $P_C$  и глубины внедрения  $h$  реза от коэффициента трения по границе «резец-порода»

Таблица 3.6 – Зависимость глубины внедрения реза и сопротивления его продвижению от коэффициента трения реза о породу (прочие параметры:  $P = 3$  кН,  $\gamma = 15^\circ$ ;  $\sigma_0 = 24$  МПа;  $f_2 = 0,4$ ;  $b = 0,01$  м;  $\mu = 0,3$ ;  $\varphi_0 = 30^\circ$ )

$f_1$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7
$h$ , мм	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76	0,76
$P_T$ , кН	0,30	0,60	0,90	1,20	1,50	1,80	2,10
$P_C$ , кН	0,80	0,92	1,08	1,31	1,66	2,28	3,64
$P_X$ , кН	1,1	1,52	1,98	2,51	3,16	4,08	5,74

Из Таблице 3.6 и на Рисунке 3.15 можно видеть, что при всех возрастающих значениях коэффициента трения на контакте «резец-порода», и величина внедрения  $h$  остается постоянным. Это следует из формул (3.9) и (3.10) внедрения реза, в которых этот коэффициент не участвует.

Тем не менее, для реза, движущегося по поверхности забоя, зависимость усилий сопротивления от коэффициента трения резец-порода выражена очень отчетливо.

Усилие  $P_T$  пропорционально этому коэффициенту – согласно формуле (3.11).  $P_C$  так же сильно зависит от  $f_1$ . С его ростом  $P_C$  возрастает с ускорением, – по параболическому закону. Так, если в интервале от 0,1 до 0,2 имеет место возрастание  $P_C$  на 0,12 кН, то в интервале от 0,4 до 0,5 это возрастание равно уже

0,35 кН, а в последнем интервале оно достигает 1,36 кН. Еще интенсивнее (с учетом  $P_T$ ) возрастает суммарное усилие  $P_X$ .

В Таблице 3.7 и на Рисунке 3.16 приведены зависимости горизонтальных усилий  $P_C$ ,  $P_X$  и глубины внедрения  $h$  резца от коэффициента внутреннего трения  $f_2$ .

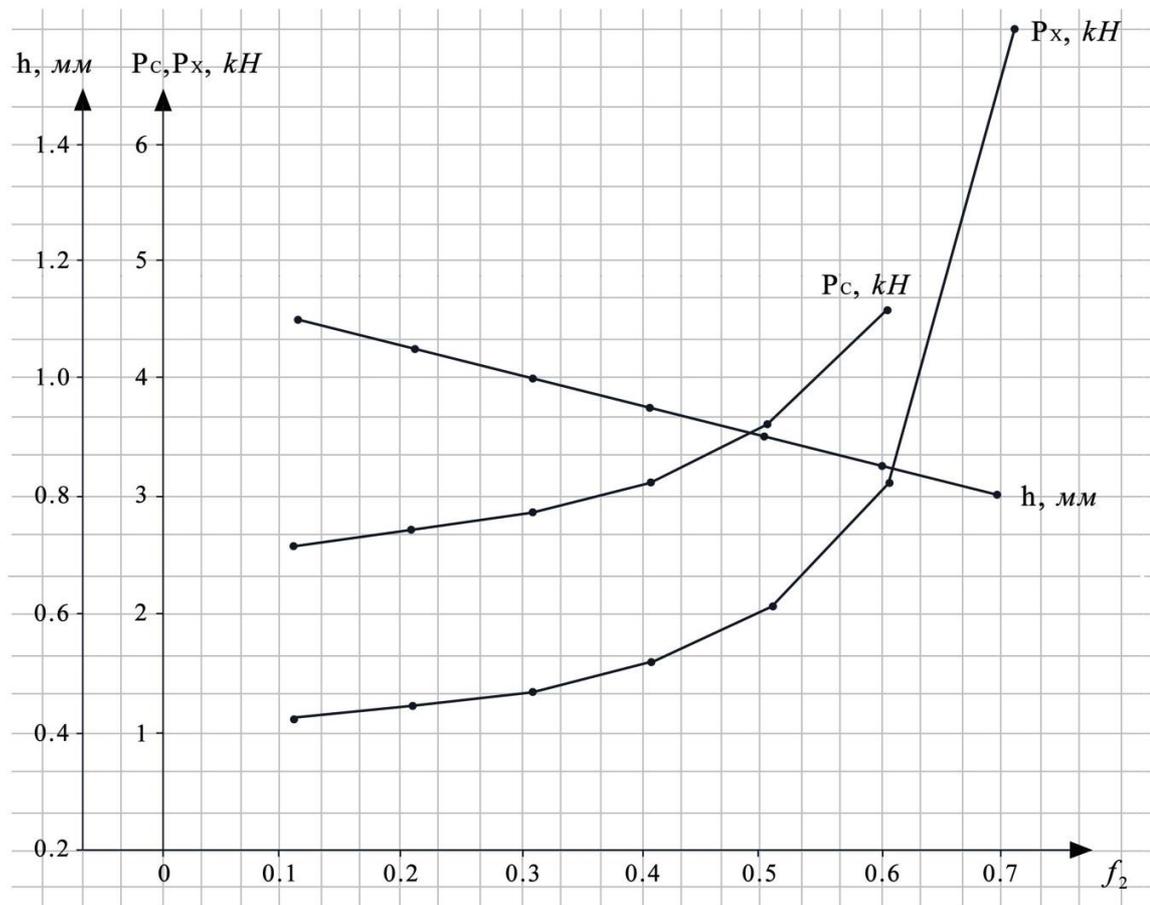


Рисунок 3.16 – Зависимость горизонтальных усилий  $P_C$ ,  $P_X$  и глубины внедрения  $h$  резца от коэффициента внутреннего трения породы

Из Таблицы 3.8 и на Рисунке 3.16 можно видеть, что зависимость горизонтальных усилий от коэффициента внутреннего трения выражена сильно и имеет вид круто возрастающей параболы. Так, если в интервале от 0,1 до 0,2 имеет место возрастание  $P_X$ , на 0,12 кН, то в интервале от 0,4 до 0,5 это возрастание равно уже 0,45 кН, а в последнем интервале оно достигает 3,91 кН.

Таблица 3.8 – Зависимость глубины внедрения резца и горизонтального сопротивления его продвижению от коэффициента внутреннего трения породы (прочие параметры:  $P = 3$  кН;  $\gamma = 15^\circ$ ;  $\sigma_0 = 24$  МПа;  $f_1 = 0,5$ ;  $b = 0,01$  м,  $\mu = 0,3$ ;  $\varphi_0 = 30^\circ$ )

$f_2$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7
$h$ , мм	0,91	0,86	0,81	0,76	0,71	0,66	0,61
$P_T$ , кН	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
$P_C$ , кН	1,12	1,24	1,40	1,66	2,11	3,10	7,01
$P_X$ , кН	2,62	2,74	2,90	3,16	3,61	4,60	8,51

Таким образом, демонстрируется преимущество метода использования компьютерных программ, которое обеспечивает детальное рассмотрение исследуемых параметров, влияющих на поведение первой модели бурения.

### 3.2.2 Вторая модель бурения, базирующаяся на совместном горизонтальном и вертикальном перемещении резца при разрушении забоя скважины

Эта модель разработана В. С. Владиславлевым [29]. Ее идея заключается в том, что индентор при его перемещении по поверхности породы постоянно сходит с уплотненного осевой нагрузкой (и не допускающего по этой причине дальнейшего внедрения) участка. Сдвигаясь и сдвигая стенку породы перед своей передней гранью, индентор переходит на соседний участок, который еще не успел деформироваться и уплотниться. Поэтому, попадая при вращении ПРИ каждый раз на новый участок, резец под действием все той же осевой нагрузки продолжает углубляться. Таким образом, круговое перемещение резца ПРИ по поверхности забоя сопровождается его внедрением, так что в итоге получается, что при вращении ПРИ резец движется по винтовой поверхности.

Согласно этой модели процесс бурения применительно к единственному резцу можно разложить на две неравные части:

- установленный на плоский забой резец (например, буровой коронки) совершает один оборот (переходный процесс);
- дальнейшее продолжение бурения (установившийся процесс).

В рамках переходного процесса после подачи на резец осевой нагрузки и частоты вращения он начинает углубляться. Его внедрение  $y$  от нуля (чему оно равнялось до подачи вращения) возрастает пропорционально пройденному пути  $x$ :

$$y = xt \operatorname{tg} \alpha, \quad (3.19)$$

где  $\alpha$  – угол наклона спирали.

Величина внедрения равна высоте стенки канавки перед передней гранью резца, которая постоянно увеличивается.

В рамках установившегося процесса, т. е. с момента, когда резец завершил первый оборот, высота стенки канавки становится постоянной и равной значению проходки на оборот  $y_{OB}$ . Эта величина представляет собой шаг спирали, по которой резец движется при углубке. Постоянство  $y_{OB}$  будет сохраняться при постоянстве угла  $\alpha$  наклона этой спирали, который, в свою очередь, зависит от осевой нагрузки, частоты вращения и прочности породы. Он остается постоянным при постоянстве всех этих факторов.

Если коронка оснащена не одним, а двумя резцами, (расположенными на равном расстоянии друг от друга по длине окружности), то момент начала установившегося движения и достижения постоянной высоты стенки канавки, наступит спустя только половину оборота. При этом высота этой стенки будет равна  $h = y_{OB} / 2$ , где  $y_{OB}$  – углубка на оборот.

Очевидно, что при наличии  $m$  равноотстоящих резцов постоянная высота канавки в общем случае будет равна

$$h = y_{OB} / m. \quad (3.20)$$

для ее достижения коронке будет достаточно сделать одну  $m$ -ную часть от полного оборота.

В соответствии с работой [21] тангенс угла  $\alpha$  наклона спирали, по которой движется резец в скважине:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{2q}{a\delta}, \quad (3.21)$$

где  $\delta$  – размер индентора в направлении его движения;  $q$  – интенсивность вертикальной нагрузки;  $a$  – жесткость пары индентор – порода.

Для возможности использования в расчетах применительно к конкретным условиям процесса углубки скважины, формула [2.21] требует уточнений. В частности, понятие жесткости (широко применяемое при расчете металлических стержней) требуется распространить на горную породу, находящуюся под воздействием внедряемого индентора. Поскольку жесткость резца должна быть на порядки выше жесткости горной породы (сравнить: твердый сплав и породы I – VII кат., или алмаз и остальные породы), то принято допущение, что резец состоит из абсолютно твердого материала. В этом случае в расчет берется только жесткость породы.

Согласно работе [16] нами принято:

$$a = \frac{E}{1 - \mu^2}, \quad (3.22)$$

где  $E$  и  $\mu$  – соответственно модуль Юнга и коэффициент Пуассона разрушаемой породы. То, что эта величина может быть использована в формуле (2.21), подтверждается тем, что ее размерность вместе с размерностью двух других, входящих в эту формулу, величин позволяет получить безразмерную величину, которой и является искомый тангенс  $\alpha$ .

Применительно к условиям работы ПРИ в буримой скважине

$$q = \frac{Q}{mb}, \quad (3.23)$$

где  $Q$  – осевая нагрузка на ПРИ;  $m$  – число резцов, перекрывающих ширину забоя;  $b$  – ширина забоя (по радиусу).

Исходя из формул (3.21) – (3.22), нами получена пригодная для практического применения формула углубки на один оборот ПРИ:

$$y_{OB} = x_{OB} \frac{2Q(1 - \mu^2)}{bmE\delta\lambda}, \quad (3.24)$$

где  $x_{об}$  – длина окружности вращения резца, приведенная к середине его ширины;  $\lambda$  – коэффициент, учитывающий стесненные условия работы резцов в скважине. Принимается  $\lambda = 1,38$  [21].

Механическая скорость бурения:

$$V_M = y_{об}n, \quad (3.25)$$

где  $n$  – частота вращения резца, 1/с.

Пример применения изложенной методики приведен в Таблице 2.9.

Таблица 3.9 – Зависимость углубки на оборот и скорости бурения от ширины резца  $\delta$  (его притупления) ( $E = 50\,000$  МПа,  $\mu = 0,3$ ,  $m = 4$ ,  $b = 9$  мм,  $x_{об} = 326$  мм (коронка 112 мм),  $Q = 10\,000$  Н,  $n = 100$  об/мин )

Притупление резца $\delta$ , мм	1,6	1,4	1,2	1	0,8	0,6	0,4	0,2
Углубка за оборот $y_{об}$ , мм	1,49	1,71	1,99	2,38	2,98	3,96	5,96	11,9
Скорость бурения $V_M$ , м/ч	8,96	10,2	11,9	14,3	17,9	23,8	35,8	71,4

Из таблицы можно видеть, что зависимость углубки на оборот от ширины площадки притупления выражена весьма сильно. Так, если в интервале  $\delta$  от 1,6 до 1,4 мм  $y_{об}$  возрастает на 0,22 мм, то в интервале от 1,0 до 0,8 мм возрастание равно уже 0,6 мм, а в последнем интервале оно достигает 5,94 мм.

При движении резец, преодолевая сопротивление породы, воздействует передней гранью на стенку своей канавки с силой

$$P = \sigma_{сд}bh, \quad (3.26)$$

где  $\sigma_{сд}$  – предел прочности породы на сдвиг,  $b$  – ширина канавки,  $h$  – высота канавки при установившемся процессе бурения.

На передней грани резца сила  $P$  вызывает силу трения, направленную вверх, противодействуя вертикальной нагрузке  $Q$

$$\tau = Pf, \quad (3.27)$$

где  $f$  – коэффициент трения резец-порода.

Таким образом, истинное значение осевой нагрузки

$$Q_{и} = Q - \tau. \quad (3.28)$$

Для нахождения по формуле (3.28) и затем по ней с помощью формулы (2.24) соответствующего истинного значения углубки за оборот  $y_{об}$ , необходимо уже знать это, еще неизвестное, истинное значение  $y_{об}$ , чтобы по нему найти  $h$  (формула 3.20))

и подставить его в формулу (3.26) – что представляет собой “порочный круг” и выглядит недопустимым.

