

БАКАЛАВРИАТ



СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ  
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

*В.В. Нескоромных*

# ОПТИМИЗАЦИЯ В ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ



Электронно-  
Библиотечная  
Система  
znanium.com

ВЫСШЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ – БАКАЛАВРИАТ

серия основана в 1996 г.



Министерство образования и науки Российской Федерации  
Сибирский федеральный университет

**В.В. НЕСКОРОМНЫХ**

# ОПТИМИЗАЦИЯ В ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

УЧЕБНОЕ ПОСОБИЕ

*Допущено  
Учебно-методическим объединением вузов  
Российской Федерации по образованию в области  
прикладной геологии в качестве учебного пособия  
для студентов высших учебных заведений, обучающихся  
по специальности 130102 «Технология геологической разведки»  
направления подготовки «Прикладная геология»*

Электронно-  
Библиотечная  
Система  
znanium.com

Москва  
ИНФРА-М

Красноярск  
СФУ

2015

УДК 550.81(075.8)  
ББК 33.13я73  
Н552

ФЗ № 436-ФЗ	Издание не подлежит маркировке в соответствии с п. 1 ч. 1 ст. 11
----------------	---

Рецензенты:

*В.И. Власюк* — доктор технических наук, профессор, лауреат Государственной премии СССР, генеральный директор ОАО «Туйское НИГП», действительный член РАЕН;

*К.И. Борисов* — кандидат технических наук, доцент кафедры бурения скважин национального исследовательского Томского политехнического университета;

*Н.И. Николаев* — доктор технических наук, профессор кафедры бурения скважин национального минерально-сырьевого университета «Горный»

### Нескоромных В.В.

Н552 Оптимизация в геологоразведочном производстве: Учеб. пособие / В.В. Нескоромных. — М.: ИНФРА-М; Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2015. — 199 с. — (Высшее образование: Бакалавриат). — [www.dx.doi.org/10.12737/5066](http://www.dx.doi.org/10.12737/5066).

ISBN 978-5-16-010097-5 (ИНФРА-М, print)

ISBN 978-5-16-101826-2 (ИНФРА-М, online)

ISBN 978-5-7638-2731-6 (СФУ)

В учебном пособии рассмотрены вопросы оптимизации буровых и горнопроходческих работ. Проанализированы параметры и критерии оптимизации буровых работ и основные пути совершенствования технологии бурения скважин и проведения горно-разведочных выработок. Представлены методы и средства исследования объектов, методы планирования эксперимента и обработки результатов исследований. Даны примеры решения задач оптимизации, которые составляют основу для практических занятий.

Предназначено для студентов вузов, обучающихся по специальности 130102.65 «Технологии геологической разведки», специализация «Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых» (ФГОС-2010).

Будет полезно аспирантам научной специальности 25.00.14 «Технология и техника геологоразведочных работ», а также инженерно-техническим работникам, занятым в сфере производства буровых и горно-проходческих работ.

УДК 550.81(075.8)  
ББК 33.13я73

ISBN 978-5-16-010097-5 (ИНФРА-М, print)  
ISBN 978-5-16-101826-2 (ИНФРА-М, online)  
ISBN 978-5-7638-2731-6 (СФУ)

© Сибирский  
федеральный  
университет, 2015

## ВВЕДЕНИЕ

*Оптимизация* (лат. *optimus* – наиболее благоприятный, наилучший) – *последовательность действий в процессе получения наиболее благоприятного результата решения задачи, составления проекта, выполнения задания.*

Получить наиболее благоприятный или идеально оптимальный результат – это значит двигаться в направлении получения *идеального конечного результата*, известного из теории решения изобретательских задач (ТРИЗ) [15] как направления оптимизации любой технической системы.

Процесс оптимизации положен в основу творческой инженерной, в том числе изобретательской, деятельности, и позволяет повышать качество функционирования уже существующих технических систем, совершенствовать технологию производства, создавать и проектировать новые, более функциональные и эффективные технические системы. Но процесс оптимизации охватывает не только технологические процессы и технические объекты, оптимизации могут быть подвергнуты и организационные процессы, решения в экономике и др. Таким образом, процесс оптимизации характеризуется признаками системного подхода и представляет собой процесс непрерывного и всестороннего совершенствования любой производственной системы.

*Системный подход* – *это совокупность общих принципов, предопределяющих научную и практическую деятельность при анализе и синтезе сложных систем, которые вытекают из особенностей представления сложных объектов.*

Термин «*системный подход*» используется с целью подчеркнуть необходимость исследования объекта с разных сторон, комплексно, для того чтобы можно было получить более правильное о нем представление, выявить новые свойства, лучше определить взаимоотношения объекта с внешней средой, другими объектами.

При исследовании объекта создается его абстрактное представление в виде системы, цель которого – служить инструментом для описания, понимания и изменения рассматриваемого объекта.

Системный подход как метод исходит из того, что любая организация, процесс рассматривается как сложное целое, как совокупность взаимосвязанных частей – функционирующих элементов, составляющих определенную систему. Основными свойствами любой системы являются измеримость и эффективность. При этом *измеримость* – способность системы измерять свои характеристики, а *эффективность* – возможность решить проблему с помощью данной системы.

Системный подход базируется на двух постулатах:

1. Любая система может быть описана в терминах системных объектов, свойств и связей.
2. Структура, функции системы и решения проблемы является стандартной для любых систем и любых проблем.

К принципам системного подхода относятся принципы: цели, целостности, сложности, историзма, двойственности, всесторонности, множественности, динамизма, сходства.

*Принцип цели* ориентирует на то, что, прежде всего, необходимо выявить цель (предназначение) системы.

*Принцип целостности* предполагает, что исследуемый объект рассматривается или выделяется из совокупности объектов как нечто целое по отношению к окружающей среде, имеющее свои специфические функции и развивающееся по своим законам.

*Принцип сложности* указывает на необходимость рассматривать объект как сложную совокупность различных элементов, находящихся в разнообразных связях между собой и со средой. Каждому элементу присуща неисчерпаемая сложность, поэтому необходимо выполнить его упрощение до уровня сохранения объектом своих существенных свойств: *выявление простого в сложном и показ сложности в простом*.

*Принцип историзма* требует, чтобы каждый объект рассматривался исторически с точки зрения того, как он возник и какие этапы прошел до момента исследования.

*Принцип двойственности* предполагает, что систему необходимо рассматривать как самостоятельную систему, так и как подсистему более высокого уровня иерархии.

*Принцип всесторонности* указывает на то, объект необходимо изучать со всех сторон.

*Принцип множественности* утверждает, что при исследовании объекта необходимо использовать множество моделей.

*Принцип динамизма* требует, чтобы все свойства объекта рассматривались как изменяющиеся.

*Принцип сходства* предполагает использование ранее полученных результатов при изучении других сходных объектов.

С прикладной точки зрения системный подход состоит в определенной направленности и последовательности исследования объектов, которое обычно реализуется в шесть этапов:

1. Четкое определение цели исследования объекта, т. е. с какой целью проводится исследование.

2. Точное и полное определение цели функционирования объекта с позиций системы более высокого уровня. Необходимо определить общие и частные цели, осуществимость, требуемые ресурсы для осуществления цели, причем все это необходимо делать взаимосвязано.

3. Выделение и изучение структуры системы и среды. Выделение системы осуществляется разделением (точным) на две части. Процедура неформальная, носит итеративный характер. Основой отнесения элементов к системе и среде является характер связей между элементами. Так как внутренние связи бывают значительно сильнее внешних, то это дает право относить элементы с внутренними связями к системе. При этом определяется

состав системы, состав среды, характер внутренних и внешних связей. Процесс выделения элементов и связей называется *структуризацией*.

4. Последовательное раскрытие механизма функционирования системы. При этом рассматривается функционирование всей системы в целом и функционирование ее отдельных подсистем; определяется набор функций и их возможные изменения на различных этапах исследования, а также взаимодействие элементов системы между собой и со средой. В результате работы по этапу должны быть получены: набор функций, которые реализует система; функции отдельных подсистем; функции отдельных элементов; описание процесса функционирования системы в целом.

5. Система рассматривается на всех этапах жизненного цикла: происхождение, развитие, разрушение.

6. Осуществляется сравнение системы с другими, в какой-то степени близкими ей системами для обнаружения сходства. В случае обнаружения сходства полученные ранее свойства переносятся или могут быть перенесены на систему и (или) наоборот.

Таким образом, системный подход к исследованию сложных объектов предполагает проведение исследования в трех взаимосвязанных аспектах: исторический анализ (генетический и прогностический); структурный анализ (анализ связей и состава); функциональный анализ (анализ внутреннего и внешнего функционирования).

С учетом вышеизложенного уточним определение понятия «оптимизация».

**Оптимизация** – достижение таких допустимых величин и такого состояния параметров, определяющих критерий эффективности системы, при которых выбранный критерий принимает экстремальное по эффективности значение.

**Оптимизация процессов бурения и горно-проходческих работ** – решение отдельных научно-технических проблем, связанных с теоретическим поиском зависимостей между параметрами режима бурения или проходки горной выработки и оптимальными темпами (наивысшие), затратами (наименьшие) и качеством (высокое) работ и в конечном счете с практической реализацией установленных оптимальных зависимостей при выполнении буровых и горно-проходческих работ.

При исследовании объекта, научном анализе, результатом которого является получение неизвестных ранее сведений об объекте, функционирование которого желательно в оптимальном режиме, центральное место занимает эксперимент, экспериментальное исследование объекта. Для повышения эффективности экспериментальных исследований применяют математические методы, теорию планирования эксперимента.

**Планирование эксперимента** – это процедура выбора числа и условий проведения опытов, необходимых и достаточных для решения поставленной задачи с требуемой точностью.

При этом реализуется:

– стремление к минимизации общего числа опытов;

- одновременное варьирование всеми переменными, определяющими процесс, по специальным правилам – алгоритмам;
- использование математического аппарата, формализующего многие действия экспериментатора;
- выбор четкой стратегии, позволяющей принимать обоснованные решения после каждой серии экспериментов [1, 2].

Поиск оптимальных условий, выбор существенных факторов, построение интерполяционных формул, оценка и уточнение констант теоретических моделей, выбор наиболее соответствующей из некоторого множества гипотез о механизме явлений – вот примеры задач, при решении которых применяется планирование эксперимента.