Однако эту задачу можно решить приближенно – с любой потребной точностью – путем применения метода итераций, который входит в арсенал вычислительной математики. Он сводится к ряду повторных вычислений. В данном случае этот метод функционирует следующим образом:

а) с целью нахождения  $y_{OB}$  в формулу (3.24) подставляется номинальное значение нагрузки  $Q$ , найденное без учета сил трения  $\tau$ . Очевидно, что это значение будет являться завышенным. При завышенном ( $Q (Q > Q_{II})$ , рассчитанные с его помощью,) значения  $y_{OB}$ ,  $h$ , а также сил  $P$  и  $\tau$  окажутся также завышенными, а, значит, рассчитанное по ним с помощью формулы (2.28) уточненное  $Q_{II}'$  – заниженным ( $Q_{II}' < Q_{II}$ );

б) В формулу (3.24) подставляется найденное заниженное значение нагрузки  $Q_{II}'$ . Тогда значения  $y_{OB}$ ,  $H$ ,  $P$  и  $\tau$  будут также занижены, а рассчитанное по ним значение  $Q_{II}''$  – завышенным ( $Q_{II}'' > Q_{II}$ ).

Важно отметить, что второе завышенное значение окажется все же меньше, чем номинальное ( $Q_{II}'' < Q$ ), – использованное в пункте а. Иными словами, это значение будет ближе к  $Q_{II}$ .

Повторяя процедуру, представленную в пунктах а и б, мы будем получать чередование завышенных и заниженных значений, все ближе сходящихся к  $Q_{II}$ . Когда степень приближения окажется достаточной, т. е. погрешность нахождения  $Q_{II}$  будет удовлетворять выставленным требованиям, итерации прекращают, и значение, соответствующее последней итерации, принимают за искомое.

Для осуществления метода итераций составлена программа, в которой вычисления по формулам (3.20) – (3.28) осуществлялись в рамках программного цикла.

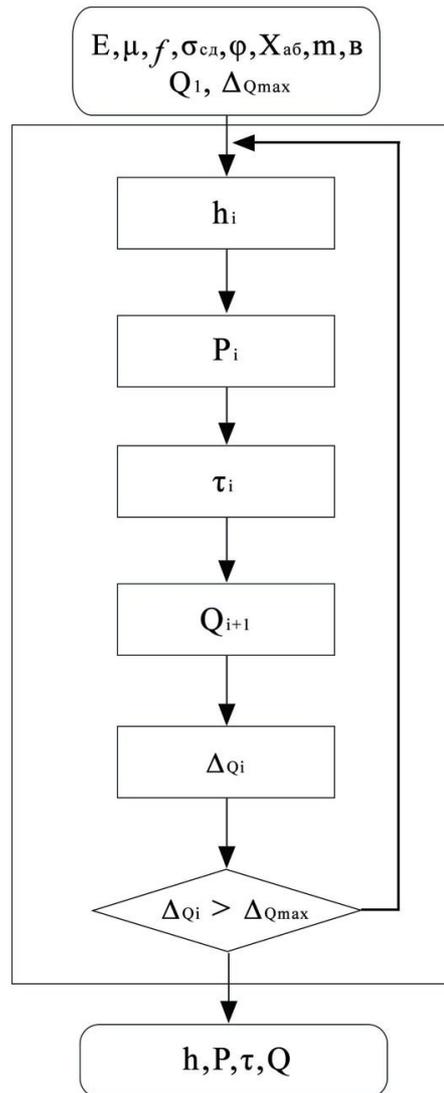


Рисунок 3.17 – Блок-схема программы расчетов согласно второй модели

Таблица 3.10 – Расчет истинного значения осевой нагрузки методом итераций.

$i$	$Q$ , Н	$\Delta Q$	$h$ , мм	$P$ , Н	$\tau$ , Н
1	10000	10000	2,986	5159	2838
2	7162	2830	2,138	3695	2032
3	7968	805	2,379	4111	2261
4	7739	228	2,311	3993	2196
5	7804	65	2,330	4026	2214
6	7786	18	2,325	4017	2209

Результат работы программы демонстрируется примером, представленным в таблице 3.10. Условия работы коронки – те же, что и для таблицы 3.9. Дополнительно принято:  $f = 0,55$  [17] и  $\sigma_{сд} = 48$  МПа. Расчет сделан для площадки притупления резца размером  $\delta = 0,2$  мм. Итерации прекращаются, если абсолютное значение  $\Delta Q = ABS(Q_{i+1} - Q_i) < 50$  Н.

В таблице  $i$ -номер итерации;  $Q$ , – осевая нагрузка на коронку;  $\Delta Q$  – погрешность, за которую принято абсолютное значение разности между последующим и предшествующим значениями нагрузки  $Q$ ;  $h$  – толщина снимаемого каждым резцом слоя породы;  $P$  – сопротивление горизонтальному перемещению резца;  $\tau$  – сила трения.

По Таблице 3.10 можно проследить, как расхождения между соседними значениями всех приведенных параметров уменьшаются с увеличением числа итераций, сходясь к их истинным значениям.

В программу введено максимально-допустимое абсолютное значение погрешности осевой нагрузки  $\Delta Q_{max} = 50$  Н, по достижении которого программа останавливается. Для первой строки ( $i = 1$ )  $\Delta Q = Q = 10\ 000$  Н, поскольку предшествующее значение принято за 0. Далее значения погрешности круто падают и для шестой итерации ( $i = 6$ )  $\Delta Q = 18$  Н, что меньше, чем 50 Н. По этой причине значения последней итерации и принимаются за истинные.

С учетом изложенного, были откорректированы данные Таблицы 2.10 (для тех же условий, что и в Таблицах 3.8 и 3.9).

В Таблице 3.10 и на Рисунке 3.19 показаны зависимости общей осевой нагрузки  $Q$ , углубки за оборот  $U_{OB}$  и горизонтального усилия  $P$  от величины притупления резца.

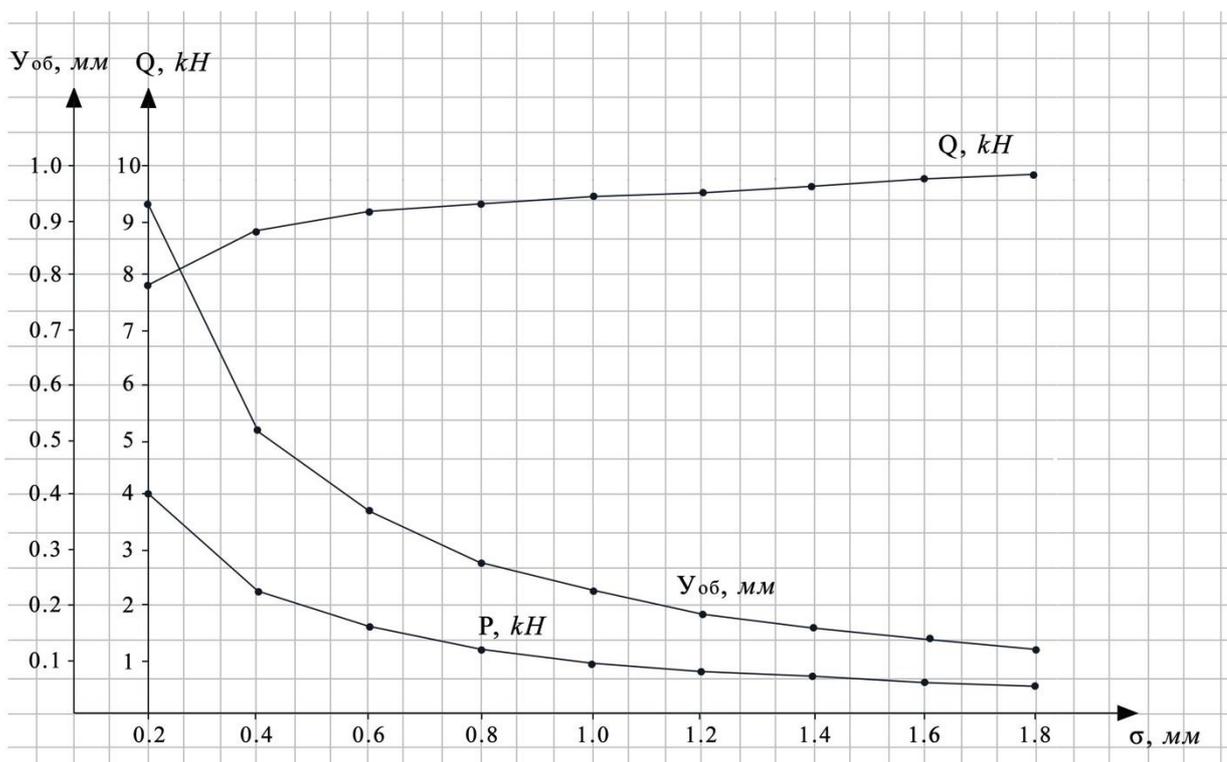


Рисунок 3.11 – Зависимость осевой нагрузки  $Q$ , углубки за оборот  $U_{OB}$  и усилия на передней грани резца  $P$  от притупления резца

Таблица 3.10 – Зависимость значений осевой нагрузки, углубки на оборот и скорости бурения от притупления резца с учетом сил трения

Притупление резца $\delta$ , мм	1,8	1,6	1,4	1,2	1	0,8	0,6	0,4	0,2
Осевая нагрузка $Q$ , кН	9,69	9,66	9,61	9,55	9,46	9,34	9,14	8,75	7,79
Углубка за оборот $U_{OB}$ , мм	1,29	1,44	1,64	1,90	2,26	2,79	3,64	5,23	9,30
Горизонтальная сила $P$ , кН	0,56	0,62	0,71	0,82	0,98	1,20	1,57	2,26	4,02
Сила трения $\tau$ , кН	0,31	0,34	0,39	0,45	0,54	0,66	0,86	1,24	2,21
Скорость $V_m$ , м/ч	7,72	8,65	9,84	11,4	13,6	16,7	21,02	31,4	55,8

Анализ Таблиц 3.10 и Рисунка 3.19 позволяет сделать вывод, что чем острее резец, тем сильнее тормозится его углубка, вследствие уменьшения осевой нагрузки, вызванного силой трения. Так, если для резцов с притуплением 1,60 мм по этой причине имеет место уменьшение скорости углубки всего на 3,5 % (с 8,96 до 8,65 м/ч), то у резцов с притуплением 0,2 мм оно составляет уже 21,8 % – с 71,4 до 55,8 м/ч. При этом можно убедиться, что, ввиду наличия пропорциональной зависимости, (см. формулу (2.24)) уменьшение скорости вызвано таким же по величине относительным уменьшением осевой нагрузки.

Причина вышеописанных соотношений в том, что согласно формуле (2.26) горизонтальное усилие  $P$  пропорционально  $U_{OB}$  и шагу  $h$  спирали траектории резца, которые растут с уменьшением площадки притупления  $\delta$ .

Общая необходимая нагрузка, действующая на резец, монотонно возрастает с ростом притупления резца  $\delta$ .

### 3.2.3 Обоснование и выбор рациональной модели работы породоразрушающего инструмента резцового типа

Модель, описанная в разделе 3.2.1.1. (“первая” модель), где процесс бурения рассматривается как два последовательно происходящих процесса: внедрение неподвижного резца и распространение за счет вращения зоны разрушения путем снятия слоя породы, равного внедрению, по нашему мнению, можно считать адекватной, когда используются такие способы бурения, которые состоят только из одних лишь внедрений либо близки к этому. Это имеет, например, место при шарошечном бурении, особенно – по крепким породам долотами, в которых смещение осей шарошек отсутствует. Сходная ситуация возникает и при ударно-вращательном бурении.

Что касается вращательного бурения – резания, то эта модель игнорирует тот факт, что внедрившийся на некоторую глубину резец, после придания ему горизонтального перемещения не сохраняет эту глубину, но продолжает внедряться. Очевидно, что в действительности именно внедрение в процессе вращения с

перемещением по спирали и составляет сущность бурения – резания. И этот процесс хорошо описывает модель, изложенная в разделе 3.2.2.2 (“вторая” модель).

В первой модели большое внимание уделено внедрению неподвижного резца в поверхность породы. Рассматриваются различные типы инденторов, особое внимание справедливо уделяется клиновому индентору с различными углами приострения. При этом в алгоритме его работы (формула (2.3)) не учитывается притупление резца, которое связано с износом, и часто задается специально во избежание поломок. Вместе с тем, образование кратера вокруг внедряемого резца удовлетворительно объясняет свободное прохождение последнего по мере углубления целевого забоя.

Вторая модель описывает бурение резанием породы как непрерывное углубление резца при одновременном его вращении, т. е. с перемещением последнего по винтовой поверхности. Во второй модели понятие внедрения, в том смысле, как оно рассматривается в предыдущей модели, вообще отсутствует. Вместо вдавливания индентора в поверхность забоя существует движение по наклонной линии, когда углубка зависит не только от прочностных характеристик породы, осевой нагрузки и формы резца, но и, не в последнюю очередь, от длины пробега. В условиях всестороннего сжатия вместо выкола фрагментов породы вокруг индентора имеет место по сути дела только сопротивление ее сдвигу (сколу) перед передней гранью резца. Наличие и величина притупления резца является здесь основным влияющим фактором.

Основным недостатком второй модели является то, что она учитывает при перемещении только сопротивление породы по передней грани движущегося резца, и не учитывает взаимодействия его боковых граней с разрушаемым массивом. Так как упомянутая модель вообще не учитывает внедрение, то это означает отсутствие образования кратера, а значит отсутствие расширения для свободного прохождения резца в углубляющийся целевой забой. Несмотря на различие двух моделей, есть и определенное сходство в технологии углублении скважины. Оно связано с углубкой на оборот и углубкой на резец.

В первой модели углубка на оборот (или на резец – при наличии у ПРИ нескольких перекрывающихся забой резцов) есть постоянная величина, заданная при внедрении резца перед подачей вращения. Но и во второй модели при установившемся режиме работы имеет место то же самое, поскольку  $h$  есть постоянный шаг спирали углубки.

Для сопоставления двух моделей с помощью ранее составленных компьютерных программ произведены расчеты, результаты которых приведены в нижеследующих Таблицах 3.11, 3.12.

Таблица 3.11 – Зависимость сопротивления перемещению, толщины снимаемого слоя породы и скорости бурения от осевой нагрузки для первой модели разрушения пород при бурении

$Q$ , кН*	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
$P_T$ , кН	0,25	0,5	0,75	1,00	1,25	1,50	1,75	2,00	2,25	2,50
$P_C$ , кН	0,17	0,33	0,50	0,65	0,81	0,96	1,12	1,27	1,42	1,56
$h$ , мм	0,16	0,30	0,44	0,56	0,68	0,80	0,91	1,01	1,11	1,21
$V$ , м/ч	3,78	7,25	10,46	13,52	16,39	19,13	21,74	24,24	26,65	28,98

\*В пересчете на один резец.