Данное учебное пособие посвящено исследованию объектов оптимизации при производстве буровых и горно-проходческих работ и состоит из шести глав.

## 1. МЕТОДЫ, СРЕДСТВА И КРИТЕРИИ ОПТИМИЗАЦИИ

### 1.1. Общие сведения о методах, средствах и критериях оптимизации

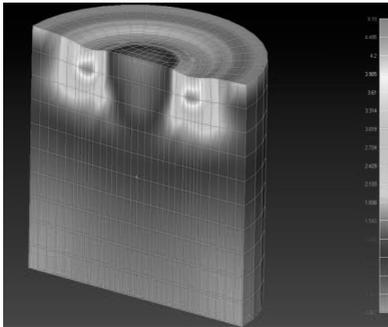


Рис. 1.1. Пример моделирования напряженного состояния забоя под торцом алмазной коронки в системе *MD Nastran*

**Методы оптимизации**, прежде всего, связаны с математикой, с достижениями различных направлений математической теории, обобщающих логические решения, в настоящее время существенно усиленных использованием компьютерных технологий.

В данном случае примерами могут служить такие средства, как вычислительные комплексы *Matlab*, *Excel* и др.

**Средствами оптимизации** могут служить элементы линейной алгебры, дифференциальное исчисление, математический

анализ, методы математической статистики, теория матриц, методы и теория планирования эксперимента и др.

Средства оптимизации на основе компьютерных технологий в настоящее время могут давать многовариантные решения с мощной визуализацией образа модели (рис. 1.1). Например, это программные комплексы *MSC Patran* или *MD Nastran*. Эти комплексы созданы на основе такого математического аппарата как метод конечных элементов и позволяют производить расчеты напряжений, прочности, деформаций в заданных точках детали, узла, конструкции и создавать визуальные образы, в том числе в динамике. В

настоящее время осуществляется проектирование с обязательным поиском оптимальных решений при создании новых моделей самолетов, автомобилей и других объектов техники.

*MSC/NASTRAN for Windows (MacNeile Shreider Corporation/ NASA Structural Analysis)* – система инженерного компьютерного анализа, основанная на методе конечных элементов (МКЭ) и предназначенная для расчета статических напряжений и деформаций, устойчивости, определения собственных частот и форм колебаний, анализа тепловых установившихся и переходных процессов, а также задач статики и динамики в нелинейной постановке.

Геометрические модели для *NASTRAN for Windows*, являющиеся основой конечно-элементных моделей, можно формировать как с помощью препроцессора самой системы, так и импортировать их из какой-либо другой *CAD*-системы, с которой *NASTRAN for Windows* имеет интерфейс (форматы: *DXF*, *IGES*, *ACIS*, *Parasolid*, стереолитография). В любом из этих случаев система обеспечивает генерацию конечно-элементной модели. Генерация конечно-элементных сеток в препроцессоре системы может осуществляться как вручную, на основе указанных опорных точек, так и автоматически для сложных частей геометрической модели.

Необходимые для проведения анализа характеристики материалов и балочных сечений могут задаваться пользователем самостоятельно или выбираться из соответствующих библиотек, имеющихся в системе. Предусмотрена возможность моделирования практически всех типов материалов, включая композиты, гиперупругие и другие современные материалы.

Для моделирования внешних факторов, оказывающих влияние на конструкцию, в системе имеется выбор способов нагружения и закрепления конечно-элементной модели.

Кроме того, система может работать и с уже готовыми конечно-элементными моделями, которые были сформированы с помощью других систем и переданы в *NASTRAN for Windows* с использованием соответствующих интерфейсов.

Препроцессор системы обеспечивает полный визуальный контроль всех этапов моделирования, который помогает избежать ошибок при создании модели. Система позволяет выявить совпадающие (дублированные) геометрические объекты, обнаружить неправильные соединения элементов, рассчитать массовые и инерционные свойства, оценить условия закрепления модели. Каждый из этих методов может быть использован в любое время для обнаружения потенциальных ошибок.

По окончании процесса формирования модели с помощью системы *NASTRAN for Windows* можно осуществить её конечно-элементный анализ, построенный на алгоритмах, которые обеспечивают максимальную точность, скорость и достоверность решения.

Постпроцессор системы *NASTRAN for Windows* располагает мощными средствами визуализации, позволяющими по завершении расчетов быстро

обрабатывать полученные результаты. Вычисленные значения узловых перемещений (деформаций) обычно используют для изображения деформированного состояния модели и его анимации. Все существующие типы результатов могут быть представлены и в виде графиков.

Расширенные функции *NASTRAN for Windows* включают технологию процесса оптимизации проектов. При поиске оптимального решения пользователь может задать определенные ограничения либо целевую функцию с параметрами оптимизации и, вернувшись в препроцессорный блок, повторить расчет и оценить влияние внесенных изменений.

При оптимизации может производиться неограниченное варьирование параметрами формы, размеров и свойств объекта. Алгоритмы анализа при оптимизации позволяют исследовать влияние различных параметров на поведение целевой функции и управлять процессом поиска оптимального решения.

#### **Метод конечных элементов**

В геометрической модели, созданной в препроцессорном блоке, выделяются точки, в которых производят расчеты напряжений и деформаций. Количество выбранных точек определяет точность инженерного анализа, но при этом напрямую влияет на число решаемых в системе математических уравнений, количество которых определяется как произведение числа точек  $N$  на число степеней свободы каждой точки (обычно 3). Например, если рассчитывается работа балки круглого поперечного сечения (рис. 1.2), следует

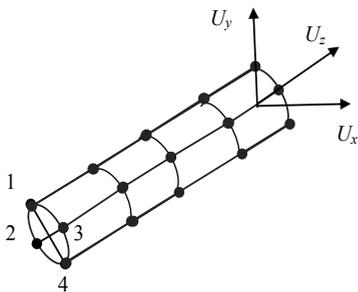


Рис. 1.2. Конечно-элементная модель в виде балки

задать не менее четырех точек в каждом сечении, которые будут располагаться по длине балки через 10 см. Тогда в балке длиной 40 см будет всего 20 точек, в которых определяются напряжения и деформации, а уравнений для анализа будет 60.

При расчете сложной объемной модели число точек увеличивается геометрически и конечное число уравнений для расчета деформаций и напряжений может составлять несколько тысяч.

Напряжения и деформации связываются в виде уравнений с использованием полиномов. В задачах прочности минимальный функционал полной потенциальной энергии системы строится на разности сопротивлений тела деформациям и работы внешних сил.

#### **Примеры компьютерного проектирования бурового инструмента**

Для проектирования резцов и долот современными компаниями-разработчиками бурового инструмента и оборудования используются современные компьютерные технологии инженерного проектирования на основе метода конечных элементов типа *Nastran*, *Patran*, *Ansys*.

Подразделение *Smith Bits* фирмы *SMITH*, входящей в структуру нефтегазовой сервисной компании *Schlumberger*, разработало интегрированную инженерно-аналитическую систему *IDEAS*, в которой рассматривается работа резца в динамической среде бурения с учетом влияния всех компонент буровой компоновки. Основной задачей *IDEAS* является производство оптимальных по эффективности конструкций долот и значительное сокращение времени цикла разработки инструмента.

Моделирование в системе *IDEAS* начинается с анализа данных о показателях работы долота, геологических условий, информации об условиях бурения и износе долота. На основании этой информации разрабатываются и выполняются лабораторные испытания взаимодействия резцов с различными породами. По сравнению с другими системами проектирования долот, позволяющими оценить лишь взаимодействие резцов с породой, лабораторные данные из системы *IDEAS* представляют количественные параметры по фактическим усилиям на резцах и скоростям бурения. Информация используется для анализа конструкций долота с учетом литологических особенностей, аналогичных тем, для которых проектируется долото. В результате получается буровое долото, обладающее динамической стабильностью при рабочих параметрах и условиях эксплуатации, для которых оно предназначено, что способствует увеличению срока службы и повышению скорости проходки. Оптимизированные параметры могут поддерживаться для обеспечения более быстрой и продолжительной работы долота при снижении нагрузки на компоновку и оборудование буровой установки. Например, крайне интересна последняя разработка *Smith Bits* – долота с резцами типа *PDC (polycrystalline diamond cutters)* с вращающимися вокруг своей оси в процессе бурения алмазными резцами *ONYX 360*, ресурс которых существенно выше, чем у резцов зафиксированных в матрице долота.

Программа четырехмерного моделирования *i-Drill*, как составная часть системы *IDEAS*, позволяет прогнозировать поведение долота вместе с компоновкой, с использованием сверхмощных вычислительных машин, при помощи метода конечных элементов и данных, полученных в ходе лабораторных исследований свойств горных пород.

Модель, построенная с помощью синхронизированного по времени моделирования с шестью степенями свободы, достаточно точно прогнозирует силы и вибрации, которые зачастую оказывают решающее воздействие на отклоняющее усилие на долоте, срок службы забойных датчиков, целостность буровой колонны и эффективность процесса бурения в целом.

Возможность выявления источника крутильных, осевых и поперечных колебаний позволяет специалистам по бурению и по искривлению ствола скважины определить необходимые изменения в компоновке снаряда и оптимизировать режимы бурения. Программа *i-Drill* обеспечивает пометровую оценку прочности бурительной колонны, получаемую измерением момента на изгиб в двух осях. Направление отклоняющих усилий на долоте определяются силами, возникающими на долоте при взаимодействии с породой с учетом динамики всей бурительной колонны.

Компания *Smith Technologies* разработала программу моделирования гидравлики бурения и очистки ствола *Yield Point* с целью оптимизации выбора типа и свойств бурового раствора в соответствии с условиями бурения. После ввода исходных данных программа *Yield Point* выполняет графическое моделирование свойств бурового раствора, скорости движения промывочной жидкости, механической скорости проходки, а также площади сечения гидромониторных насадок, а затем позволяет оценить влияние соответствующих параметров на гидравлические характеристики долота и очистку ствола скважины.