Таблица 3.12 – Зависимость сопротивления перемещению толщины снимаемого слоя породы и скорости бурения от осевой нагрузки для второй модели разрушения пород при бурении

$Q$ , кН*	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
$P_T$ , кН	0,08	0,16	0,25	0,33	0,41	0,50	0,58	0,66	0,74	0,82
$P_C$ , кН	0,16	0,33	0,50	0,66	0,82	0,99	1,15	1,32	1,48	1,65
$h$ , мм	0,19	0,38	0,57	0,76	0,95	1,14	1,34	1,53	1,72	1,91
$V$ , м/ч	4,58	9,16	13,74	18,32	22,90	27,48	32,06	36,64	41,23	45,81

Для обеспечения сравнимости у обеих моделей входные данные имеют те же самые значения. Это: предел прочности породы на скалывание (сдвиг)  $\sigma_{сд} = 24$  МПа, коэффициент Пуассона,  $\mu = 0,3$ , ширина резца вдоль радиуса вращения ПРИ  $b = 9$  мм, число перекрывающих забой резцов  $m = 4$ , частота вращения ПРИ  $n = 100$  об/мин и коэффициент трения резца о породу  $f_1 = 0,5$ .

Кроме того, у каждой модели есть по три специфических (отсутствующих у другой модели) параметра. У первой модели такими параметрами являются передний угол резца, принятый равным  $0^0$  (наиболее часто встречающееся значение), угол между образующей конической лункой скола и поверхностью забоя, равный  $30^0$  и коэффициент внутреннего трения порода-порода  $f_2 = 0,4$ .

Специфические параметры второй модели – это модуль Юнга породы  $E = 50\ 000$  МПа, ширина площадки притупления резца  $\delta = 0,6$  мм и длина средней окружности движения резца  $x_0 = 326$  мм (для коронки 112 мм).

Видно, что скорости бурения, рассчитанные по второй модели, выше, чем по первой. Если принять 8 кН за наиболее характерное для данных условий значение осевой нагрузки на коронку 112 мм (на каждый из 4-х резцов это составляет  $Q = 2000$  кН), то соотношение скоростей равно 1,36 ( $18,32/13,52=1,36$ ). Это соотношение растет с ростом нагрузок до 1,58 – для максимальных  $Q = 5\ 000$  кН (или 2 т на коронку).

Так как скорости углубки пропорциональны внедрению резцов  $h$ , то очевидно, что указанное соотношение вызвано тем, что, согласно первой модели внедрение резца осуществляется в условиях всестороннего сжатия, тогда как при второй модели резец углубляется, продвигаясь по забою, и встречая меньшее сопротивление, что и отражается в больших значениях  $h$ .

Интересно отметить, что сопротивление породы  $P_C$  (скалыванию или сдвигу) при продвижении резца по забою согласно обеим моделям практически одинаково (для случая, когда  $Q = 2000$  кН, по первой модели оно равно  $0,65$  кН, по второй –  $0,66$  кН), при том, что используемые формулы ((2.6) и (2.15) соответственно) отличаются весьма сильно и не все факторы, учтенные в одной из них, учтены в другой. Это говорит о том, что в целом применительно к  $P_C$  обе модели верны и непротиворечивы по отношению к своим исходным предпосылкам.

Из сравнения Таблиц 3.12 и 3.13 видно, что для  $Q = 2000$  кН соотношение сил трения  $P_T$  по первой и второй моделям практически равно трем ( $1,00/0,33=3,03$ ). Это же имеет место и при остальных нагрузках. Такое соотношение вытекает из основополагающего положения первой модели, согласно которому осевая нагрузка необходима только для создания лунки внедрения. При распространении зоны разрушения по поверхности забоя углубка не происходит и осевая нагрузка, по сути дела, в разрушении породы не участвует, т. к. ее скол перед резцом осуществляется с помощью усилия, создаваемого вращателем. При этом при движении резца по забою осевая нагрузка создает силу трения (формула (3.7)), противодействующую скалывающей силе. По своей величине  $P_T$  не менее, чем в 1,5 раза превышает  $P_C$ , и резко увеличивает затраты мощности на бурение.

Во второй же модели осевая нагрузка при движении резца по забою расходуется на его углубку, а не на трение скольжения кромки о поверхность забоя. Но при этом вертикально направленная  $P_T$ , заметно снижает фактически действующую на резцы осевую нагрузку.

Недостатком второй модели по сравнению с первой, можно было бы считать отсутствие влияния величины переднего угла резца. Согласно формуле (3.6) и Таблице 3.5 зависимость внедрения от него вполне ощутима. Однако в действительности можно усомниться, что наличие того или иного реально применимого переднего угла может ощущаться при работе резца, глубина внедрения которого составляет как правило доли миллиметра, и при этом на кромке резца еще имеются скругления, вызванные неизбежным износом.

Из изложенного следует, что вторая модель разрушения породы более объективно описывает процесс вращательного бурения резанием, как с точки зрения верного отражения сущности этого процесса (в чем первая модель явно не может быть признанной удовлетворительной), так и с точки зрения практического применения.

Эффективность применения второй модели повышается при бурении мягких пород, когда шаг винтовой поверхности значительно возрастает, что приводит к большей углубке забоя за оборот инструмента.

### Выводы по разделу 3

1. Установлено, что резцы породоразрушающих инструментов наиболее распространенной конфигурации (притупленный клин, сфера малого радиуса) под действием внешней нагрузки реализуют процесс разрушения горных пород под действием сдвиговых напряжений, максимальная величина которых возникает на определенной глубине под резцом.

2. Уточнены с помощью разработанных компьютерных программ следующие параметры первой модели бурения, базирующейся на разделении процессов внедрения резца и распространении области разрушения на весь забой скважины:

- установлен выполаживающийся характер зависимости глубины внедрения клинообразного резца от действующей на него нагрузки;

- установлено, что резец с тупым углом (более  $107^{\circ}$ ) ведет при внедрении как цилиндр с плоским основанием;

- установлены прямые пропорциональности между суммарным сопротивлением, действующим на резец, глубиной проникновения и сопротивлением сдвига от усилия внедрения;

- установлено, что величина горизонтальных усилий, действующих на резец, не зависит от прочности породы на скол, однако от этого показателя снижается глубина внедрения резца;

- установлено, что с повышением коэффициента трения на границе «резец-порода» необходимые горизонтальные усилия, действующие на резец, резко возрастают;

- установлена величина углубки за один оборот породоразрушающего инструмента при применении второй модели бурения, базирующейся на совместном вертикальном и горизонтальном перемещении резца по забою скважины. Величина углубки прямо пропорциональна действующей нагрузке за вычетом силы трения по грани резца, длине окружности вращения резца, и обратно пропорциональна ширине резцов, их количеству, модели упругости породы, размеру притупления резцов и коэффициенту, учитывающему стесненные работы ПРИ в скважине.

3. Используя метод итераций, составлена компьютерная программа, которая позволила оперативно найти и оценить следующие параметры:

- с ростом притупления резца усилие на передней грани резца и углубки за оборот монотонно уменьшаются, а необходимая осевая нагрузка возрастает с тенденцией к выполаживанию.

4. Проанализированы достоинства и недостатки первой и второй модели бурения. Первая модель имеет преимущества при описании процесса ударно-вращательного бурения, а также вращательного бурения резанием крепких пород. Вторая модель имеет несомненное преимущество при бурении резанием мягких и средней твердости пластичных пород.

## **4 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ РЕЗЦОВЫХ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ**

В настоящее время резцовые породоразрушающие инструменты как кольцевого типа (буровые коронки), так и для бурения сплошным забоем (буровые долота) в качестве рабочих элементов используют твердосплавные и алмазно-твердосплавные резцы (АТР). Долота РДС, вооруженные резцами АТР все шире применяются в мягких и средней твердости неабразивных породах и значительно сократили область эффективного применения шарошечных долот.

Совершенствование конструктивных параметров резцовых инструментов может осуществляться по нескольким направлениям: создание новых сверхтвердых материалов, стойких к абразивному износу; уменьшение энергоемкости формирования забоя за счет перераспределения энергии по конструктивным элементам ПРИ; создание дополнительных поверхностей обнажения в буримом массиве, которые способствуют снижению энергоемкости процесса, повышению производительности и стойкости инструментов.

Оставим решение первой проблемы крупным научным организациям, приведем свои соображения другим направлениям исследований.

### **4.1 Обоснование технических решений, направленных на рациональное распределение энергии, подводимой к лопастному долоту при бурении**

Все исследователи [16, 17, 19, 21, 74, 78, 79, 80] сходятся в том, что существует большое различие в характере реакции породы на воздействие индентора в поверхностных условиях (где проводятся опыты по установлению физико-механических свойств пород), и в условиях скважины, когда порода находится под действием гидростатического, гидродинамического и бокового геостатического давлений, т. е. в условиях всестороннего сжатия. Уже на относительно небольшой глубине пластично-хрупкие породы начинают изменять свои свойства в сторону увеличения пластичности. При глубинах, превышающих 1000 м, многие пластично-хрупкие породы становятся пластичными, когда вместо скалывания имеет место смятие и зона разрушения ограничивается отпечатком внедренной части резца. Прочность породы по сравнению с поверхностными условиями возрастает в разы. Так, С. С. Сулакшин [25] отмечает: “Исследования показали, что при одинаковой осевой нагрузке внедрение одиночного резца на свободной поверхности более, чем в 4 раза превышает глубину внедрения на забое”.

Кроме того, согласно С. С. Сулакшину, при одинаковых усилиях глубина внедрения резца при резании по центральной части поверхности образца более, чем в 4 раза меньше, чем по его краю”. Л. А. Шрейнером установлено, что при вдавливании штампа порода находится под действием всестороннего сжатия. Однако, если вдавливание имеет место у края образца, то в этом направлении сопротивление уменьшается, что способствует распространению трещин. Это положение подтверждают и зарубежные исследователи [22].

В АО «Волковгеология» [10] получила распространение технология бурения, при которой скважина глубиной 500 – 700 м проектным диаметром 161 мм первоначально бурится диаметром 132 мм с последующим расширением. Себестоимость скважины оказываются в ниже, чем если бы бурение сразу осуществлялось диаметром 161мм.

Причина в том, что при бурении диаметром 132 мм затраты естественно ниже, чем при 161 мм. При этом затраты на расширение – ввиду образовавшейся свободной поверхности – очень невелики, т. к. скорость расширения многократно превышает скорость бурения. Принцип создания свободных поверхностей использован в конструкции пикобура (Рисунок 3.18). При бурении долотом этого типа процесс создания скважины, как таковой, ведется только его нижним торцом, вооруженным резцами. При работе последнего создается врубная скважина, обеспечивающая дополнительную свободную поверхность, которая способствует уменьшению энергозатрат на разрушение для яруса резцов, расположенных выше. По сути, эти вышерасположенные резцы только расширяют скважину, удаляя уступ. Расширение до промежуточного диаметра этого первого (считая снизу) расширяющего яруса создает скважину, являющуюся свободной поверхностью для работы резцов второго расширяющего яруса и т. д.

Тот факт, что врубная скважина бурится малым диаметром, расширяет область применения пикобура с максимальной VI-й категории (как у обычных лопатных долот) до VII-й и даже VIII категорий буримости.

Как у всех долот сплошного забоя, при бурении пикобуром возникает проблема “зависания” долота на центральной точке забоя, т. е. периодическая остановка углубления вращающегося долота.

Для решения упомянутой задачи режущую кромку лезвия лопатного долота условно разделим по ее длине на произвольное число участков. При каждом обороте долота разные участки будут пробегать по окружностям, длины которых будут пропорциональны их радиусу, т. е. расстоянию от оси вращения долота. Максимальный путь будут пробегать резцы, расположенные с наружного края долота, резцы, расположенные вблизи центра пробегают все меньший путь, путь резца, расположенного на оси вращения, будет равен нулю.

Согласно теории разрушения по второй модели, углубка резца пропорциональна пути, пробегаемому им (формула (2.14)). Если бы упомянутые участки кромки лезвия были бы друг с другом не связаны, то, разные участки имели бы разную углубку за оборот и, тем большую, чем дальше от оси вращения они расположены. Но поскольку речь идет об участках единого целого, то углубка для всех его участков должна быть одинаковой. Такая равная углубка для резцов, пробегающих разный путь обеспечивается за счет перераспределения действующей на долото осевой нагрузки, когда последняя на режущей кромке растет по мере приближения к центру вращения. Это и является причиной “зависания” долота на его центральной части.

В качестве примера рассмотрим пикобур, приведенный на Рисунке 1.15 который имеет диаметр 132 мм. Он оснащен (в соответствии с практикой буровых работ АО «Волковгеологии») твердосплавными резцами, имеющими следующие размеры: 14 мм (высота) \* 10 мм (ширина)\* 4 мм (толщина), со скосом

(заострением) по ширине. Резцы имеют притупление  $\delta = 0,5$  мм. Как показано на Рисунке 1.15, пикобур имеет 4 лопасти. Лопасть нижней врубовой части оснащена тремя резцами, в расширяющих ярусах каждый уступ имеет по одному резцу. Как и в случаях, рассмотренных выше, бурение ведется по известнякам VII категории буримости, у которых  $E = 50\ 000$  МПа и  $\mu = 0,3$ .

Допустим, что механическая скорость бурения равна 10 м/ч, что при частоте вращения 100 об/мин дает проходку на один оборот 1,67 мм. Поскольку долото представляет собой жесткое целое, все резцы углубляются с одинаковой скоростью.

Посмотрим, какова осевая нагрузка, действующая на каждый резец. Используем с этой целью формулу (3.24). Преобразуем ее так, чтобы найти осевую нагрузку:

$$Q = \frac{y_{об} b E \delta \lambda m}{2x_{об}(1-\mu^2)} \quad (4.1)$$

В этой формуле примем  $m = 1$  (расчеты выполним для одной лопасти и отдельно для каждого ее резца).  $E = 50\ 000$  МПа примем только для резцов образующих вруб, для резцов расширяющих ярусов примем в 5 раз меньшее значение, т. е. 10 000 МПа. Длина окружности, по которой движется каждый резец с номером  $i$ :

$$x_{обi} = 3,14 * d_i \quad (4.2)$$

где  $i$  считается от оси скважины. Соответствующая окружность  $x_{обi}$  имеет диаметр  $d_i$ , найденный по середине резца.

Общая нагрузка на долото:

$$Q_d = m \sum_1^N Q_i, \quad (4.3)$$

где  $m$  – число лопастей,  $N$  – число резцов на лопасти.

Результаты расчета представлены в Таблице 4.1. Из таблицы видно, что интенсивность нагрузки на ближайший к центру долота резец весьма велика. От суммарной – формула (3.3) – нагрузки на лопасть, равной  $Q_{сум} = 16.13$  кН, нагрузка на резец номер 1 составляет 62 %. С ростом расстояния от центра нагрузка быстро убывает, но при этом на три резца врубовой части она составляет 83 % от общей нагрузки.

Таблица 4.1 – Распределение осевой нагрузки по резцам одной лопасти пикобура при углубке долота  $y_{об} = 1,67$  мм

Номер резца $i$	1	2	3	4	5	6
Диаметр $d_i$ , мм	10	30	50	70	90	122
Длина $x_{обi}$ , мм	31	94	160	220	283	383
Нагрузка $Q$ , кН	10,08	3,36	2,02	0,29	0,22	0,16

В рассматриваемом случае получаем, что вся нагрузка на долото с четырьмя лопастями  $Q_d = 64,52$  кН, т. е. более шести тонн, – такая нагрузка превышает прочность пикобура. Если же ее снизить до приемлемых размеров, то это приведет к соответствующему падению скорости углубки.

Из Таблицы 3.1 следует, что если бы каким-то образом удалось исключить центральные резцы, то можно было бы достичь той же скорости углубки при значительно меньшей нагрузке. Так, в рассматриваемом случае, убрав резцы номер 1 и номер 2, мы снизили бы требуемую для получения указанной выше скорости бурения 10 м/ч нагрузку на долото (согласно формулы (3.1.) при  $N = 4$ ) до 10,76 кН, т. е. в 6 раз.

Таким образом, в разрабатываемом пикобуре должны отсутствовать лопасти с вооружением, размещенным близко к оси вращения, т. е. необходимо формировать опережающую пилот-скважину малого диаметра (порода 30–40 мм) кольцевым забоем. Образующийся керн легко разрушается благодаря возникновению дополнительной свободной поверхности (боковая поверхность керна).

#### **4.2 Обоснование технических решений, направленных на создание лопастным долотом дополнительных поверхностей обнажения в буримом массиве**

Ранее в разделе 3 были выведены формулы (3.24) и (3.25) соответственно для реальной углубки за оборот  $U_{OB}$  и механической скорости бурения  $V_M$ . Последняя в развернутом виде с учетом упомянутых формул и формулы (3.29) будет равна:

$$V_M = U_{OB} n = 2 \pi R^2 (Q - \sigma_{cd} b h f) n / b m E \delta \lambda \quad (4.1)$$

где  $2 \pi R = X_{OB}$  – длина (средняя) окружности вращения резцов, приведенная к их середине.

Мощность на разрушение породы забоя по версии второй модели бурения с учетом формул (2.29) и (3.1) будет равна

$$N_{БУР} = P V_M = \sigma_{cd} h 4 \pi R (Q - \sigma_{cd} b h f) (1 - \mu^2) n / m E \delta \lambda. \quad (4.2)$$

Из (3.2) следует, что мощность на бурение снижается с уменьшением радиуса скважины и увеличением количества резцов. Это означает, что при бурении пилот-скважины нужно повышать энерговооруженность пилотной части инструмента, разместив на торце пилота наибольшее количество рабочих режущих элементов и бурить колонковую скважину возможно меньшим диаметром, но с учетом рекомендаций, высказанных в п. 3.1.

Следует отметить, что при формировании пилот-скважины образуются две дополнительные поверхности обнажения в буримом массиве: боковая поверхность керна и стенка пилот-скважины.

Наличие упомянутых поверхностей позволяет резко снизить энергоемкость разрушения как керна, так и кольцевой области околоскважинного массива. Обоснование такого явления приводится ниже.

В работе [57] показано, что эффективность механического воздействия породоразрушающего элемента на горную породу в значительной степени зависит от его положения по отношению к ограничивающим разрушаемый массив представляет полупространство, а воздействие на породу осуществляется через единственную свободную поверхность. Разрушение массива, имеющего несколько свободных поверхностей, принято называть сколом.

Энергоемкость разрушения пород средней твердости в режиме выкола по разным данным составляет 100–200 дж/см<sup>3</sup>. Энергоемкость разрушения пород при чистом сколе, когда вторая свободная поверхность имеет неограниченные размеры, составляет всего 0,5 дж/см<sup>3</sup> [80].

Разрушение выколом можно рассматривать как процесс формирования кольцевого забоя в массиве пилотом долота. Образовавшиеся свободные поверхности (боковая поверхность керна и стенки пилот-скважины) (Рисунок 3.1) способствуют разрушению керна и стенок пилот-скважины в режиме скола. При этом энергоемкость разрушения снижается в 2–3 раза [78] по сравнению с разрушением выколом (разрушение кольцевого забоя при формировании пилот-скважины).

В свете изложенного, процесс формирования скважины пикообразным долотом представляется следующим образом. Первоначально формируется пилот-скважина с образованием дополнительных свободных поверхностей в массиве. Дальнейшее углубление забоя вызывает контакт выбуриваемого керна с резцами кернолома. В результате столбик керна оказывается связан с массивом только своим основанием, что облегчает его разрушение и вынос продуктов разрушения струей промывочной жидкости. Одновременно резцы, расположенные на первой ступени лопастей расширителя, вступая в контакт с массивом, производят его разрушение и расширение скважины до промежуточного диаметра  $d_1$ . В работе [57] определено условие обрушения уступа в зависимости от отношения его ширины  $l$  к его высоте  $e$ :  $l \leq e$  или  $l \leq 2/3e$  (в зависимости от свойств породы. Дальнейшее углубление забоя скважины вызывает параллельно процессы разрушения керна, увеличения диаметра скважины и контакт резцов, расположенных на 2-ой ступени лопастей расширения, что вызовет расширение скважины до второго промежуточного диаметра  $d_2$  (Рисунок 4.1).

Дальнейшее углубление забоя скважины повторяет те же вышеупомянутые процессы с расширением скважины до номинального диаметра  $D_H$ .

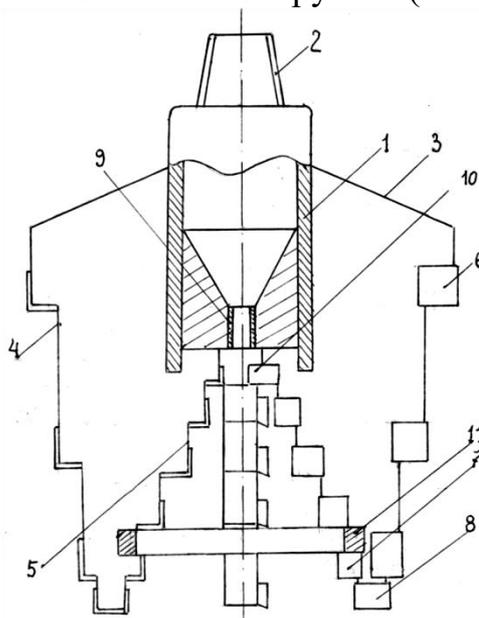
В связи с тем, что расширение скважины до номинального размера требует значительно меньше энергии, чем при глубине пилотом, лопасти расширителя на каждой ступени имеет всего по 4 резца PDC (по числу лопастей), несмотря на значительно большой объем разрушения массива.

### 4.3 Разработка нового пикообразного лопастного долота

Вышеупомянутая идея реализована в пикобуре, представленном на Рисунке 3.2, на который автором получен патент на изобретение [48]. В этом пикобуре центральные врубовые резцы отсутствуют, оставляя место для керна.

Известно, что керн легко разрушается, и обычно принимаются всевозможные меры для его сохранения. Но в данном случае керн в качестве геологической пробы, не нужен, т. к. выполняет чисто технологическую функцию, а именно – устранение зависания долота путем бурения пилот-скважины.

Из резцов на лопастях оставлены только те, которые соответствуют наружному краю вруба. Они отстоят достаточно далеко от оси скважины и поэтому работают на относительно низких осевых нагрузках (см. Таблицу 4.17).



1 – корпус; 2 – резьба; 3 – лопасть; 4 – уступ наружный; 5 – уступ внутренний; 6 – резец наружного уступа; 7 – резец внутреннего уступа; 8 – резец врубовый; 9 – насадка; 10 – кернолом; 11 – кольцо жесткости

Рисунок 4.2 – Пикобур с пилотом для формирования керна

Кернообразующие резцы 7 расположены на внутренних краях каждой из четырех лопастей 3 такими же ступенчатыми ярусами, как и резцы 6 на наружных краях пикобура. В результате резцы внутренних ярусов работают по тому же принципу, что и резцы ярусов наружных – образование дополнительной свободной поверхности при формировании керна.

Однако условия работы резцов внутренних ярусов еще более благоприятны, т. к. ввиду небольшого диаметра столбика керна развитию трещинообразования здесь практически ничего не препятствует. Поскольку с каждым вышерасположенным ярусом резцов диаметр керна все более уменьшается, то затраты энергии на его разрушение даже при уменьшающейся скорости вращения резцов стремятся к нулю.

Для бурения в относительно более крепких породах самый верхний ярус резцов содержит кернолом 10 (Рисунок 4.2), в котором один из двух, расположенных на противоположных лопастях резцов установлен ближе к оси вращения, чем второй, формируя таким образом усилие, действующее на керн “карандашного” диаметра на изгиб с его непременным сломом. В мягких и средних породах разрушению керна будет в существенной мере способствовать высокоскоростная струя бурового раствора, вытекающая из гидромониторной насадки 9.

При значительном выступании концов лопастей 3 по отношению к нижнему торцу корпуса 1 может возникнуть опасность их деформации в случае случайного превышения крутящего момента допустимого предела. Во избежание такой ситуации пикобур снабжен кольцом жесткости 11, связывающим все 4 лопасти друг с другом. Расположение и размеры кольца рассчитаны таким образом, чтобы не препятствовать вхождению в пикобур керна и удалению его фрагментов.

В целом можно уверенно констатировать, что благодаря наличию врубовой скважины и керна, резцы как наружных, так и внутренних ярусов пикобура, работают не на вдавливание и сжатие, а на сдвиг и скол. При этих видах деформации сопротивление сколу примерно в 10 раз меньше сопротивления сжатию [61].

#### **4.4 Разработка буровой коронки с пониженной энергоемкостью при формировании кольцевого забоя скважины**

Снижение энергоемкости разрушения пород за счет создания дополнительных свободных поверхностей и перехода от сжатия к менее энергоемкому способу разрушения, возможно реализовать и при бурении коронками.

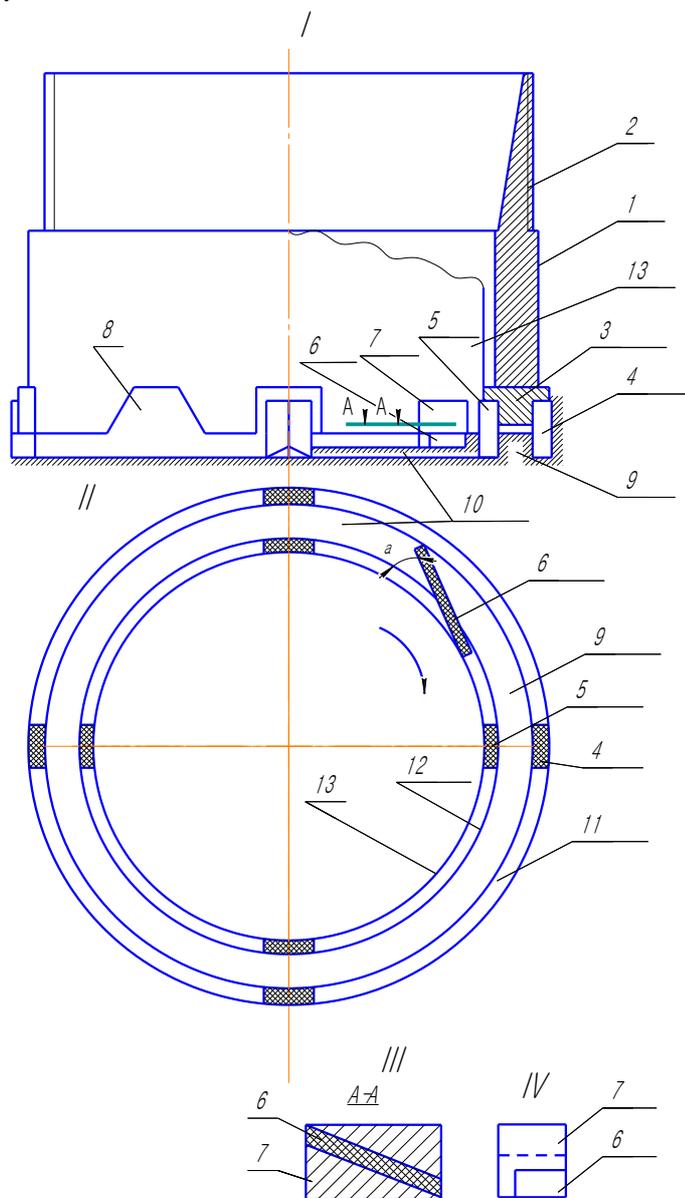
В показанном на Рисунке 4.3 устройстве, на которое автором получен патент от комитета по изобретениям Республики Казахстан [47], изображена коронка, имеющая только подрезные резцы (4 и 5) и полностью лишенная основных резцов. На месте расположения основных резцов при бурении образуется кольцевой выступ 9, высота которого по мере углубки возрастает. При достижении некоторой высоты кольцевой выступ вступает в контакт с твердосплавной пластиной 6, установленной по отношению к центральной окружности коронки под острым углом. Набегающий конец пластины располагается над кольцевой канавкой 12, образуемой внутренним подрезным резцом, а противоположный конец соответствует канавке 11.

В результате такого расположения, при контакте с выступом 9 пластина 6 оказывает на последний расклинивающее воздействие. Поскольку выступ с обеих сторон ограничен свободными поверхностями и имеет малую ширину, а также с учетом того, что предел прочности пород на сдвиг, скол и изгиб во много раз ниже, чем на сжатие, затраты энергии на разрушение кольцевого выступа окажутся малы по сравнению с затратами на разрушение периферийной части кольцевого забоя подрезными резцами.