База данных по обработке долот *Smith Bits (DRS)* содержит информацию о трех миллионах отработанных буровых долот практически со всех нефтяных и газовых месторождений по всему миру. Помимо того что база данных по обработке долот *DRS* используется для проектирования долот, она также позволяет системе оптимизации выбора буровых долот *DBOS* обеспечить правильный выбор долот для эффективного бурения конкретной породы.

Компанией *Varel* разработан собственный программный продукт для проектирования инструмента под названием *SPOT™*. Компьютерное моделирование позволяет оценивать качества долот, их ресурс и производительность в процессе компьютерного тестирования. Улучшенная

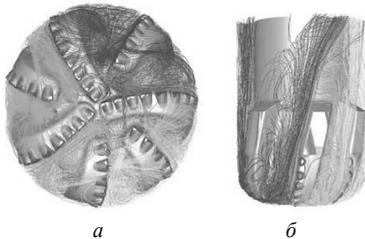


Рис. 1.3. Визуализация образа в системе анализа гидродинамики долот при компьютерном проектировании: *а* – вид с торца долота; *б* – вид сбоку

система очистки забоя обеспечивается установкой направляющих насадок долота, обеспечивающих поток жидкости в радиальном направлении горизонтально забоя вдоль линии расположения резцов. Горизонтальную струю жидкости обеспечивают насадки, установленные у центра долота, остальные насадки установлены ближе к периферии торца, направляя поток в направлении забоя. Такая комбинированная система размещения насадок на торце долота обеспечивает качественную очистку забоя и охлаждение резцов.

В компании *Smith bits* используют вычислительную гидродинамику (CFD) для моделирования взаимодействия бурового раствора с долотом и стволом скважины (рис. 1.3). Данные сложные алгоритмы дают возможность воспроизводить широкий диапазон забойных условий, а также позволяют осуществлять оценку влияния конфигурации лопастей и положения насадок на структуру потока с целью оптимизации работы долота и повышения эффективности бурения за счет максимально эффективного использования имеющейся гидравлической энергии.

**Параметр оптимизации** – формулировка цели оптимизации в количественном измерении.

Цель поиска оптимума направлена в будущее, и поэтому *оптимизация* – это процесс создания будущего результата функционирования системы в его количественном и качественном измерении. Например, это может быть уровень материального обеспечения, стоимость жизни и её уровень качества, те или иные технологические параметры и др.

Параметры оптимизации могут быть экономическими, технико-экономическими, технико-технологическими, статистическими и др.

Параметр оптимизации должен удовлетворять следующим требованиям [1, 2]:

- быть эффективным с точки зрения достижения цели;
- быть универсальным;
- быть количественным и выражаться одним числом;
- быть статистически эффективным;
- иметь физический смысл, быть простым и легко вычисляемым;
- быть реально определяемым для всех различных состояний системы.

Из многих параметров, характеризующих объект исследования, только один, часто обобщенный, может служить параметром оптимизации, который выделяют как критерий оптимального решения. Назначение критерия оптимизации является сложной и очень ответственной задачей, поскольку от правильного выбора критерия кардинально зависят результаты оптимизации. Понятие оптимального решения может быть определено лишь с точки зрения конкретного критерия оптимальности.

***Критерий оптимальности*** – количественный показатель, в соответствии с которым варианты достижения целей располагаются в порядке их предпочтения.

Как подчеркнуто в работе [10], «... в общем случае критерий оптимального управления каким-либо технологическим процессом представляет собой величину, меняющуюся во времени, пространстве и характеризующую эффективность достижения поставленной цели управления».

Критерии оптимальности можно разделить на глобальные и локальные, технические и технико-экономические.

***Глобальные критерии*** характеризуют законченный процесс, его основные результаты, например, законченный процесс бурения скважины. К ним можно отнести стоимость и время проходки ствола скважины и производные от них: средняя стоимость и время бурения 1 м скважины, техническая и коммерческая скорость бурения и др. Глобальные критерии являются не только итоговыми, но и интегральными и должны использоваться на стадии проектирования и постановки буровых работ, т. е. на первом этапе оптимизации, поскольку задачей первого этапа является выбор таких альтернатив, которые влияют на весь процесс в целом.

***Локальные критерии*** характеризуют протекание процесса или законченную часть его, поскольку процесс бурения носит дискретный характер. К ним можно отнести мгновенную механическую скорость бурения,

интенсивность износа породоразрушающего инструмента, рейсовую скорость, ресурс инструмента (проходка на инструмент), выход керна, расход алмазов на 1 м проходки, время «чистого» бурения и др.

Локальные критерии должны использоваться на втором этапе оптимизации, непосредственно в процессе выполнения работ, например, при выборе инструмента для бурения, определения для него оптимальных параметров режима бурения.

Важно отметить, что оптимальное исполнение и выдерживание локальных критериев позволяет получить оптимальные значения и глобальных критериев, поскольку эти критерии формируются как сумма локальных показателей.

Примером глобального критерия системы геологоразведочных работ может служить взаимодействие трех основных факторов, каждый из которых также может быть принят как глобальный критерий, определяющих при взаимодействии основной результат любой производственно-коммерческой деятельности [14]:

$$\text{Прибыль} = \frac{\text{Достоверность}}{\text{Время} \times \text{Стоимость}}.$$

Результат взаимодействия трех основных факторов равняется прибыли – движущей силе любого проекта.

В данном случае под *достоверностью* понимается достаточность и точность получаемой при бурении (геологоразведочных работах) информации о рудной залежи. При бурении разведочных скважин это, прежде всего, весовой и качественный выход керна и получение иной качественной пробы, например, в виде шлама, определение достоверного положения скважины в пространстве недр, подсечение рудных залежей под заданными углами.

*Время* в приведенной зависимости – общее время выполнения работ, а *стоимость* – затраты на выполнение работ.

*Достоверность* – это глобальный критерий. Локальным критерием оптимальности, который можно использовать для достижения высокого уровня достоверности разведочных работ, может служить такой параметр, как *выход керна K*, который может быть линейным, объемным и весовым:

Линейный выход керна  $K_{л}$ , % определяется следующим соотношением:

$$K_{л} = \frac{L_{к} \cdot 100\%}{L_{б}},$$

где  $L_{к}$ ,  $L_{б}$  – длина керновой пробы и длина пробуренного интервала, с которого поднят керн, м.

Линейный выход керна, которым чаще пользуются из-за более простой процедуры измерения, не всегда является объективным показателем, т. к. не учитывает такого часто встречающегося при колонковом бурении явления, как *избирательное истирание керна*. В процессе избирательного истирания керна происходит разрушение более мягких частей породы или руды, и проба, получаемая из такого керна, будет недостоверной по количественному содержанию минералов, в том числе рудных. При линейном измерении

выхода керна возможны значительные ошибки, например, в случае, если керна раздроблен или порода набухла.

Для более объективной оценки качества опробования на месторождениях следует применять оценку выхода керна по весовому показателю. Измерение выхода керна по весовому показателю связано с определенной сложностью, поскольку следует точно знать величину эталонного веса керна, с тем чтобы её сравнить с полученной пробой. Кроме того, вероятны отклонения от истинных значений за счет увеличения массы керна при его смачивании.

Более достоверно можно оценить выход керна по объемной пробе, измеряя объем керна  $Q_k$ , см<sup>3</sup> в мерном сосуде и сравнивая с расчетным значением объема  $Q_p$ , см<sup>3</sup> керновой пробы. В этом случае выход керна:

$$K_o = Q_k \cdot 100 / Q_p,$$

где  $Q_k$ ,  $Q_p$  – объем полученного керна и расчетное значение объема керна, получение которого возможно в интервале бурения, см<sup>3</sup>.

Достоверность оценки положения пробуренной скважины в пространстве недр оценивается по результатам инклинометрии. Точность существующих приборов-инклинометров [13] обеспечивает погрешность в пределах  $\pm 5^\circ$  по азимутальному углу и  $\pm 0,5^\circ$  по зениту, что дает достаточно точную оценку положения ствола.

Требования к направлению скважины, оценка качества и достоверности подсечения рудных тел формулируются в виде соблюдения предельных норм отклонения скважины от заданной геологической службой траектории. При этом на проектной глубине задаются предельные отклонения скважины от заданной точки подсечения  $A$ . В результате этого можно графически показать конус допустимых отклонений ствола скважины (рис. 1.4). Выполнение требований по бурению скважины в пределах заданных отклонений при естественном искривлении скважин возможно при реализации технологий направленного бурения, таких как использование закономерностей естественного искривления, методы искусственного искривления, применение различных буровых компоновок, снижающих интенсивность естественного искривления скважин [13].

Поиск оптимальных условий, включающий выбор рациональных технических средств и технологий направленного бурения, способных обеспечить соблюдение требований к направлению скважины, является одной из задач оптимизации геологоразведочного бурения.

**Пример 1.** По данным компании *Atlas Copco*, при программе алмазного бурения 80 скважин глубиной 400 м и общем

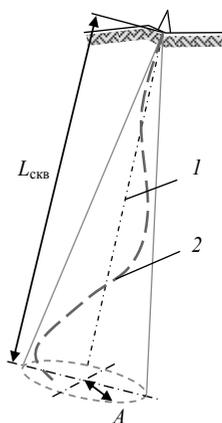


Рис. 1.4. Схема для определения параметров возможных отклонений  $A$  ствола скважины от проектного направления: 1 – проектное направление; 2 – фактическая траектория ствола скважины

объеме буровых работ 32 000 м, круглосуточной работе одного бурового станка, для завершения работ потребуется 457 дней при стоимости проекта 2 580 тыс. дол. США.

Если 50 % интервала бурения будет опробовано по шламу, полученному при бурении пневмоударниками высокого давления, а 50 % – по керну, полученному при алмазном бурении, срок выполнения работ составит 301 день при стоимости работ 1 740 тыс. дол. США.

Если долю опробования по шламу увеличить до 75 %, то время выполнения работ составит 223 дня при стоимости работ 1 320 тыс. дол. США.

Сравнительный анализ показывает, что один станок, осуществляющий бурение по схеме 75 % опробования по шламу и 25 % по керну, способен заменить три станка алмазного бурения, осуществляющих полный отбор керна, при этом стоимость работ снизится практически в два раза.

В этом примере показано, что оптимизация по критерию прибыли, который является глобальным, возможна путем сочетания различных способов бурения и технологий опробования месторождений.