С ростом высоты кольцевого выступа 9 увеличивается плечо изгиба при воздействии на него пластины 6, что снижает усилие, необходимое для слома. Для

увеличения плеча изгиба пластина отстоит от, создаваемого резцами, забоя на несколько миллиметров выше.

Выламываемый пластиной материал кольцевого выступа, благодаря наклонному положению пластины, сдвигается ею в направлении ближайшего промывочного окна 8.



I – коронка, вид сбоку; II – то же, вид снизу; III – разрез по А-А через пластину и ее держатель; IV – пластина с держателем, вид спереди (пунктиром обозначена глубина входа пластины в держатель); 1 – короночное кольцо;

2 – резьба; 3 – вставка-держатель резцов; 4 – наружный подрезной резец; 5 – внутренний подрезной резец; 6 – твердосплавная пластина; 7 – держатель пластины; 8 – промывочное окно; 9 – кольцевой выступ, впереди пластины; 10 – кольцевой выступ позади пластины; 11 – канавка от наружного резца; 12 – канавка от внутреннего резца; 13 – керн

Рисунок 4.3 – Коронка с уменьшенными затратами энергии на разрушение

Следует добавить, что описанный принцип работы коронки может оказаться особенно эффективным применительно к двойным колонковым снарядам, имеющим увеличенную ширину кольцевого забоя и, по этой причине, существенно более низкую скорость углубки.

В частности, на карагандинских угольных месторождениях бурение разведочных скважин в целях повышения скорости углубки по вмещающим угольный пласт породам (плотным сланцам) ведется одинарными колонковыми трубами и только при встрече угольного пласта переходят на двойные колонковые снаряды. Однако ввиду невозможности точно определить момент встречи угольного пласта, на практике во многих случаях вскрытие пласта фактически осуществляется одинарными колонковыми трубами с углубкой в пласт на глубину от 0,5 м до нескольких метров. И поскольку с помощью одинарных колонковых снарядов рыхлый угольный керн получить невозможно, то в итоге необходимое качество опробования не достигается, и скважина (обычно глубиной порядка 1000 м) относится в брак.

При наличии же коронки описанного типа необходимость в использовании одинарных колонковых труб вообще отпадает.

## Выводы по разделу 4

1. На основе теории второй модели бурения объяснено и математически оформлено явление «зависания» лопастного долота над центральной частью забоя скважины. Причина «зависания» долота – перераспределение осевой нагрузки в процессе бурения, когда большая ее часть перемещается в центральную осевую область вращения долота.

2. Проанализированы причины уменьшения прочности породного массива при создании дополнительных поверхностей обнажения в процессе бурения. Показано, что облегчение разрушения породного уступа при переходе с бурения пилот-скважины малого диаметра на ее расширение до большего диаметра происходит за счет замены сжимающих напряжений, которые проявились ранее при формировании пилот-скважины, на сдвиговые напряжения, прочность от которых большинства горных породкратно ниже по сравнению с сжатием.

3. С учетом установленных причин, указанных в п.п. 1, 2 предложено и запатентовано в РК лопастное пикообразное долото, у которого предусмотрен пилот кольцевого типа для бурения с отбором керна, который за тем размывается струей бурового раствора, и разрушается внутренними ступенчатыми резцами, и ступенчатые лопасти с рабочими элементами для увеличения диаметра скважины до номинального размера.

4. Для снижения энергоемкости формирования кольцевого забоя при колонковом бурении предложена буровая коронка, имеющая только внутренние и наружные подрезные резцы, которые при бурении формируют кольцевой породный выступ. При достижении последним определенной высоты, он начинает контактировать с твердосплавной пластиной, установленной к внутреннему диаметру короны под острым углом. Пластина оказывает на кольцевой уступ раскливающие действия, ломает его, а обломки выносятся через промывочные окна коронки.

## 5 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ И ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ ИСПЫТАНИЕ РАЗРАБОТАННОГО ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО БУРОВОГО ИНСТРУМЕНТА

### Испытания пикообразного лопастного долота и ожидаемая эффективность от его применения

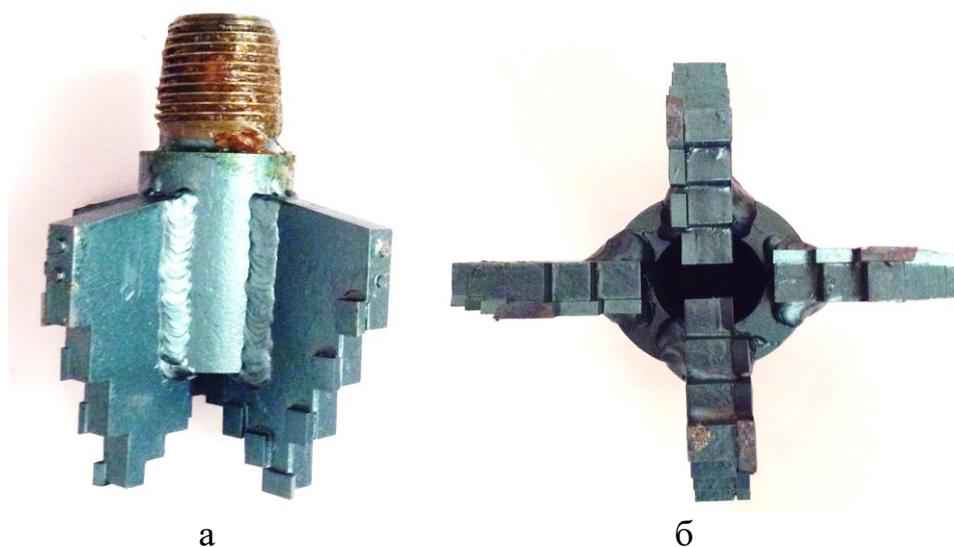
Для оценки эффективности разработанного пикообразного долота были проведены сравнительные испытания с известным стандартным пикобуром, применяемые при бурении геотехнологических скважин с целью разведки и добычи уранового сырья.

#### 5.1 Методика испытаний пикообразного долота

Сущность методики сравнительных испытаний заключалась в измерении скорости бурения скважин в одинаковых условиях, т. е. глубина скважин должна иметь одну и ту же величину при бурении обоими инструментами. Кроме того, скважины должны быть одного диаметра при одинаковых параметрах технологического режима одной и той же буровой установкой.

С учетом вышесказанных требований в период 10–17 декабря 2018 г. на территории научно-производственной компании «Антикор» были проведены сравнительные испытания двух пикообразных лопастных долот:

- стандартного, нового, не бывшего в работе пикобура, изготовленного в механических мастерских АО «Волковгеология» и применяемого для бурения геотехнологических скважин на объектах вышеупомянутой организации;
- разработанного в рамках выполнения задач диссертационной работы докторанта Байбоз А.Р., запатентованного в РК пикообразного долота (Патент Республики Казахстан № 33077);



а – общий вид, б – вид с торца

Рисунок 5.1 – Опытный разработанный пикобур конструкции КазННТУ

Пикобур новый, не бывший в работе, изготовлен компанией ТОО «Завод многопрофильного оборудования» (г. Петропавловск, СКО, РК).

Таблица 4.1 – Технические характеристики пикобуров

Параметры пикобуров	наименование пикобуров	
	стандартный, АО «Волковгеология»	запатентованный, КазННТУ
Диаметр бурения, мм	161	161
Количество лопастей	4	4
Кол. Ступеней на лопастях, оснащенных твердосплавными резцами марки ВК-8	11	6
Длина, мм	210	210
Диаметр центрального осевого отверстия, мм	-	60
Масса, кг	3,5	3,5

Сравнительные испытания осуществлялись путем бурения скважин в цементных блоках размерами 700x800x1000 мм; всего были изготовлено 5 блоков указанного размера. Состав блоков: из смеси цемента М400 и песка (30 %) и воды (40 %). Смесь заливалась в опалубки и выдерживалась в течение двух недель после схватывания.

Методика бурения заключалась в следующем. Первоначально на блоках намечались 2 линии, отстоящие от длинных граней блоков на 300 мм. Вдоль каждой из упомянутых линий намечались точки забуривания пикобурами (по 3 точки, отстоящие друг от друга на 250 мм и на такую же величину от коротких граней 200x700 мм). С учетом того, что было изготовлено 5 блоков, всего по каждой линии намечены точки для бурения 15 коротких скважин глубиной 700 мм каждым испытываемым пикобуром.

Для бурения использовалась самоходная буровая установка УРБ-2А-2. Основные технические данные установки приведены ниже:

- номинальная глубина бурения, м – 200;
- начальный диаметр скважины, мм – 190;
- конечный диаметр скважины, мм – 93;
- угол наклона скважины, град – 90;
- диаметр применяемых бурительных труб, мм – 50; 60,3; 73;
- частота вращения, об/мин – 140; 225; 325;
- система подачи – гидравлическая;
- максимальное усилие подачи вниз, кН – 26;
- максимальное усилие подачи вверх, кН – 40;
- Длина хода подачи, мм – 5 200;
- Привод установки – привод автомобиля ЗИЛ-131;
- Мощность двигателя – 45 кВт;

- Тип бурового насоса – НБ-32;
- Высота до оси кран-блока, м – 8.37;
- Масса установки, т – 10,08.

Буровой снаряд состоит из следующих элементов: пикобур, переходник, УБТ диаметром 89 мм, длиной 2 м (масса 75 кг), переходник и бурильные трубы диаметром 60,3 мм длиной 2,5 м, всего длина снаряда со всеми элементами была равна 5,6 м, общая масса 125 кг.

Контроль за параметрами режима бурения устанавливался следующей регистрирующей аппаратурой:

- измеритель осевой нагрузки на породоразрушающий инструмент МКН-2;
- манометр за давлением масла в гидросистеме МИД-1;
- манометр для регистрации давления в нагнетательной линии бурового насоса;
- расходомер промывочной жидкости ЭМР-1;
- буровой секундомер-спидометр конструкции КазИМС.

Опытное бурение (Рисунок 4.2) проводилось в следующей последовательности: первоначально бурились все 15 скважин с помощью стандартного пикобура конструкции АО «Волковгеология», затем к тому же буровому снаряду присоединяется запатентованный пикобур конструкции КазНИТУ, и проводилось бурение упомянутым инструментом.



Рисунок 5.2 – Забуривание скважины опытным пикобуром

Параметры технологического режима поддерживались одинаковыми при использовании обоих пикобуров и имели следующие величины:

- частота вращения долота, об/мин – 325;

- осевая нагрузки, кН – 20;
- расход промывочной жидкости (воды), л/с – 5.

В процессе опытного бурения (все скважины бурились на глубину 0,7 м) фиксировалось время бурение каждой скважины (в секундах). Результаты опытных сравнительных испытаний пикобуров представлены в Таблице 4.1.

Таблица 5.1 – Результаты сравнительных опытных испытаний пикобуров

Время бурения каждой скваж., сек	Тип пикобура	номера скважин													
		1	2	3	4	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	Разработанный КазНиту	36	34	39	31	36	34	37	38	32	35	36	35	38	36
Стандартный АО «Волковгеология»	46	45	44	40	42	43	46	47	48	44	44	43	42	44	

Из полученных опытных данных следует, что опытный, запатентованный пикобур конструкции КазНИТУ имени К. И. Сатпаева показывает устойчиво, стабильно более высокую производительность бурения, чем стандартный применяющийся пикобур АО «Волковгеология». Осмотр вооружения обоих пикобуров показал, что твердосплавные резцы были не затуплены, что объяснялось низкой твердостью и абразивностью цементного камня.

## 5.2 Результаты испытаний пикообразного долота и их обработка

Обозначим скорость бурения скважин стандартным пикобуром –  $Y$ , скорость бурения новым, разработанным пикобуром – через  $X$ . Упомянутые скорости определяются по формулам:

$$X = (S / t_1) 3600 \text{ м/ч}, \quad Y = (S / t_2) 3600 \text{ м/ч} \quad (S = 0,7 \text{ м} - \text{глубина скважины}, \\ t_1 - \text{время бурения скважины}, t_2 - \text{время бурения скважины}).$$

Вычисленные скорости  $X$ ,  $Y$  указаны в стандартной методике в Таблице 4.2. Обработка результатов испытаний приводилась по [31, 32, 33, 84].

Таблица 5.2 – Скорости бурения 15 скважин сравниваемыми пикобурами

Пикобуры	бурения каждой скважины															Средние скорости
	70	74,1	64,6	81,3	66,3	70	74,1	68,1	66,3	78,7	72	70	72	66,3	70	
$X$	70	74,1	64,6	81,3	66,3	70	74,1	68,1	66,3	78,7	72	70	72	66,3	70	$X_{CP} = 70,6$ м/ч
$Y$	54,8	56	57,3	63	60	58,6	54,8	53,6	56	52,5	57,3	57,3	58,6	60	57,3	$Y_{CP} =$ 57 м/ч

В этой же таблице указаны средние скорости бурения  $X_{CP}$ ,  $Y_{CP}$  обоими пикобурами, которые определялись по формулам:

$$X_{CP} = \Sigma X_i / n ; \quad Y_{CP} = \Sigma Y_i / n \quad (5.1)$$

где  $n$  – число скважин, пробуренных каждым пикобуром.

Разность средних скоростей  $\Delta = X_{CP} - Y_{CP} = 70,6 - 57 = 13,6$  м/ч.

Определяются дисперсии величин  $X$  и  $Y$  по формулам:

$$D_X = \Sigma (X_K - X_{CP})^2 / (n - 1) \quad (5.2)$$

$$D_Y = \Sigma (Y_K - Y_{CP})^2 / (n - 1) \quad (5.2)$$

Подставляя исходные данные из Таблицы 5.2 в формулу (5.2, 5.3) получили:

$$D_X = ( 0,6^2 + 3,5^2 + 6^2 + 10,7^2 + 4,3^2 + 0,6^2 + 3,5^2 + 2,5^2 + 4,3^2 + 8,15^2 + 1,2^2 + 0,6^2 + 1,2^2 + 0,6^2 + 1,2^2 + 4,3^2 + 0,6^2 ) / (15 - 1) = 22,8$$

$$D_Y = ( 2,2^2 + 1^2 + 0,3^2 + 6^2 + 3^2 + 1,6^2 + 2,2^2 + 3,4^2 + 1^2 + 4,5^2 + 0,3^2 + 0,3^2 + 1,6^2 + 3^2 + 0,3^2 ) / (15 - 1) = 7,02$$

Определяем действительный критерий Стьюдента:

$$t\alpha_D = \Delta / \sqrt{ D_X/n + D_Y/n } \quad (5.3)$$

Подставляя ранее определенные значения  $\Delta$ ,  $D_X$ ,  $D_Y$  и  $n$  в формулу 4.3 получили:

$$t\alpha_D = 16,6 / \sqrt{ ( 22,08 / 15 + 7,02 / 15 ) } = 9,78$$

Определяем число степеней свободы  $f_1 = n_1 + n_2 - 2 = 15 + 15 - 2 = 28$ .