Наряду с *экономическими критериями* оптимизации, к которым можно отнести получаемую при выполнении работ геологоразведочных работ прибыль, возможны более детализованные *техничко-экономические* и *технологические критерии*.

## 1.2. Технологические критерии оптимизации буровых работ

Современная буровая установка может оснащаться контрольно-измерительными приборами, регистраторами и устройствами автоматического управления. Основным, особенно при высокочастотном алмазном бурении, остается процесс управления углублением скважины, выработка оптимальных параметров режима бурения.

В данном случае актуален выбор параметра оптимизации, или критерия оптимизации. Требования к критерию оптимизации процесса бурения состоят в том, что этот параметр должен надежно регистрироваться и фиксироваться непосредственно при бурении, а также оперативно влиять на другие параметры бурового процесса, поскольку, например, прижоговая ситуация (аварийная ситуация, которая возникает при перегреве алмазной коронки, расплавлении медно-никелевой матрицы и спекании разрушенной коронки с забоем) при алмазном бурении развивается не более 30–40 с.

Возможными критериями оптимизации технологии бурения могут быть следующие параметры:

- механическая скорость бурения  $v_m$ ;
- рейсовая скорость бурения  $v_p$ ;
- оптимальное время нахождения бурового инструмента на забое;
- расход алмазов или проходка на буровой инструмент (его ресурс);
- относительный показатель эффективности;

– оптимальное углубление забоя за один оборот бурового инструмента.

**Механическая скорость бурения** оптимизируется в сторону максимальных значений под влиянием основных параметров режима бурения – осевого усилия, частоты вращения, вида, количества и качества очистного агента.

При этом эффективность бурения в целом определяется объемом разрушенной буровым инструментом породы в единицу времени, который непосредственно связан с величиной мощности  $N$ , подводимой к забою.

Объем породы, разрушаемый в единицу времени, можно установить из зависимости

$$V = \frac{N}{A_V}, \quad (1.1)$$

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

$A_V$  – энергоемкость разрушения породы определенного объема, кВт/м<sup>3</sup>.

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

$$V = v_m F, \quad (1.2)$$

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

$F$  – площадь забоя скважины, м<sup>2</sup>.

Из равенства вышеприведенных формул для определения объема разрушенной породы получим

$$v_m = \frac{N}{A_V F}. \quad (1.3)$$

Из данного выражения следует общая и основная формулировка зависимости скорости бурения от основных факторов:

*механическая скорость бурения пропорциональна количеству подведенной к забою мощности, обратно пропорциональна энергоемкости разрушения породы и площади забоя.*

При передаче энергии от источника – бурового станка к забою для разрушения горной породы часть энергии расходуется на работу бурильной колонны. Поэтому с целью оценки и минимизации потерь энергии при её передаче к забою через бурильную колонну следует параметр  $N$  представить как разность мощностей, выработанной буровым станком  $N_{об}$ , и потерь мощности в системе «бурильная колонна – скважина»  $N_n$ . Тогда выражение (1.3) можно представить в развернутом виде:

$$v_m = \frac{N_{об} - N_n}{A_V F}. \quad (1.4)$$

Из данной зависимости следует, что с точки зрения оптимизации процесса бурения крайне важно учитывать не только уровень потребления энергии на забое для разрушения породы, но и потери энергии на пути к забою. Последнее возможно только с позиций оптимизации системы

«скважина – колонна», конструкции и условий работы бурильной колонны в скважине.

Таким образом, интенсификация процесса разрушения горной породы при бурении может осуществляться:

– вследствие увеличения передаваемой горной породе энергии, что предполагает также необходимость снижения ее потерь при передаче от источника энергии до забоя скважины;

– уменьшения энергоемкости процесса разрушения горной породы;

– уменьшения площади забоя скважины.

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

$$N = \frac{\mu_k P_{oc} R \omega}{97,5}, \quad (1.5)$$

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

$P_{oc}$  – осевая нагрузка на инструмент, Н;

$R$  – радиус торца бурового инструмента, м;

$\omega$  – частота вращения,  $c^{-1}$ .

С учетом данной зависимости формулу для определения механической скорости бурения можно записать в следующем виде:

$$v_m = \frac{\mu_k P_{oc} R \omega}{97,5 A_v F}. \quad (1.6)$$

Если частоту вращения выразить через линейную скорость перемещения резцов:

$$\omega = \frac{v_n}{\pi D},$$

то формулу для расчета механической скорости бурения можно представить в виде:

$$v_m = \frac{\mu_k P_{oc} v_n}{2\pi 97,5 A_v F}. \quad (1.7)$$

Соотношение  $\frac{P_{oc}}{F} = q_3$  определяет значение удельного контактного давления на забой скважины. При этом, следуя начальным условиям, при расчете  $q_3$  использовано значение всей площади забоя скважины без учета площади породоразрушающих элементов, которыми вооружен торец коронки или долота.

Буровой инструмент опирается на забой породоразрушающими элементами, площадь которых, например, равна  $F_n$ . При этом  $F_n < F$ . В данном случае для эффективной работы инструмента очень важны схема установки, размеры и форма породоразрушающих элементов. Рациональное и эффективное вооружение инструмента значительно влияет на энергоемкость разрушения горной породы, определяет стойкость инструмента. Принимая

соотношение  $\frac{P_{oc}}{F_n} = q_n$  за удельное контактное давление на породу со стороны

бурового инструмента, при условии равномерного распространения напряжений в породе по всей площади забоя, выражение для расчета механической скорости бурения представим в виде

$$v_m = \frac{\mu_k v_n}{2\pi 97,5 A_v} q_n. \quad (1.8)$$

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

Увеличение передаваемой горной породе энергии может быть получено в результате:

- увеличения частоты вращения породоразрушающего инструмента;
- увеличения осевой статической или ударной нагрузки на породоразрушающие резцы бурового инструмента;
- передачи горной породе дополнительной тепловой энергии (термомеханическое бурение);
- передачи горной породе дополнительной гидродинамической энергии (гидромониторное бурение).

Уменьшение энергоемкости разрушения горной породы можно достичь за счет:

- создания породоразрушающего инструмента, максимально соответствующего по своим характеристикам прочностным свойствам горных пород;
- применения «понижителей» твердости горных пород (жидкости с поверхностно-активными веществами, ультразвуковых колебаний, электромагнитных воздействий и др.);
- разработки оптимальных режимов бурения.

Реальное уменьшение потерь энергии при передаче от источника до породоразрушающего инструмента возможно вследствие перемещения привода вращения инструмента к забою скважины (применение забойных гидро- или электродвигателей, редукторов-мультипликаторов, повышающих частоту вращения инструмента при умеренной частоте вращения бурильной колонны).

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

Отношение  $\frac{N}{F} = N_0$  в формуле (1.3) определяет значение удельной забойной мощности, подводимой к инструменту для разрушения породы,

$N$ , кВт

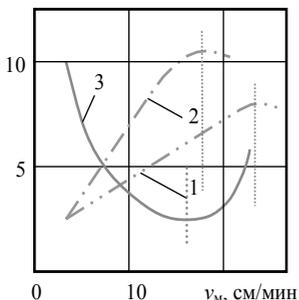


Рис. 1.5. Зависимость мощности разрушения породы при бурении шарошечными долотами диаметром 59 мм (линия 1) и 76 мм (линия 2) от механической скорости бурения  $v_m$ ; кривая 3 – удельные затраты мощности, равные отношению  $N/v_m$

условиями рационального потребления и расходования мощности. Поэтому параметр  $v_m \rightarrow \max$  в качестве критерия не может быть принят за основу оптимального оперативного управления, так как не предполагает получения наряду с высокой мгновенной скоростью бурения экономии за счет высокого ресурса инструмента и рационального расходования энергии на бурение, оптимального баланса рабочего времени, высокого качества работ за счет сохранности керна.

Сложность поиска оптимальных условий бурения по критерию максимума механической скорости бурения подтверждается формулами (1.6)–(1.8), из которых следует, что механическая скорость бурения зависит от значительного числа влияющих факторов, сочетание которых не всегда способно дать оптимальный комплексный результат.

**Рейсовую скорость бурения**, в отличие от механической скорости бурения, только частично можно отнести к оперативным критериям управления процессом бурения. Этот критерий является важным при поиске оптимальных условий, как технологии, так и организации бурового процесса.

Рейсовая скорость определяется как отношение длины интервала проходки между спуском и подъемом бурового инструмента из скважины  $L_p$  ко времени, которое потрачено на спуско-подъемные операции  $T_{сно}$ , бурение интервала  $L_p - T_б$  и время на вспомогательные операции, связанные с реализацией бурения и вынужденные простои –  $T_n$ . В виде формулы зависимость будет выглядеть следующим образом:

$$v_p = \frac{L_p}{T_{сно} + T_б + T_n}. \quad (1.9)$$

Оптимизация рейсовой скорости в направлении ее роста связана с повышением рейсовой проходки в меньшие сроки. Таким образом, поиск оптимальных условий бурения через анализ такого критерия как рейсовая скорость бурения, связан с анализом технологических возможностей удлинения интервала бурения, который может определяться ресурсом бурового инструмента или снижением вероятности самозаклинивания керна в керноприемной трубе, а также с сокращением затрат времени на буровой процесс и прежде всего времени простоя буровой.

**Относительный показатель эффективности.**

Для оценки оптимальной работоспособности инструмента целесообразно использовать относительный показатель эффективности [3]:

$$\Theta = \frac{v_m}{I} \Rightarrow \max, \quad (1.10)$$

где  $v_m$  – механическая скорость бурения;

$I$  – интенсивность износа.

Рассмотрим два примера оценки работоспособности однослойных алмазных коронок.

При бурении уррита однослойной алмазной коронкой диаметром 24 мм кривая интенсивности износа (рис. 1.6) резко возрастает по мере увеличения осевого усилия и частоты вращения. Механическая скорость также резко нарастает по мере повышения осевого усилия, но до определенного предела, после которого кривая идет на снижение, повышение же частоты вращения приводит к увеличению и механической скорости бурения.