По Таблице 2 работы [84] определяем табличные значения критерия  $t_\alpha$ , которое в данном случае при вероятности  $P = 0,9$  и  $f_1 = 28$  равно  $t\alpha_T = 1,701$ .

Так как  $t\alpha_D > t\alpha_T$  ( $9,78 > 1,701$ ), то различие в двух выборках весьма существенно.

Таким образом доказано, что новое разработанное запатентованное пикообразное долото показало производительность на  $(70,6 - 57 / 57) 100 \% = 24 \%$  больше, чем стандартный применяемый пикобур.

Что касается очень высоких скоростей, полученных в эксперименте, то они объясняются, во-первых, низкой твердостью и абразивностью буримого цементного камня, а во-вторых, малой глубиной бурения.

Тем не менее, опытное бурение показало вполне очевидное преимущество нового пикобура перед стандартным пикобуром. Очевидно, это преимущество будет сохраняться при бурении более твердых и абразивных пород.

### 5.3 Расчет ожидаемого эффекта от внедрения разработанного запатентованного пикобура

Обычно экономическая эффективность рассчитывается по типовой методике [84]:

$$\mathcal{E} = [ (C_C + E K_C) - (C_H + E K_H) ] V \quad (5.4)$$

где  $\mathcal{E}$  – годовой экономический эффект, тенге;

$C_C, C_H$  – себестоимость 1 м бурения «новым» и «старым» пикобурами, тенге/м;

$K_C, K_H$  – удельные капитальные вложения соответственно в старую и новую технику;

$E$  – коэффициент сравнительной эффективности;

$V$  – годовой объем буровых работ пикобурами.

Можно принять  $E K_C = E K_H$ . Тогда (4.4) примет вид

$$\mathcal{E} = [ (C_C - C_H) ] V \quad (5.5)$$

По данным АО «Волковгеология» стоимость 1 м бурения пикобурами по мягким породам составляет  $C_C = 6\,500$  тг/м, а средний объем выполненных работ одним станком ЗИФ-1200МР в месяц составляет в среднем  $V_C = 2500$  м/мес.

Этот выполненный объем стоит

$$G = C_C V \quad (5.6)$$

или, подставляя данные в (5.6), получим

$$G = 6500 \cdot 2500 = 16\,250\,000 \text{ тенге.}$$

С учетом результатов сравнительных испытаний можно с уверенностью утверждать, что запатентованный пикобур показал более высокую производительность, составляющую в среднем 24 %. Но, т. к. испытания были лабораторными, а расчет носит ожидаемый, прогнозный характер, примем, что производительность бурения «новым» пикобуром увеличилась лишь на 10 %, т. е. она составит:

$$V_H = V_C + 0,1 V_C. \quad (5.7)$$

Тогда с учетом (4.7) новая себестоимость 1 м бурения «новым» пикобуром будет:

$$C_H = G / (V_C + 0,1 V_C), \text{ тг/м} \quad (5.8)$$

или, подставляя соответствующие данные в (5.8), получим:

$$C_H = 16\,250\,000 / (2500 + 250) = 5\,910 \text{ тенге/м.}$$

Тогда ожидаемая эффективность при внедрении нового пикобура составит:

$(6500 - 5910) \cdot 2500 = 1\,475\,000$  тенге на станок в месяц.

#### **5.4 Испытания запатентованного пикобура при бурении геотехнологических скважин на месторождении Буденовское**

Разработанный запатентованный пикобур под маркой ПК-1 прошел производственные испытания при бурении геотехнических скважин на месторождении Буденовское. Геолого-технический наряд на сооружение закачной скважины глубиной 640 м показан на Рисунке 5.3. Для создания конструкции скважины бурение осуществлялось пикобуром диаметром 161 мм с последующим расширением до номинального диаметра 190 мм. Буровой снаряд, включая бурильные трубы муфто-замкового соединения, утяжеленной трубы (УБТ) диаметром 146 мм и длиной 8 м, переходники и пикообразное долото. Для привода снаряда использовалась передвижная буровая установка БПУ-1200 конструкции АО «Волковгеология» (Рисунок 5.4).

Основными узлами установки являлись буровой станок ЗИФ1200МР, шпиндельный вращатель которого заменен на вращатель роторного типа, и буровой насос НБ-80. Геологический разрез представлен плотными глинами и песками. Было испытано два экземпляра пикобура ПК-1.

При бурении подтверждались следующие параметры технологического режима:

- осевая нагрузка на забой изменялась в интервале от 2 кН до 6 кН;
- частота вращения бурового снаряда – 350 об/мин;
- расход глинистого раствора (подача насосов) – 210 л/мин;

при следующих его параметрах:

- плотность – 1220 кг/м<sup>3</sup>;
- условная вязкость – 30 сСт;
- водоотдача – 5–10 см<sup>3</sup> за 30 мин.

Первым пикобуром ПК-1 было пробурено всего 368 м, (в т. ч. 28 м – при добурировании одной скважины и 340 м – при бурении другой). При средней скорости углубки 13,2 м/с, что практически равнялось средней скорости при использовании серийного пикобура конструкции АО «Волковгеология», однако при использовании экспериментального долота ПК-1 нагрузка на забой была на 40 % меньше, что свидетельствует о снижении энергоемкости разрушения забоя скважины. При бурении интервала от 0 до 340 м в другой технологической скважине в отрезке упомянутого интервала пикобур вышел из строя при бурении песчанников.

Осмотр поднятого на поверхность инструмента показал, что целиком отделялись от наружных ярусов пикобура 10 из 12 твердосплавных резцов ВК-8 размером 14x10x4 мм. Два оставшихся резца были обломаны. Что касается внутренних «керновых» ярусов, то их резцовые вооружения сохранились в хорошем состоянии.

Вторым экспериментальным пикобуром ПК-1 был пройден интервал от 0 до 320 м, затем инструмент вышел из строя по той же причине – некачественное закрепление твердосплавных резцов на ярусах наружных ступенчатых лопастей.

Тем не менее, проходка показанная при испытаниях экспериментальных пикобуров (368 м и 320 м) оказалась выше соответственно на 31 % и 14 %, чем в среднем показывают серийные пикобуры АО «Волковгеология». Для улучшения конструкции пикобуров ПК-1 рекомендовано обеспечить надежное закрепление твердосплавных резцов на лопастях и выпустить опытную партию инструментов в количестве 10 штук, и провести сдаточные испытания с расчетом реального экономического эффекта.

"УТВЕРЖДАЮ"  
Главный геолог ТОО "Каратау"

" " " 20 г.

"УТВЕРЖДАЮ"  
Главный инженер "Русбурмаш"

" " " 20 г.

ГЕОЛОГО-ТЕХНИЧЕСКИЙ НАРЯД  
на сооружение откачной скважины, блок № \_\_\_\_\_

1. Буровая установка \_\_\_\_\_ 4. Проектная глубина \_\_\_\_\_ 6. Скважина начата " " " 20 г.  
2. Вышка, мачта \_\_\_\_\_ 5. Углы заложения: азимутальный \_\_\_\_\_ 7. Скважина окончена " " " 20 г.  
3. Бурильный трубы \_\_\_\_\_ зенитный \_\_\_\_\_

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ					ТЕХНИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ												
Глубина, м.	Геологическая колонка	Краткая характеристика пород	Мощность слоя, м.	Проектное положение фильтра		Интервал гидроизоляции, гравийной обсыпкой	Конструкция скважины	Компановка бурового снаряда	Скорость вращения шпинд. об/мин.	Осевое давление МПа кг.	Вид, параметры промыв. жидкости л/мин давл. кг/см	Примечание					
				от	до												
30		Пески мелкозернистые карбонатизированные с прослоями карбонатизированных глин.	30				<p>При бурении пилот-скважины в интервале 0-490м, 3-х лопастной пилобур <math>d=161</math>мм, УБТ-89мм, 8-12м, УБТ-73мм, 8-12м, СБТМ-50</p> <p>При разбурке</p> <p>При бурении пилот-скважины в интервале 0-400м, 231-288 об/мин</p> <p>При разбурке 136 - 288 (2-4 ск.)</p> <p>При бурении пилот-скважины в интервале 0-490м Р=400-500кгс</p> <p>При разбурке - вес бурового снаряда</p>	<p>ПРИ БУРЕНИИ ПИЛОТ-СКВАЖИНЫ В ИНТЕРВАЛЕ 490-670м, ПРИБИТ <math>d=141</math>; 132мм, УБТ-89мм, 8-12м, УБТ-73мм, 8-12м, СБТМ-50</p> <p>Шарошечное долото <math>\varnothing 161</math>- 215-295 мм., УБТ- 89мм, 8-12м, УБТ-73мм, 8-12м, СБТМ-50</p> <p>При бурении пилот-скважины в интервале 400-670м, 166-231 об/мин</p> <p>При бурении пилот-скважины в интервале 490-670м, Р=200-400кгс</p>	<p>Глинистый раствор <math>\rho=1,22-1,25</math> г/см<sup>3</sup> <math>T=22-24</math> сек. В=15-20 см/30 мин <math>P=20-30</math></p> <p>Тех. вода <math>\rho=1,0-1,05</math> г/л <math>T=20-25</math> сек. В=15-20 см/30 мин <math>P=40-50</math></p> <p>Глинистый раствор, обработанный КМЦ <math>\rho=1,22-1,25</math> г/см<sup>3</sup>, <math>T=22-24</math> сек. В=15 см/30 мин</p>	<p>1. Отклонение скважины не больше 1 метра на 100 м.</p> <p>2. Интервал установки фильтров и цементного моста задает геолог по данным каротажа. Допустимое отклонение фактического интервала посадки фильтра от заданного 1 м.</p> <p>3. Верхняя часть фильтровой колонны выполняется фильтрами КДФ-118. Соотношение фильтров разной скважности задается дополнительно по данным каротажа.</p> <p>3. Разъёмные соединения обсадных труб при обсадке смазывать клеем "Тангит"</p> <p>4. После обсадки производится токовый каротаж на правильность установки фильтров и целостность колонны.</p> <p>5. Гидроизоляция затрубного пространства гелецементным раствором в интервале 50-540 м. Интервал 0-10 м использовать микозит.</p> <p>6. Цементация в интервалах 280-330 и 540-580 м. Интервалы цементации могут варьироваться по усмотрению геолога.</p> <p>7. При самоизливе применять утяжелённый глинистый раствор удельным весом 1,25-1,27 г/см<sup>3</sup>.</p>							
100		Глины карбонатизированные с прослоями песка															
300		Пески мелкозернистые		Возможен самоизлив													
350		Пески мелкозернистые	50														
400		Глины плотные горизонтально слоистые															
450		Глины плотные горизонтально слоистые															
480		Пески мелкозернистые	20	Возможен самоизлив													
490		Пески мелкозернистые															
500		Пески мелкозернистые															
510		Пески среднезернистые с прослоями разнозернистых, прослоями и обрывками песчаников.															
520		Пески среднезернистые с прослоями разнозернистых, прослоями и обрывками песчаников.															
530		Пески среднезернистые с прослоями разнозернистых, прослоями и обрывками песчаников.															
540		Глина															
550		Пески среднезернистые с прослоями разнозернистых песков и мало-, мощными прослоями глин.															
560		Глина															
570		Пески среднезернистые с прослоями мелкозернистых, реже разнозернистых с гравием песков. Отмечаются прослойки глин до 1,5 м.															
580		Пески среднезернистые с прослоями мелкозернистых, реже разнозернистых с гравием песков. Отмечаются прослойки глин до 1,5 м.															
590		Пески среднезернистые с прослоями мелкозернистых, реже разнозернистых с гравием песков. Отмечаются прослойки глин до 1,5 м.															
600		Пески среднезернистые с прослоями мелкозернистых, реже разнозернистых с гравием песков. Отмечаются прослойки глин до 1,5 м.															
610		Пески среднезернистые с прослоями мелкозернистых, реже разнозернистых с гравием песков. Отмечаются прослойки глин до 1,5 м.															
620		Пески разнозернистые с гравием, гравий песчаный.															
670		Песок среднезернистый															
670		Пески разнозернистые с прослоями среднезернистых песков.															

От "Каратау":  
Технолог по бурению и ремонту скважин \_\_\_\_\_  
Геолог \_\_\_\_\_

От СП "Русбурмаш"  
Начальник бурового участка \_\_\_\_\_  
Буровой мастер \_\_\_\_\_

Рисунок 4.3 – Геолого-технический наряд на сооружение закачной геотехнологической скважины (месторождение Буденовское) [88]



Рисунок 5.4 – Буровая установка БПУ-1200 конструкции АО «Волковгеология»

## Выводы по разделу 5

1. Проведены сравнительные испытания, применяемого на производстве, пикобура для бурения геотехнологических скважин и, разработанного и запатентованного, пикобура новой конструкции. Испытания проводились на цементных блоках, позволяющих бурить скважины диаметром 161 мм и глубиной 0,7 м. Каждым пикобуром пробурено 15 скважин.

2. Применяемая буровая установка УРБ-2А-2 обеспечивала бурение в рациональном режиме, а регистрирующая аппаратура измеряла параметры бурового процесса с достаточной точностью.

3. Обработка результатов сравнительных испытаний методами математической статистики показала, что разработанный в КазНИТУ, пикобур показал очевидное стабильное повышение производительности бурения на 15–18 % в сравнении с применяемым на производстве пикобуром.

4. Ориентировочный расчет ожидаемого экономического эффекта с использованием данных, предоставленных в АО «Волковгеология», показала что при внедрении, разработанного в КазНИТУ, пикобура экономия финансовых средств составит 1,475 млн. тенге на одну буровую установку в месяц.