Таким образом, при бурении уррита предпочтительной будет невысокая

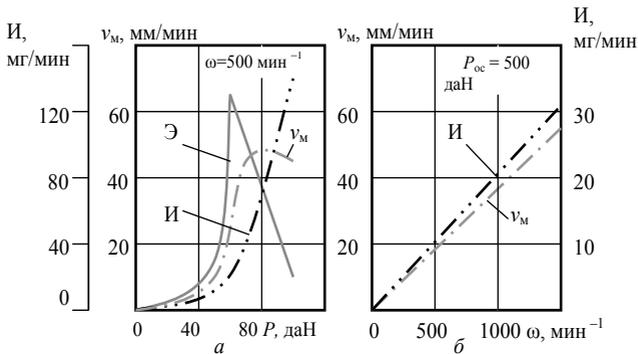


Рис. 1.6. Зависимость механической скорости бурения  $v_m$ , интенсивности износа  $I$  и показателя эффективности  $\Theta$  от осевой нагрузки (а) и частоты вращения (б) при бурении уррита

осевая нагрузка, оптимальное значение которой четко отражает максимум показателя  $\Theta$ .

Зависимость интенсивности износа от частоты вращения указывает на то, что износ коронки в данном случае практически мало зависит от частоты вращения. Причины подобных зависимостей объясняются тем, что при

бурении данной породы образуется крупный шлам (зерна до 3 мм), размер которого растет при повышении осевого усилия, что и увеличивает износ инструмента.

Бурение кварцевого альбитофира (рис. 1.7) сопровождается образованием мелкого шлама, и зависимость интенсивности износа по мере роста осевого усилия имеет минимум при осевом усилии 200 даН и частоте вращения 500–900 мин<sup>-1</sup>, нарастая в дальнейшем достаточно резко.

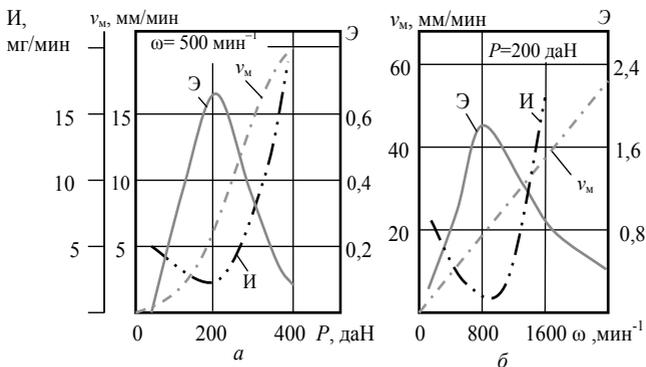


Рис. 1.7. Зависимость механической скорости бурения  $v_M$ , интенсивности износа  $I$  и показателя эффективности  $\mathcal{E}$  от осевого усилия ( $a$ ) и частоты вращения ( $b$ ) инструмента при бурении альбитофира

Механическая скорость бурения увеличивается при повышении частоты вращения и осевого усилия на всем интервале их варьирования, но кривая показателя  $\mathcal{E}$  дает точные величины наиболее оптимальных значений осевого усилия (200 даН) и частоты вращения (800 мин<sup>-1</sup>).

В то же время критерий оптимальности  $\mathcal{E}$  достаточно неудобен с точки зрения управления, так как исключена возможность оперативного измерения износа бурового инструмента в процессе бурения.

В качестве критерия, позволяющего оценить условия и технологию алмазного бурения, используется показатель *расхода алмазов на 1 м проходки*.

Расход алмазов без рекуперации для организаций Министерства Геологии СССР обычно составлял 0,6–1,0 карат/м в зависимости от твердости горных пород и степени совершенства применяемой технологии бурения.

**Рекуперация** (лат. *recuperation* – возвращение, получение обратно) – извлечение сохранившихся алмазов из отработанного алмазного инструмента с целью их повторного использования.

**Рейсовая проходка на инструмент** (ресурс инструмента), так же как и механическая скорость бурения, не учитывает всего многообразия влияющих факторов и не позволяет достигать оптимального результата без учета таких параметров, как глубина скважины. Этот параметр в случае поиска оптимальных условий следует увязывать со стоимостью бурения.

На рис. 1.8 [15] приведена кривая стоимости одного метра проходки скважины в координатах проходки на буровой инструмент и механической скорости бурения для долот типа ИСМ. Из представленных зависимостей следует, что одинаковую стоимость 1 м бурения скважины можно получить как путем увеличения механической скорости бурения, уменьшая при этом стойкость бурового инструмента, так и в результате повышения стойкости инструмента, но при снижении механической скорости бурения.

Выбор оптимального варианта сочетания стойкости бурового инструмента и механической скорости бурения следует производить с учетом глубины скважины.

При возрастающей глубине скважины более важной характеристикой будет большая стойкость бурового инструмента, что позволит повысить время, затраченное на углубление скважины, в балансе общих затрат времени на производство работ.

При бурении неглубоких скважин, когда спуско-подъемные операции занимают сравнительно малую долю в общем балансе производительного времени, можно допустить вариант форсированного бурения на высоких механических скоростях, но с несколько ограниченным ресурсом инструмента.

Поиск оптимальных условий производства буровых работ, параметров режима бурения, ориентированных на минимальную стоимость одного метра пробуренной скважины, является типичной задачей оптимизации.

При решении этой задачи опытным путем можно получить зависимости, отражающие влияние параметров режима бурения на ресурс бурового инструмента и значения механической скорости бурения при определенных постоянных значениях глубины скважины, горно-геологических условиях бурения и применяемых типах бурового инструмента. Полученные данные позволяют рассчитать стоимости 1 м проходки для каждого варианта сочетания параметров режима бурения и выбрать оптимальные параметры режима бурения для определенных условий производства работ.

На рис. 1.9 приведены кривые, отражающие многосложную связь условий и параметров, определяющих себестоимость бурения шарошечными долотами большого диаметра. Как видно из графиков, для минимизации стоимости 1 м проходки требуется выбрать следующие параметры режима бурения: частота вращения долота – 400 мин<sup>-1</sup>, осевая нагрузка около 180 кН, так как повышение частоты вращения долота приводит к снижению проходки на долото и повышению стоимости 1 м проходки.

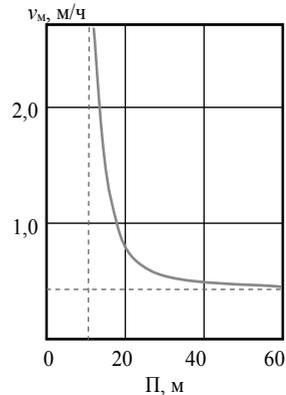


Рис. 1.8. Зависимость стоимости 1 м бурения от проходки  $\Pi$  и механической скорости бурения  $v_m$

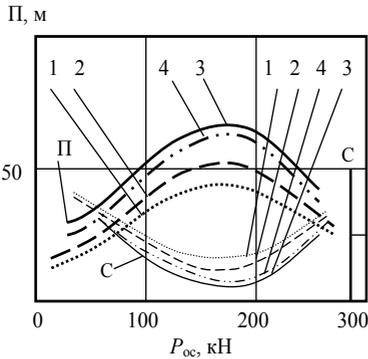


Рис. 1.9. Зависимости проходки на долото  $\Pi$  и стоимости метра проходки на долото  $C$  от параметров режима бурения:  
 1 –  $\omega = 100 \text{ мин}^{-1}$ ; 2 –  $\omega = 400 \text{ мин}^{-1}$ ;  
 3 –  $\omega = 200 \text{ мин}^{-1}$ ; 4 –  $\omega = 600 \text{ мин}^{-1}$

Оптимальные параметры режима бурения, выбор которых осуществляется по минимуму стоимости 1 м проходки, как правило, соответствуют наиболее эффективному процессу разрушения горных пород, который будет характеризоваться минимальными затратами энергии на разрушение, высокими значениями механических скоростей бурения и эффективным ресурсом бурового инструмента.

Таким образом, выбор способа бурения – многофакторный анализ, итогом которого может быть уровень прибыли, выраженной через экономию затрат при сохранении высокого качества и достоверности полученной геологической

информации.

**Оптимальное время нахождения породоразрушающего инструмента на забое** исследуется с учетом таких параметров, как механическая скорость бурения, рейсовая скорость бурения и стоимость 1 м бурения  $C_m$  [9,10].

Рейсовая скорость бурения равна

$$v_p = \frac{h}{t + T}, \quad (1.11)$$

где  $h$  – проходка за рейс, м;

$t$  – время бурения за рейс, ч;

$T$  – время спуско-подъемных операций в рейсе (для снарядов со съемным керноприемником следует учесть время на спуск и подъем керноприемника, выполняемые в течение рейса), ч.

Функция для  $v_p$  от  $t$  исследуется на максимум:

$$\frac{dv_p}{dt} = \frac{\frac{dh}{dt}(t + T) - h}{(t + T)^2} = 0.$$

Если  $(t + T)^2 \neq 0$ , то

$$\frac{dh}{dt}(t + T) - h = 0,$$

а значит,

$$\frac{dh}{dt} = \frac{h}{t + T} = v_p. \quad (1.12)$$

В то же время  $\frac{dh}{dt} = v_m$ , следовательно,  $v_p = v_m$ , т. е. оптимальное время работы коронки на забое определяется моментом равенства рейсовой скорости

бурения механической скорости, или, иначе говоря, коронку следует поднимать с забоя, когда значение механической скорости снизится до значения рейсовой.

Если при расчете использовать еще и критерий  $C_m \rightarrow \min$ , то можно прийти к несколько иному выводу:

$$v_m = \frac{h}{t + T + \frac{Ц}{q}}, \quad (1.13)$$

где  $Ц$  – стоимость породоразрушающего инструмента;

$q$  – стоимость работы одного часа бурового агрегата.

Так как  $Ц/q > 0$ , рейс нужно прекращать и поднимать инструмент из скважины при меньшей механической скорости, чем это следует из условий максимума рейсовой скорости, т. е. для достижения минимальной стоимости бурения время бурения в рейсе должно быть больше, чем это задано условием максимальной рейсовой скорости.

Параметр  $q$  в формуле (1.13) является интегральным. В нем заключены затраты на оплату труда бурового персонала и вспомогательных рабочих, затраты средств на электроэнергию и горюче-смазочные материалы, транспортные расходы и др. Поэтому формула (1.13) комплексно и достаточно полно оценивает все параметры, влияющие на результативность бурового процесса.