5. Проведены также производственные испытания двух разработанных пикобуров при бурении геотехнологических скважин на месторождении Буденовское. Испытания показали, что стойкость (проходка) экспериментальных инструментов оказалась выше в среднем на 20 % в сравнении с применяемыми серийными пикобурами АО «Волковгеология» при значительном (на 40 %) снижении энергоемкости процесса. Вместе с тем, в ходе испытаний выявлен недостаток, заключающийся в некачественном закреплении твердосплавных резцов на лопастях пикобура. Рекомендовано устранить указанный недостаток, выпустить опытную партию разработанных пикобуров, и провести их сдаточные испытания с расчетом реального экономического эффекта.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. По результатам выполненных исследований можно сделать следующие краткие выводы:

1.1 Анализ геологического строения урановых месторождений Казахстана и существующих породоразрушающих инструментов для бурения скважин показал, что для выполнения буровых работ на упомянутых месторождениях должен использоваться пикообразный инструмент, вооруженный твердосплавными резцами; намечено направления его дальнейшего совершенствования.

1.2 Критически проанализированы существующие теории вращательного бурения: уточнены с помощью разработанных компьютерных программ основные параметры первой модели вращательного бурения, базирующейся на разделении процессов внедрения резцов и распространении области разрушения на весь забой скважины;

Установлена величина углубления забоя за один оборот лопастного долота при использовании второй модели бурения, базирующейся на совместном вертикальном и горизонтальном перемещениях резца по забою скважины. Используя метод итераций, составлена компьютерная программа, позволившая оперативно найти и оценить важные параметры процесса, в частности, влияние притупления резца на усилие по его передней грани и общую нагрузку на инструмент.

Установлено, что первая модель бурения имеет преимущество при описании процесса ударно-вращательного бурения, а также вращательного бурения резанием крепких пород. Вторая модель имеет явное преимущество при описании бурения резанием мягких и средней твердости пластичных пород.

1.3 Дополнены теоретические положения с использованием второй модели бурения для решения задачи о распределении осевой нагрузки на резцы, установленные на радиальных лопастях долота. Установлена причина осложнения, связанная с «зависанием» лопастного долота, которая заключается в перераспределении осевой нагрузки в процессе бурения, когда большая ее часть перемещается в околоосевую область вращения инструмента при нулевой углубке забоя. Отсюда следует вывод о неиспользованных резервах совершенствования конструкции лопастных пикообразных долот, которые заключаются в ликвидации резцов из околоосевой области вращения инструмента, а формирующийся при этом керн разрушить струей бурового раствора или механическим керноломом.

1.4 Учитывая вышеупомянутые резервы для совершенствования инструментов, разработано и запатентовано лопастное пикообразное долото, у которого предусмотрен пилот кольцевого типа для бурения с отбором керна, который затем размывается струей бурового раствора или разрушается внутренними ступенчатыми резцами. Инструмент также имеет и наружные ступенчатые лопасти с рабочими элементами для увеличения диаметра скважины до номинального размера.

Попутно разработана и запатентована буровая коронка, имеющая только внутренние и наружные подрезные резцы, которые при бурении формируют кольцевой уступ. Последний при определенной высоте разрушается при контакте с

твердосплавной пластиной, установленной под острым углом к внутреннему диаметру коронки.

1.5 Получены в процессе проведения экспериментальных (лабораторных) исследований подтверждения о преимуществе разработанного пикообразного долота перед применяемым на производстве пикобуром путем их сравнительных испытаний. Последние показали повышение производительности при использовании разработанного долота на 15–20 % в сравнении с применяемым на производстве пикобуром. Производственные испытания показали увеличение стойкости (проходки) разработанных инструментов на 20 % при значительном (на 40 %) снижении энергоемкости процесса.

2. Задачи, поставленные перед исследованиями, полностью выполнены. Кроме того, получены два патента на изобретения: на лопастное пикообразное долото и на новую буровую коронку.

3. Рекомендации и исходные данные по конкретному использованию результатов исследования:

Разработанное лопастное пикообразное долото подготовлено к внедрению для бурения геотехнологических скважин при добыче уранового сырья. По рекомендации предприятия ТОО «СК РосБурМаш», следует на первом этапе внедрения изготовить 10 образцов новых лопастных пикообразных долот. Особое внимание при изготовлении обратить на качественное закрепление твердосплавных резцов на лопастях долота.

Запатентованная буровая коронка является побочным результатом исследований, не входящих в круг поставленных задач. Ее внедрение требует проведения дополнительных НИР.

4. Оценка технико-экономической эффективности внедрения:

После проведения лабораторных исследований и производственных испытаний проведен расчет ожидаемого эффекта от внедрения разработанного запатентованного пикообразного долота. Расчет показал, что ожидаемая эффективность при внедрении нового пикобура составит 1 475 000 тенге в месяц на одну буровую установку. При этом производительность бурения повышается на 10 а стойкость (проходка) инструмента повышается на 20 %.

5. Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области.

Выполненные исследования и полученные результаты соответствуют лучшим достижениям в области бурения геотехнологических скважин относительно большим диаметром по мягким и средней твердости горным породам.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Владиславлов В.С. Разрушение горных пород при бурении скважин. – М.: 1958. – 242 с.
2. Воздвиженский Б.И., Васи́лаев М.Г. Буровая механика. –М.: 1954. 493 с.
3. Остроушко И.А. Разрушение горных пород при бурении. –Госгеологизд. 1952. 251 с.
4. Сулакшин С.С. Основы теории разрушения горных пород и удаления продуктов разрушения при бурении скважин. –Томск: 1963. – 302 с.
5. Спивак А.И., Попов А.Н. Разрушение горных пород при бурении скважин. –М.: 1994. – 257 с.
6. Антонов В.И., Нагаев В.Б., Седых А.Д. Физические процессы нефтегазового производства. –М.: 1998. – 465 с.
7. Спивак А.И. Технология бурения нефтяных и газовых скважин. М.: Недра. 2004. – 509 с.
8. Билецкий М.Т., Ратов Б.Т., Байбоз А.Р., Использование компьютерных пользовательских программ для анализа теоретических моделей разрушения горных пород при бурении скважин. Журнал Новости Науки Казахстана. 2018. №3. 80-93 с.
9. Федоров Б.В., Хузина Л.Б., Ратов Б.Т., Шараяова А.Б. Моделирование процесса углубления скважины долотами PDC / Нефть и газ. –Алматы. 2017. № 4. – С. 77–85.
10. Сушко С.М. Технология и техника при строительстве геотехнологических скважин для подземного выщелачивания урана. –Алматы: Волковгеология. 2007. – 260 с.
11. Воздвиженский Б.И. Разведочное бурение. –М.: 1979. – 457 с.
12. Ratov B.T., Baiboz A.R. Theoretical justification of an automatic device for drilling mud funnel viscosity measurement / News of the national academy of sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of geology and technical sciences // ISSN 2224-5278, Volume 4, Number 424 (2017), 123 – 132.
13. Игнатов В.И. Выбор оптимальных режимов бурения в конкретных геолого-технических условиях. –М.: 1968.
14. Biletski M.T., Kasenov A.K., Sushko S.M., Mechanism of caving while drilling through highly dispersible clays, J. News of Kazakhstan's science, № 2, 2013, p. 69–83.
15. Мессер А. Техника и технология формирования и подъема керна при бурении глубоких разведочных скважин / Бурение и нефть. 2005. № 4. – С. 27–29.
16. Справочник инженера по бурению геологоразведочных скважин /Под общ. ред. Е.А. Козловского. Т. 1. –М.: Недра, 1984. – 512 с.
17. Справочник: Породоразрушающий инструмент для геолого-разведочных скважин. –М.: Недра, 1979. – 360 с.
18. Масленников И.К. Буровой инструмент. Справочник. –М.: Недра, 1989. –430 с.
19. Дверий В.П. Бурение скважин лопастными долотами. –М.: Недра, 1977.- –188 с.
20. Кулиев С.М., Мдивани А.Г., Мамедов Н.Н.. Основы и опыт бурения

ступенчатыми долотами. –Баку: Аз. Госуд.изд., 1987. –194 с.

21. Брентли Д.Е. Справочник по роторному бурению. Пер. с англ. –М.: Недра, 1964. –583 с.

22. Миттельман Б. И. Справочник по гидравлическим расчетам в бурении. – М.: Гостоптехиздат, 1963.

23. Совершенствование технологии бурения долотами, армированными синтетическими алмазами СВС-П. Козырев Н.И., Пешалов Ю.А., Сукманов Г.И., Суслов Е.И. ВНИИОЭНГ, Сер. бурение.–М.: 1981. –78 с.

24. Абатуров В.Г. Повышение эффективности буровых работ с помощью алмазно-твердосплавных долот. Сб. науч. трудов. Т. 1 –Тюмень: Издат. ТюмГНГУ, 2006. –С. 44–45.

25. Сулакшин С.С.. Технология бурения геологоразведочных скважин. М.: Недра, 1973.- 316 с.

26. Любимов Н.И. Принципы классификации и эффективного разрушения горных пород при разведочном бурении. –М.: Недра, 1967. –318 с.

27. Остроушко И.А. Забойные процессы и инструменты при бурении горных пород. –М.: Горное дело, 1962. – 271 с.

28. Canfield C/ Oil and Gas journal, 53, № 476 1955

29. Владиславлев В.С. Разрушение пород при бурении скважин. –М.: Гостоптехиздат, 1958. –242 с.

30. Шрейнер Л.А. и др. Физические основы механики горных пород. М.: Гостоптехиздат 1952 – 282 с

31. Т. Т. Танатаров, М. Т. Билецкий. Основы научных исследований и оптимизации в бурении. –Алматы: РИК, 1998.

32. Эндрюс Ж.Ж., Мак-Коун. Р. Математическое моделирование. –М.: Наука, 1997.

33. Рыжов П.А. Математическая статистика в горном деле. –М.: Недра, 1973.

34. Кожевников А.А., Ратов Б.Т., Кузин Ю.Л., Утепов З.Г., Байбоз А.Р. Классификация способов создания осевой нагрузки на породоразрушающий инструмент при бурении скважин / ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ КАЗАХСТАНА № 01 (129) 2016. –С. 23–29. (ISSN 2227-4766). г. Алматы.

35. Кожевников А.А., Ратов Б.Т., Дреус А.Ю., Утепов З.Г., Байбоз А.Р. Определение температурных режимов алмазной буровой коронки при прерывистой промывке / Геология и охрана недр №3 (60) 2016. –С. 64–68. (ISSN 2414 – 4282). г. Алматы:

36. Кожевников А.А., Бесимбаев Е.Т., Ратов Б.Т., Хоменко В.Л., Байбоз А.Р. Твердосплавный буровой породоразрушающий инструмент нового типа / Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – Вып.– Киев: ИСМ им. В.Н. Бакуля, НАН Украины, г. Трускавец, 18–23 сентября 2016 г. –С: 16–21. ISSN 2223-3938. Украина

37. Кожевников А.А., Хоменко В.Л., Байбоз А.Р. Результаты бурения скважин твердосплавными коронками СТК / Сб. науч. тр. Междунар. науч.-практ. конф., посв. 50-летию кафедры «Технология и техника бурения скважин».

Геологоразведочное и нефтегазовое дело в XXI веке: Технологии, Наука, Образование. – Алматы, КазННТУ. 09–13 ноября 2016 г. –С. 100–104 (ISBN 978 – 601 – 7529 – 48 – 2)

38. Кожевников А.А., Борисевич А.А., Байбоз А.Р., Коргасбеков Д.Р. Результаты бурения с импульсным вращением инструмента / Сб. науч. тр. Междунар. науч.-практ. конф., посв. 50-летию кафедры «Технология и техника бурения скважин». Геологоразведочное и нефтегазовое дело в XXI веке: Технологии, Наука, Образование. – Алматы, КазННТУ. 09– 13 ноября 2016 г.– С. 332–337 (ISBN 978 – 601 – 7529 – 48 – 2).

39. Kozhevnykov A.A, Ratov B.T, Arshidinova M. T., Khomenko V.L., Baiboz A.R. The 100th Anniversary of the Establishment of the Carbide: Carbide Bit. Int J Chem Sci. 2017;15 (2):118.

40. Ratov B. T., Korgasbekov D. R., Fedorov B. V., Baiboz A. R. Effect of fracturing and properties of drilling mud on a core blocking during the coring from deep wells / 17<sup>th</sup> International multidisciplinary scientific geoconference (Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining / ISSUE 14) / ISBN 978-619-7408-00-3. ISSN 1314-2704, DOI: 10.5593 / sgem 2017/14 Volume 17, Issue 14 (2017), 609 – 616

41. Ratov B. T., Uteпов Z.G.,Tulepbergenov A.T., Baiboz A. R. About a half-wave length of the bottom-hole core drill composed of structural elements of different stiffness / 17<sup>th</sup> International multidisciplinary scientific geoconference (Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining / Issue 12) / ISBN 978-619-7105-99-5. ISSN 1314-2704, DOI: 10.5593 / sgem 2017/12 Volume 17, Issue 12 (2017), 33 – 39

42. Кожевников А. А., Кузин Ю. Л., Лексиков А. А., Ратов Б. Т., Байбоз А. Р. Влияние толщины стенки бурильной трубы на длину полуволны в сжатой части комбинированной бурильной колонны/ Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент – техника и технология его изготовления и применения: Сб. науч. тр. – Вып. 20. – Киев: ИСМ им. В. Н. Бакуля, НАН Украины, г. Трускавец, 17–22 сентября 2017 г. –С. 94–98. ISSN 2223-3938. Украина.

43. Кожевников А.А., Кузин Ю.Л., Лексиков А.А., Ратов Б.Т., Байбоз А.Р. Анализ путей создания бурильных труб с повышенным весом погонного метра / Форум горняков–2017: мат. Междунар. конф., 04–07 октября 2017 г. г. Днепр –Д.: Национальный ГУ. –Т. 3. –С. 248–250 ISBN 978-617-7379-96-5.

44. Ратов Б.Т., Кожевников А.А., Хоменко В.Л., Байбоз А.Р., Тулепбергенев А.Т. / Анализ конструктивных схем буровой твердосплавной коронки БТК нового поколения / Междунар. науч.-практ. конф. – «Инновация-2017», Сб. науч. ст. 25–28 октября в 2017, г. Ташкент –Т, с. 20 ISBN 978-9943-381-08-7.

45. Ратов Б.Т., Хоменко В.Л., Байбоз А.Р., Деликешева Д.Н. Классификация бурового твердосплавного инструмента // ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ КАЗАХСТАНА № 11 2017г. –С. 31–39. (ISSN 2227-4766) г. Алматы.

46. Патент на изобретение РК. Ратов Б.Т., Кожевников А.А., Байбоз А.Р. и др. Буровая коронка. № 32712.

47. Патент на изобретение РК. Ратов Б.Т., Билецкий М.Т., Байбоз А.Р. и др. Буровое долото типа пикобур. № 33077.