С повышением глубины скважины возрастают все параметры, находящиеся в знаменателях формул (1.12) и (1.13), кроме параметра  $Ц$  (стоимости породоразрушающего инструмента), поскольку с повышением глубины скважины снижается механическая скорость бурения, а значит, увеличивается время на бурение, возрастают затраты времени на проведение СПО. В то же время повышается и стоимость работы агрегата, поскольку растут расход энергии и материалов на бурение. Поэтому, если учитывать, что  $Ц$  – величина постоянная, то с повышением глубины скважины соотношение  $Ц/q$  понижается, а  $v_m$  стремится к значению  $v_p$  при общей тенденции к понижению.

**Пример 1.** Рассчитать предельно допустимое значение механической скорости, если время на спуско-подъемные операции  $T$  по мере углубления скважины будет составлять 1, 2 и 3 ч при следующих условиях: стоимость коронки  $Ц = 4\,000$  руб,  $q = 4\,000$  руб, время бурения интервала, равного длине рейсовой проходки,  $t = 1, 2$  и 3 ч, рейсовая проходка – 6 м.

Расчет производим по формуле (1.13). Результаты расчетов представлены в виде графика на рис. 1.10.

#### ***Величина углубления бурового инструмента за один оборот.***

В исследовательских работах и практических рекомендациях по технологии механического колонкового бурения, особенно алмазного, рассматривается такой показатель управления процессом бурения, как углубление породоразрушающего инструмента за один оборот  $h_{об}$ , мм/об, который функционально выражается в простейшем виде следующим образом:

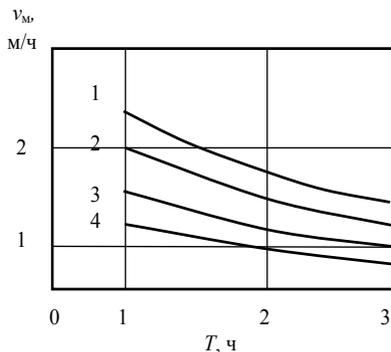


Рис. 1.10. Изменение контрольного значения механической скорости бурения с глубиной скважины при различных начальных значениях механической скорости бурения:  
 1 –  $t = 0,5$  ч,  $v_m = 12$  м/ч; 2 –  $t = 1$  ч,  $v_m = 6$  м/ч;  
 3 –  $t = 2$  ч,  $v_m = 3$  м/ч;  
 4 –  $t = 3$  ч,  $v_m = 2$  м/ч

$$h_{об} = \frac{v_m}{\omega}, \quad (1.14)$$

где  $v_m$  – механическая скорость бурения, мм/мин;  
 $\omega$  – частота вращения,  $\text{мин}^{-1}$ .

Величина углубления скважины за один оборот является комплексным показателем, позволяющим косвенно рассматривать и оценивать физические процессы, происходящие на забое, в частности, реакцию породы на внедрение резца, а также поведение коронки, в том числе под воздействием таких управляемых параметров бурения, как осевая нагрузка, частота вращения инструмента в зависимости от физико-механических свойств породы и величины износа резцов.

Все выше отмеченное позволяет утверждать, что величина  $h_{об}$  может быть применена при определении оптимальных режимов бурения.

Этот показатель используется на производстве для обоснования параметров, так называемой, «алмазосберегающей технологии» [3,18], дающей возможность поддерживать нормированный расход алмазов при достаточно высоких значениях механической скорости бурения.

Под *оптимальным углублением за один оборот* подразумевается величина съема породы за один оборот, заданная таким внедрением алмазов в породу под действием определенных минимальных осевых нагрузок, при которых не происходит заполирование алмазных резцов коронки. При нагрузках несколько выше означенных, резцы чрезмерно загружаются в породу и разрушаются, не производя полезной работы.

Величина оптимального углубления алмазных резцов зависит от их размеров, физико-механических свойств породы и параметров режима бурения – осевой нагрузки и частоты вращения.

Опытным путем установлено, что величина оптимального углубления за один оборот для однослойной коронки должна составлять 2,5–10 % диаметра алмаза  $d$ , т. е.

$$h_{об} = (0,025 - 0,1)d. \quad (1.15)$$

С помощью вышеприведенной зависимости во Всесоюзном институте техники разведки (ВИТР) определены:

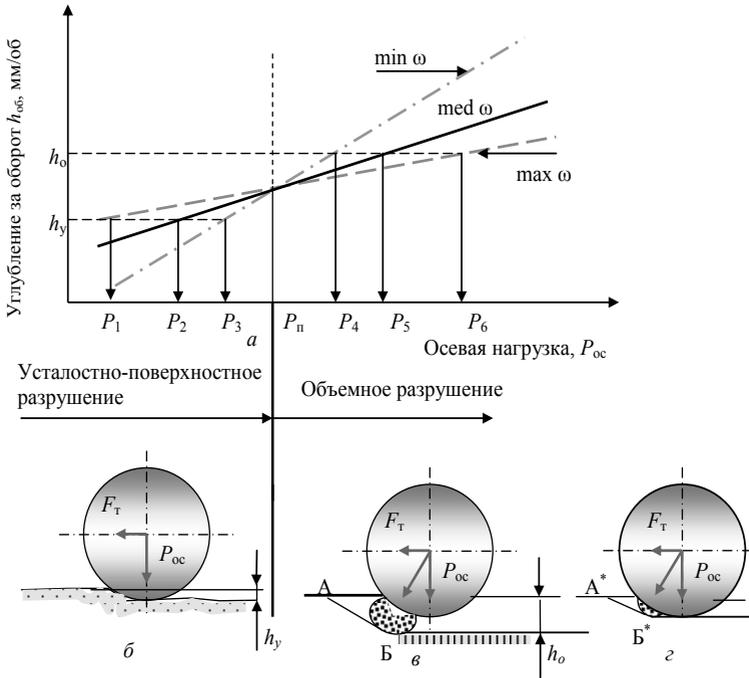


Рис. 1.11. Зависимость углубления за один оборот от параметров режима бурения (а) и схемы поясняющие существо усталостно-поверхностного (б) и объемного разрушения породы (в, г)

оптимальное углубление за один оборот в зависимости от зернистости  $Z$  (шт/кар)

$$h_{об} = (0,122 - 0,488)Z^{-\frac{1}{3}}; \quad (1.16)$$

допустимое значение осевой нагрузки на единичный алмаз

$$P_a = (3,0 - 5,3)(2,86Z^{-0,27} + 0,24Z^{-0,67}); \quad (1.17)$$

величина осевой нагрузки на коронку

$$P_{ос} = P_a Z M, \quad (1.18)$$

где  $M$  – масса объемных алмазов, кар.

При алмазном бурении однослойными коронками рекомендуется оптимальную величину внедрения единичного алмаза принимать равной 0,001–0,008 мм/об. При углублении забоя меньше, чем 0,001 мм/об, наступает заполирование алмазов, при углублении забоя большем, чем 0,008 мм/об начинается повышенный износ алмазных резцов.

На рис. 1.11, а дана зависимость углубления за один оборот от осевого усилия и частоты вращения. Величина углубления за один оборот возрастает

при повышении осевого усилия независимо от частоты вращения коронки. Это происходит как в интервале усталостно-поверхностного режима разрушения, так и в интервале объемного режима разрушения породы.

Зависимость углубления за один оборот от частоты вращения имеет более сложный характер. На интервале усталостно-поверхностного разрушения, когда осевая нагрузка недостаточна для объемного разрушения породы, большие значения углубления за один оборот  $h_v$  характерны для бурения на высоких частотах вращения, а равное углубление за один оборот по мере снижения частоты вращения достигается при более высокой осевой нагрузке ( $P_1, P_2, P_3$  – рис. 1.11, а). Причины этого состоят в том, что режим усталостного разрушения связан с процессом снижения прочности и твердости породы вследствие циклически повторяющихся нагружений породы резацами, образования и развития многочисленных трещин в породе. Этот режим нагружения, при недостаточной для внедрения в породу реза нагрузка, будет более интенсивным в случае более высокой частоты вращения коронки.

При определенной осевой нагрузке  $P_n$  режим разрушения становится объемным, поскольку осевая нагрузка уже достаточна для внедрения реза в породу. При этом режиме разрушения большее углубление за один оборот достигается уже при меньшей частоте вращения, и по мере роста частоты вращения углубление за один оборот снижается. Причины подобного механизма состоят в том, что при образовании борозды разрушения порода скалывается перед резцом по некоторой поверхности в направлении забоя (линия АБ на рис. 1.11, в). Оптимальными будут условия разрушения породы, при которых скорость перемещения реза будет равна скорости образования трещины отрыва породы в направлении линии АБ. При повышении частоты вращения скорость образования трещины отрыва породы перед резцом начинает отставать от скорости перемещения реза. Резец, испытывая повышенную сопротивляемость породы перемещению, «всплывает», т. е. снижается глубина его внедрения в породу (рис. 1.11, з). «Всплытие» реза происходит ровно настолько, насколько должна уменьшиться длина трещины отрыва  $A^*B^*$  с тем, чтобы вновь время поступательного перемещения реза была равно времени образования трещины отрыва  $A^*B^*$ .

При объемном разрушении породы равное углубление за один оборот  $h_{об}$  может быть получена при повышении частоты вращения путем увеличения осевого усилия ( $P_4, P_5, P_6$  – рис. 1.11, а). Таким образом, для поддержания рационального углубления за оборот по мере повышения частоты вращения следует несколько повышать и осевую нагрузку.