48. Ратов Б.Т., Кожевников А.А., Тулепбергенов А.Т., Байбоз А.Р. Анализ конструктивных схем буровой твердосплавной коронки нового поколения/ / ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ КАЗАХСТАНА № 2 2018г. –С. 34–37 (ISSN 2227-4766) г. Алматы.
49. Ratov B. T., Kozhevnykov A. A., Baiboz A. R. Updating the theoretic model of rock destruction in the course of drilling // News of the national academy of sciences of the republic of KAZAKHSTAN series of geology and technical sciences. ISSN 2224-5278 Volume 2, Number 428 (2018), 63 – 71
50. Сердюк Н.И., Куликов В.В. Бурение скважин различного назначения. – М.: 2007. – 611с.
51. Ганджумян Р.А., Калинин А.Г., Сердюк Н.И. Расчеты в бурении. –М.: 2007. – 664 с.
52. Голиков С.И., Калинин А.Г. Терминологический словарь по бурению скважин. –М.: 2005. – 270 с.
53. Леонов Е.Г., Исаев В.И. Осложнение и аварии при бурении нефтяных и газовых скважин / Недра-Бизнесцентра. 2006. – 413с.
54. Федоров Б.В. Бурение скважин. Алматы. Изд. КазННТУ. 2016. – 284 с.
55. Касенов А.К. Технология бурения скважин на твердые полезные ископаемые. –Алматы. Изд. КазННТУ. 2003. – 86 с.
56. Фурментро Д. Анализ проблем, возникающих в процессе использования буровой машины. –М.: Мир. 1994. – 195 с.
57. Массье Э., Фурментро Д. Определение абразивности пород. –М.: Эльф Акитен. 1994. – 272 с.
58. Сантарелли Ф.Ж., Гено А. Экспериментальные наблюдения, связанные с явлением бифуркации в горных породах. –М.: Мир. 1994. – 305 с.
59. Мори В., Дюса М. Доклад о приоритетных и новых направлениях развития механики горных пород в условиях больших глубин. –М.: Мир. 1994. – 224 с.
60. Болаба В.И., Бекбулатов И.К., Вышегородцева Г.И. Буровой породоразрушающий инструмент. –М.: 2013. – 295 с.
61. Абатуров В.Г. Физико-механические свойства горных пород и породоразрушающий буровой инструмент. –Тюмень6 2008. – 238с.
62. Бессон А., Борр Б., Диллерз С., Дрейк Э., Айва Б., Уатсон Г. Новый взгляд на режущие элементы буровых долот / Нефтегазовое обозрение. 2002. – С. 4–31.
63. Кононов В.М., Крысенко А.М., Швец В.М. Основы геологии, гидрогеологии и инженерной геологии. –М.: Высш. шк. 1978.
64. Максимов В.М. Справочное руководство гидрогеолога. Т 1. –М.: Недра. 1967. –365 с.
65. Аренс В.Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых.
66. Белялов В. М. Бурение скважин на воду. 1976. –190 с.
67. Башкатов Д.Н. Справочник по бурению на воду. –М.: Недра. 1979. –510 с.
68. Физические свойства минеральных и горных пород при высоких термодинамических параметрах. Справочник. –М.: Недра. 1988. –225 с.

69. Любимов Н.И., Носенко Л.И. Справочник по физико-механическим параметрам горных пород и рудных районов. –М.: Недра. 1978. –284 с.
70. Сулакшин С.С. О классификации свойств горных пород. Геология и разведка. 1970. –С. 123–126.
71. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. –М.: Недра. 1975. –284 с.
72. Куликов И.В., Воронов В.Н., Николаев И.Н. Пневмо-ударное бурение разведочных скважин. –М.: Недра. 1989. –236 с.
73. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород. –М.: Недра. 1987. –340 с.
74. Сулакшин С.С. Основы теории разрушения горных пород и удаления продуктов разрушения при бурении скважин. –Томск: ТПУ. 1969. –262 с.
75. Остроушко И.А. Бурение твердых пород. –М.: Недра. 1985. –290 с.
76. Эйгелес Р.М., Стрекалова Р.В. Расчет и оптимизация процесса бурения. –М.: Недра. 1977. –78 с.
77. Крюков Г.М. Закономерности силового взаимодействия внедряющихся инструментов с горной породой. Горный журнал. 1998. №3. –С. 68–79.
78. Эйгелес Р.М. Разрушение горных пород при бурении. Недра. 1971. 274с.
79. Протасов Ю.Н. Теоретические основы механического разрушения горных пород. –М.: Недра. 1985. –242 с.
80. Крюков Г.М. Соппротивление горных пород средней и выше средней крепости внедрению в них твердых инструментов. Горный журнал. 1975. №8. –С. 52-59.
81. Володин Ю.И. Основы бурения. –М.: Недра. 1984. –305 с.
82. Башкатов Д.Н. Планирование эксперимента в разведочном бурении. –М.: Недра. 1985. –181 с.
83. Гислин Д. Технологическое сопровождение и совершенствования буровых долот. Журнал Offshore (Russia). 2013. № 1. –С. 42–45.
84. Б. Р. Ракишев, Б. В. Федоров. Техника и технология сооружения геотехнологических скважин. КазНИТУ. –Алматы: 2003.
85. В. В. Веселов, Т. Т. Махмутов, В. А. Смоляр. Месторождения подземных вод Казахстана. –Алматы: ИАЦ РК, 1999.
86. Б. Р. Берикболова, А. Ф. Вершкова, В. Г. Карелина, А. А. Малахова. Уран Казахстана. –Алматы: Волковгеология, 2008.
87. Кучин А.Г., Исхаков А.Л., Андрусевич В.И. и др. Отчет о разведке подземных вод жалпакского водоносного горизонта для производственно-технического водоснабжения объектов в месторождении Будёновское в Созакском районе Южно-Казахстанской области. –Алматы: ТОО НППФ "КазГИДЭК", 2011.
88. Слепов А.С., Матунов А.И., Емашова Е.И. Промежуточный отчет по результатам поисково-оценочных работ с подсчетом запасов урана по категории С2 на участках 6 и 7 месторождения Будёновское по состоянию на 31.03.2018 г. Алматы: ТОО "Два Кей", 2018.



МИНИСТЕРСТВО ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

**УДОСТОВЕРЕНИЕ АВТОРА**

**№ 104033**

*Настоящим удостоверяется, что Байбоз Ақниет Раббимұлы (KZ)  
и Билецкий Мариан Теодорович (KZ); Ратов Боранбай Товбасарович (KZ)  
является(ются) автором(ами) изобретения*

(11) 33077

(54) Буровое долото типа пикобур

(73) *Патентообладатель:* Ратов Боранбай Товбасарович (KZ)

(21) 2017/0353.1

(22) 26.04.2017

Вице-министр юстиции  
Республики Казахстан

Н. Пан





Товарищество с ограниченной ответственностью  
«ЗМО»

## СЕРТИФИКАТ КАЧЕСТВА

Предприятие изготовитель:

ТОО «ЗМО»

Наименование продукции:

Пикобур 20.061.000СБ

Предприятие ТОО «ЗМО» настоящим сертификатом удостоверяет, что Пикобур 20.061.000СБ в количестве 2 штук изготовлен в соответствии с требованиями конструкторско-технологической документации.

Исполнительный директор

Н.В. Васильев

Начальник ОК



Ю.Б.Письменюк



Товарищество с ограниченной ответственностью  
«ЗМО»

## СЕРТИФИКАТ КАЧЕСТВА

Предприятие изготовитель:

ТОО «ЗМО»

Наименование продукции:

Буровая коронка 20.062.000 СБ

Предприятие ТОО «ЗМО» настоящим сертификатом удостоверяет, что **Буровая коронка 20.062.000 СБ** в количестве 2 штук изготовлена в соответствии с требованиями конструкторско-технологической документации.

Исполнительный директор

  
Н.В. Васильев

Начальник ОК

  
Ю.Б.Письменюк

**Акт сравнительных испытаний пикообразных лопастных долот**

Мы, нижеподписавшиеся, докторант КазНИТУ Байбоз А.Р., профессор-исследователь КазНИТУ, д.т.н. Федоров Б.В, главный инженер ТОО «Антикор» Нуртазин А.М. составили настоящий акт о следующем.

В период 10-17 декабря 2018 года на научно-производственной базе компании ТОО «Антикор» были проведены сравнительные испытания двух пикообразных лопастных долот:

- стандартного, нового, не бывшего в работе пикобура, изготовленного в механических мастерских АО «Волковгеология» и применяемого для бурения геотехнологических скважин на объектах вышеупомянутой организации;
- разработанного в рамках выполнения задач диссертационной работы докторанта Байбоз А.Р., запатентованного в РК пикообразного долота.

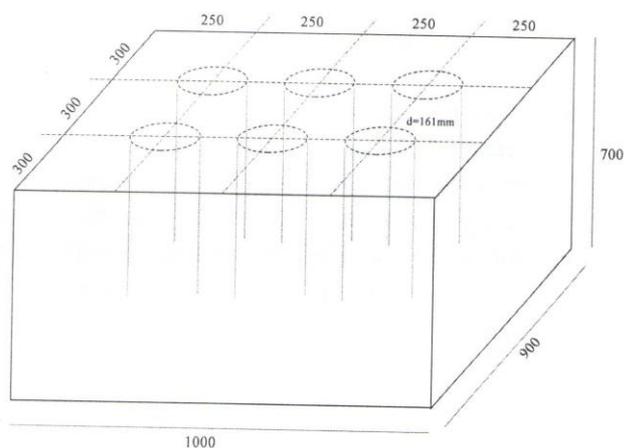
Пикобур новый, не бывший в работе, изготовлен компанией ТОО «Завод Многопрофильного Оборудования» (г. Петропавловск, СКО).

*Технические характеристики сравнительных пикобуров*

Параметры пикобура	Наименование пикобуров	
	Стандартный, АО «Волковгеология»	Зapatентованный, КазНИТУ
Диаметр бурения, мм	161	161
Количество лопастей	4	4
Количество ступеней на лопастях, оснащенных твердосплавными резцами марки ВК-8	11	6
Длина, мм	210	210
Диаметр центрального осевого отверстия	-	60
Масса, кг	3.5	3.5

Сравнительные испытания осуществлялись путем бурения скважин в цементных блоках размерами 700x900x1000 мм; всего было изготовлено 5 блоков указанного размера. Блоки были изготовлены из смеси цемента М400, песка (30%) и воды (40%). Смесь заливалась в опалубку и выдерживалась в течение двух недель после схватывания.

Методика бурения заключалась в следующем: Первоначально на блоках намечались 2 линии, отстоящие от длинных граней блоков на 300 мм. По каждой из упомянутых линий намечались точки забурования пикобурами (по 3 точек, отстоящие друг от друга 250 мм и на такую же величину от коротких граней 200x700мм). С учетом того, что было изготовлено 5 блоков, всего по каждой линии намечены точки для бурения 15 коротких скважин глубиной 700 мм, для каждого испытуемого пикобура.



*Схема размещения скважин в одном опытном блоке*

Для бурения использовалась самоходная буровая установка УРБ-2А-2.

Основные технические данные установки приведены ниже:

- номинальная глубина бурения, м – 200;
- начальный диаметр скважины, мм – 190;
- конечный диаметр скважины, мм – 93;
- угол наклона скважины, град – 90;
- диаметр применяемых бурительных труб, мм – 50, 60.3, 73;
- частота вращения, об/мин – 140, 225, 325;
- система подачи – гидравлическая;
- максимальное усилие подачи вниз/вверх, кН – 26/60;
- длина хода подачи, мм – 5200;
- привод установки – привод автомобиля ЗИЛ-131;
- мощность двигателя – 45 кВт;
- тип бурового насоса – НБ-32;
- высота до оси кранблока, м – 8.37;
- масса установки, тн – 10.08.

Буровой снаряд представлял испытываемый пикобур, переходник, УБТ диаметром 89 мм длиной 2 м и бурильные трубы диаметром 60.3 мм длиной 2.5 м, всего длина снаряда со всеми элементами 5.6 м, общая масса 125 кг.

Контроль за параметрами режима бурения устанавливался следующей регистрирующей аппаратурой:

- измеритель осевой нагрузки на породоразрушающий инструмент МТН-2;
- манометр за давлением масла в гидросистеме МИД-1;
- манометр за давлением в нагнетательной линии бурового насоса;
- расходомер промывочной жидкости ЭМР-1;
- буровой секундомер-спидомер конструкции КазИМС.

Опытное бурение проводилось в следующей последовательности: первоначально бурились все 15 скважин с помощью стандартного пикобура конструкции АО «Волковгеология», затем к тому же буровому снаряду присоединялся запатентованный пикобур конструкции КазНИТУ, и проводились бурение упомянутым инструментом.

Параметры технологического режима поддерживались одинаковыми при использовании обоих пикобуров и имели следующие величины:

- частота вращения долота, об/мин – 325;
- осевая нагрузка, кН – 20;
- расход промывочной жидкости (воды), л/с – 5;

В процессе опытного бурения (все скважины бурились на глубину 0.7 м) фиксировалось время бурения каждой скважины (в секундах). Результаты опытных сравнительных испытаний пикобуров представлены в нижеследующей таблице:

Время бурения каждой скважины	Тип пикобу ра	Номера скважин															сек
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	
	Новый запатен тованн ый	36	34	39	31	38	36	34	37	38	32	35	36	35	38	36	35.7
	Стандар тный примен яемый	46	45	44	40	42	43	46	47	45	48	44	44	43	42	44	44.2

Среднее время бурения одной скважины:

Новым запатентованным пикобуром – 35.7 сек (70.6 м/час);

Стандартным, применяемым пикобуром – 44.2 сек (57 м/час).

Производительность нового пикобура увеличилась в сравнении с применяемым на 19.2%. Наружный осмотр обоих пикобуров показал, что твердосплавные резцы были не затуплены, что объясняется малой твердостью и абразивностью цементных блоков.

Из приведенных данных следует, что опытный, запатентованный пикобур конструкции КазННТУ имени К.И. Сатпаева показывает устойчиво, стабильно производительность бурения на 15-20% выше, чем стандартный, применяющийся пикобур АО «Волковгеология».

Главный инженер ТОО «Антикор»,  
Нуртазин А.М.



Профессор-исследователь КазННТУ,  
д.т.н. Федоров Б.В

Докторант КазННТУ,  
Байбоз А.Р.