При объемном разрушении горной породы возможны условия, при которых разрушение породы будет происходить наиболее эффективно. Для этого необходимо, чтобы осуществлялась наиболее полная очистка забоя от шлама и выдерживалось такое сочетание осевого усилия и частоты вращения, при которых скорость формирования трещины отрыва АБ (рис. 1.11, в) соответствовала бы скорости перемещения реза. То есть напряжения в ядре сжатия породы должны быть достаточны для эффективного скалывания

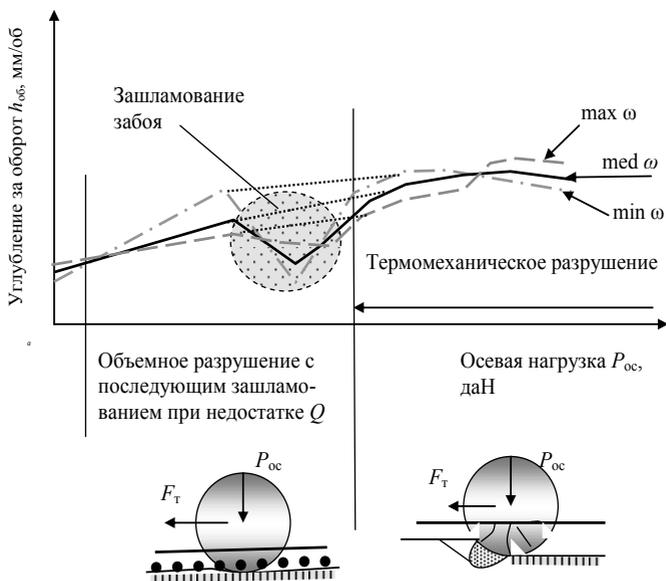


Рис. 1.12. Зависимость углубления за один оборот от параметров режима бурения (а) и схемы, поясняющие процесс объемного разрушения при зашламовании забоя (б) и термомеханическом разрушении (в)

породы передней гранью резца под действием касательных и растягивающих напряжений.

Условия разрушения ухудшаются при зашламовании забоя, например, из-за недостаточного количества подаваемого к забою очистного агента. В этом случае при достаточной для объемного разрушения породы осевой нагрузке наблюдается режим, сходный с усталостно-поверхностным, при котором резцы коронки, повторно измельчая шламовую подушку, не могут создавать достаточных для эффективного разрушения породы напряжений. В этом случае зависимость углубления за один оборот от частоты вращения будет аналогична режиму усталостно-поверхностного разрушения, при котором большее углубление за один оборот достигается при более высокой частоте вращения бурового инструмента (рис. 1.12, а, б).

При чрезмерной осевой нагрузке наступает сложный режим термомеханического разрушения породы (рис. 1.12, в), который сопровождается термическим разупрочнением коронки, что приводит к её активному разрушению. Разрушаются (трескаются, выкрашиваются) и изнашиваются, прежде всего, алмазные резцы. Процесс разрушения резцов интенсивно происходит при более высокой частоте вращения, что сопровождается и более ощутимым снижением углубления в породу.

В начальный период термомеханического процесса разрушения породы возможен резкий рост скорости проходки из-за чрезмерного обнажения резов в момент интенсивного износа металла матрицы. В этот момент часто происходит падение мощности на разрушение, что объясняется снижением сил трения и сопротивления вращению коронки на забое, который «металлизирован» продуктами износа матрицы коронки. Таким образом, возможен ложный сигнал о благоприятных условиях работы бурового инструмента, что усложняет выбор оптимальных параметров режима бурения.

Режим корректировки значений осевого усилия при изменении частоты вращения коронки – одна из задач оптимизации при управлении процессом алмазного бурения.

При управлении процессом бурения для каждого типа коронки, как в ручном, так и автоматическом режимах, компаниями *Atlas Copco* и *Boart Longyear* рекомендуется рациональная частота вращения, выбор которой определяется по рекомендуемой линейной скорости перемещения алмазного реза в пределах 2–5 м/с. Параметрами управления являются усилие подачи и количество подаваемой на забой промывочной жидкости, которые должны обеспечивать определенную скорость проходки.

Критерием оптимального управления алмазного бурения в данном случае является значение показателя *RPI* «число оборотов на сантиметр подачи», который является «перевернутым» значением углубления скважины за один оборот вращения коронки на забое:  $RPI = 1/h_{об}$ .

В табл. 1.1 приведены рекомендуемые параметры режима бурения импрегнированными коронками типа *a-bit* компании *Boart Longyear*.

Таблица 1.1

Параметры режима бурения импрегнированными коронками типа *a-bit* компании *Boart Longyear*

Типоразмер коронки	Расход промывочной жидкости, л/мин	Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	Скорость бурения, см/мин, при <i>RPI</i> , об/см		Осевая нагрузка, даН
			80	100	
<i>BQ</i> – 59,6 мм	23–30	1 700	22	17	900–2 300
		1 000	13	10	
		700	9	7	
<i>NQ</i> – 75,3 мм	30–38	1 350	17	14	1 400–2 700
		800	10	8	
<i>HQ</i> – 96,1 мм	38–45	1 000	13	10	1 800–3 600
		600	8	6	
<i>PQ</i> – 122,6 мм	68–87	800	10	8	2 300–4 500
		600	6	5	

Например, при частоте вращения 1 200 мин<sup>-1</sup> и рекомендованной *RPI* скорость проходки должна быть примерно 12–15 см, тогда показатель *RPI* составит:  $1\ 200/15 - 1\ 200/12 = 80 - 100$ . Эти значения *RPI* соответствуют значениям углубления за один оборот 0,125–0,1 мм/об. Указанные значения

углубления за один оборот считаются оптимальными для данного типа алмазных коронок. В определенных условиях допускается значение  $RPI = 50$  (бурение малоабразивных пород средней твердости), что при рекомендованной частоте вращения соответствует углублению за один оборот  $h_{об} = 0,2$  мм/об.

Основной интервал варьирования углублением за один оборот инструментом в рекомендациях компании *Boart Longyear* принят 0,1–0,125 мм. Существенно меньшие значения углубления могут быть связаны с заполированием алмазных коронок, а более значительные (свыше 0,2 мм/об) – с интенсивным износом коронок, образованием на их торце фасок и других повреждений матрицы коронки. Увеличения скорости углубления при заданной частоте вращения добиваются варьированием осевой нагрузки в заданных, для данной коронки, пределах, например, 900–2300 даН для коронки типоразмера *BQ*.

Если при установленной частоте вращения (1 200 мин<sup>-1</sup>) и варьировании осевым усилием в заданных пределах не удастся добиться рационального  $RPI$ , то частоту вращения несколько снижают и устанавливают следующий уровень рационального углубления, который соответствует рекомендованному  $RPI$ . Например, для частоты вращения 1 100 мин<sup>-1</sup> при рациональных  $RPI$  скорости будут равны 11–13 см/мин. Если и в этом случае не удастся установить рациональный  $RPI$ , то вновь понижают частоту вращения до тех пор, пока не добьются оптимального значения установленного показателя углубления за один оборот бурового инструмента на забое.

Используя зависимость (1.3), получим значение углубления коронкой за один оборот, разделив данное выражение на частоту вращения:

$$h_{об} = \frac{v_m}{\omega} = \frac{N}{A_v F \omega} = \frac{M_{кр}}{A_v F}. \quad (1.19)$$

Таким образом, в процессе регулирования по индексу  $RPI$  углубление за один оборот поддерживают на оптимальном постоянном уровне путем повышения крутящего момента за счет регулирования осевого усилия, частоты вращения и, соответственно, глубины внедрения реза в породу. Как известно, при повышении осевого усилия и снижении частоты вращения глубина внедрения реза в породу возрастает. При повышении диаметра бурового инструмента оптимальное углубление за один оборот поддерживается путем снижения частоты вращения и повышения осевого усилия (см. табл. 1.1).

Рассмотрим эти положения более детально (рис. 1.13).

Крутящий момент, необходимый для вращения буровой коронки, определяется из зависимости:

$$M_{кр} = R \cdot F_t, \quad (1.20)$$

где  $R$  – средний радиус торца коронки;

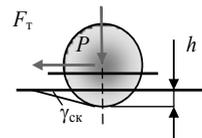


Рис. 1.13. Схема для анализа внедрения алмазного реза в породу

$F_T$  – тангенциальное суммарное усилие на торце как усилие сопротивления резанию-скалыванию породы.

Тангенциальное суммарное усилие сопротивления резанию-скалыванию породы определится из формулы:

$$F_T = \frac{\sigma_{\text{ск}} h a N_p K}{\sin \gamma_{\text{ск}}} + Pf, \quad (1.21)$$

где  $\sigma_{\text{ск}}$  – предел прочности породы на скалывание (может быть приравнен к пределу прочности породы на растяжение);

$h$  – глубина внедрения резца;

$a$  – ширина внедрившейся в породу части резца;

$N_p$  – число работающих на разрушение породы резцов на торце инструмента;

$K$  – коэффициент уширения борозды разрушения ( $K = 1$  для пластичных горных пород;  $K = 1,5$  – для хрупких горных пород);

$\gamma_{\text{ск}}$  – угол скалывания породы перед резцом;

$P$  – осевая нагрузка;

$f$  – коэффициент трения торца инструмента о породу.

Ширину внедрившейся в породу части резца  $a$  вычисляют по зависимости:

$$a = \sqrt{dh}, \quad (1.22)$$

где  $d$  – диаметр резца.



Рис. 1.14. Установка для подземного бурения *Diamec U6 APC*

После подстановок крутящий момент на забое находят формуле:

$$M_{\text{зп}} = R \left( \frac{\sigma_{\text{ск}} h \sqrt{dh} N_p K}{\sin \gamma_{\text{ск}}} + Pf \right). \quad (1.23)$$

Таким образом, рост крутящего момента, достаточный для сохранения углубления за один оборот инструмента, достигается в основном повышением осевой нагрузки на резец  $P$ , что приводит к росту внедрения резца в породу  $h$ .

Наиболее современными автоматизированными буровыми агрегатами в настоящее время являются станки *Diamec U6 APC* и *Diamec U8 APC* компании

*Atlas Copco*, предназначенные для колонкового бурения глубоких скважин как с поверхности, так и из подземных горных выработок, ССК типоразмера *AQ-HQ* с автоматическим контролем параметров (рис. 1.14).

Система *APC* (автоматического контроля бурения) позволяет управлять процессом бурения одному оператору. Системой *APC* в память компьютера записываются данные бурения: глубина скважины, количество и давление промывочной жидкости, частота вращения, скорость бурения, усилие на коронке, давление в гидросистеме станка и др. Система *APC* оптимизирует скорость бурения по показателю *RPI*, регулируя усилие подачи, частоту вращения в соответствии с изменением условий бурения. Это позволяет оператору выполнять в процессе бурения другие работы – опорожнять керноприемники, готовить к работе коронки и штанги.

#### **Комплексная оценка оптимальности процесса бурения.**

Наряду с названными критериями рекомендуется комплексная оценка оптимальности процесса бурения по следующему критерию:

$$\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min. \quad (1.24)$$

В данной зависимости учитываются два основных показателя: затраты мощности на бурение  $N$  и механическая скорость бурения.

Критерий  $\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$  по своей сути близок к требованиям идеального

конечного результата работы технической системы, так как отражает требования к достижению максимальной механической скорости проходки скважины при минимальных затратах энергии на процесс бурения.

Этот критерий, полученный исходя из энергетических затрат на бурение и разрушение горной породы, определяет такое важное понятие, как энергоёмкость процесса разрушения горных пород или бурения.

**Энергоёмкость процесса разрушения горных пород на забое скважины** – показатель эффективности процесса разрушения горных пород, определяемый как отношение затраченной на разрушение породы энергии к интервалу углубки (объему разрушенной породы) за определенный отрезок времени (мгновенной механической скорости бурения).

**Энергоёмкость процесса бурения** – показатель эффективности процесса бурения скважины, определяемый как отношение общей затраченной на процесс бурения мощности к механической скорости бурения.

Таким образом, второй показатель – энергоёмкость бурения – включает все затраты энергии на бурение и, прежде всего, затраты на передачу энергии от бурового станка к забою, т. е. на вращение бурильной колонны.

Удельная энергия на разрушение породы при бурении может быть оценена в виде зависимости [7]:

$$W_\tau = \frac{W_6}{V_n}, \text{ даН} \cdot \text{м/м}^3, \quad (1.25)$$

где  $W_6$  – энергия, израсходованная на бурение;

$V_n$  – объем разрушенной в процессе бурения породы.

Энергия, израсходованная на бурение, определяется по зависимости:

$$W_6 = N_6 t, \quad (1.26)$$

где  $N_6$  – мощность на разрушение породы на забое скважины;  
 $t$  – время бурения.

Объем разрушенной породы вычисляется по формуле

$$V_n = v_m t F, \quad (1.27)$$

где  $v_m$  – механическая скорость бурения;

$F$  – площадь забоя скважины.

После всех подстановок получим

$$W_\tau = \frac{N_6}{v_m F}. \quad (1.28)$$

Учитывая, что  $F = \text{const}$ , критерий управления оптимальным бурением будет представлен в виде

$$W = \frac{N_6}{v_m} \rightarrow \min, \quad (1.29)$$

при этом следует учитывать сложную функциональную взаимосвязь параметров, вовлеченных в процесс и отражающих его физическую суть:

$$N = f(P_{oc}; \omega; Q \text{ и др.}), \quad v_m = f(P_{oc}; \omega; Q \text{ и др.}).$$

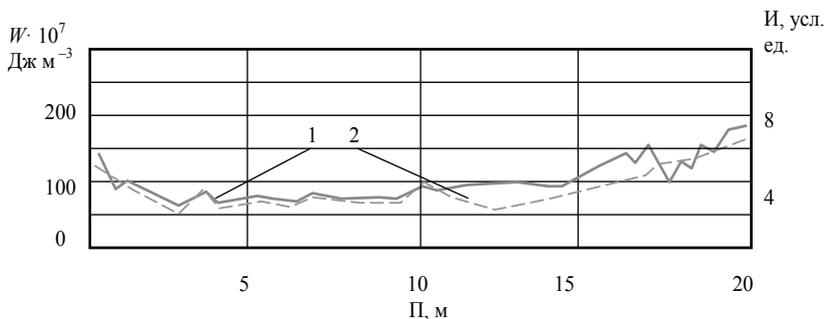


Рис. 1.15. Зависимость удельной работы разрушения (1) и интенсивности износа коронки (2) от проходки П

Рассмотрим *физический смысл критерия W*. Данный критерий по своему физическому смыслу определяет интенсивность износа инструмента на единицу скорости бурения и может использоваться, прежде всего, для достижения максимального ресурса бурового инструмента. Критерий  $W$  связан с процессом разрушения горных пород при бурении, т. е. с процессами разрушения как самого инструмента для бурения, так и горной породы, и показывает затраты энергии (энергоёмкость) на разрушение единицы объема горной породы. Минимизация величины  $W$  позволяет получить максимальную проходку на инструмент и минимизировать затраты на бурение.

Например, в работе [16] показана установленная экспериментально зависимость между интенсивностью износа инструмента  $I$  и удельной работой разрушения (рис. 1.15).

Учитывая, что мощность на бурение определяется по зависимости

$$N_6 = M_{кр} \omega,$$

где  $M_{кр}$  – крутящий момент;

$\omega$  – частота вращения,

получим зависимость расчета критерия управления в несколько ином виде:

$$W = \frac{M_{кр} \omega}{v_m} \Rightarrow \min. \quad (1.30)$$

Основным преимуществом критерия  $W$  является возможность его измерения через параметры крутящего момента и механической скорости бурения. Этот критерий может использоваться для выбора породоразрушающего инструмента или даже классификации горных пород по буримости. Его использование совместно с таким параметром, рассмотренным ранее, как максимальная рейсовая скорость (для определения времени подъема инструмента из скважины), позволяет практически перекрыть всю необходимую систему технологических критериев для оптимального управления процессом бурения.

На рис. 1.16 приведены графики, отражающие зависимости затрат мощности  $N$  и механической скорости бурения  $v_m$  от осевой нагрузки  $P_{ос}$ . Из этих графиков следует, что существуют интервалы интенсивного повышения

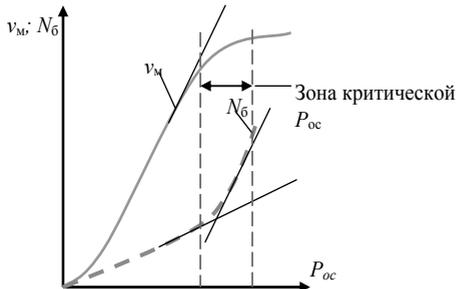


Рис. 1.16. Зависимость механической скорости бурения и затрат мощности на бурение от осевого усилия

механической скорости бурения и умеренного роста затрат мощности, а также крутящего момента на бурение. При определенных значениях осевой нагрузки и частоты вращения рост механической скорости замедляется, а потребление мощности нарастает, что может быть связано с неблагоприятными условиями работы бурильной колонны или бурового инструмента.

Таким образом, система регулирования процесса бурения должна ограничить параметры режима в точке, которая соответствует критерию оптимизации.

На рис. 1.17 приведены данные алмазного бурения в экспедиции Кировского производственно-геологического объединения [18].

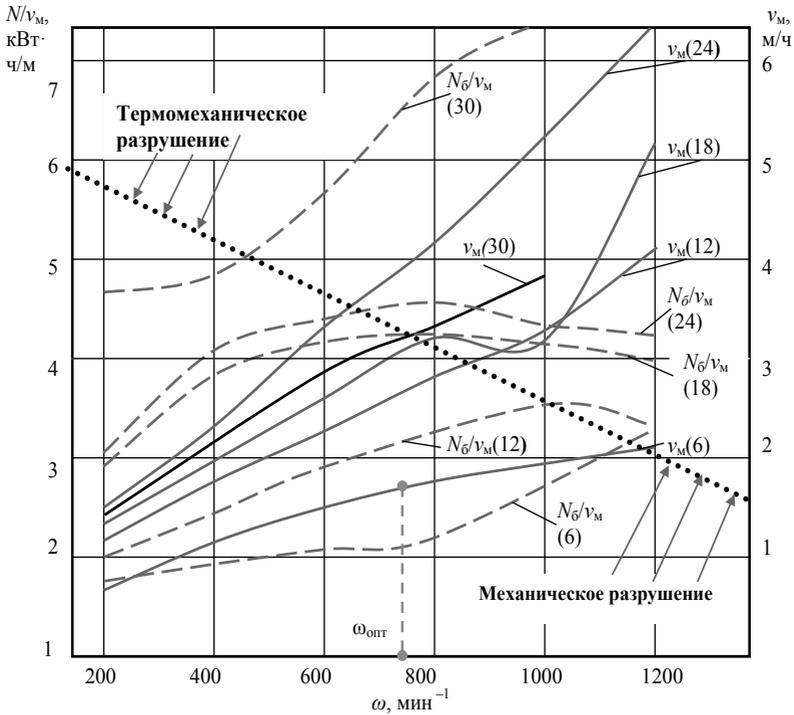


Рис. 1.17. Графики зависимости энергоёмкости процесса разрушения горных пород  $N_b/v_m$  и механической скорости бурения  $v_m$  от частоты вращения инструмента при различных значениях осевого усилия – даны в скобках, кН (горные породы IX–X категорий по буримости, коронка 02ИЗ-59)

Графики показывают сложнейшую взаимосвязь основных параметров режима бурения и затрат мощности на разрушение породы. Характерно, что при увеличении частоты вращения энергоёмкость разрушения сначала возрастает, достигая максимума, затем несколько уменьшается. Снижение энергоёмкости часто не сопровождается снижением механической скорости бурения и такой режим разрушения породы, названный *термомеханическим*, является пограничным между традиционно используемым на практике механическим разрушением горной породы и активным процессом разрушения самого бурового инструмента вследствие чрезмерного нагрева.

Иллюстрация термомеханического процесса разрушения дана на рис. 1.12, в.

Анализ графиков на рис. 1.17 показывает, что осевая нагрузка 30 кН оказала разрушающее действие на коронку даже при малых значениях частоты

вращения, что отразилось, прежде всего, низкой механической скоростью бурения.

При осевой нагрузке 6 кН режим разрушения не вышел за пределы механического даже при максимальных значениях частоты вращения коронки, при этом четко выделяется оптимальное значение частоты вращения  $\omega_{\text{опт}}$ , равное 670–680 мин<sup>-1</sup>.

При осевой нагрузке 12 кН наблюдался практически линейный рост механической скорости, при этом энергоёмкость разрушения также нарастала, достигнув максимума при частоте вращения несколько большей, чем 1 000 мин<sup>-1</sup>. При этом падение энергоёмкости бурения сопровождалось ростом механической скорости и, возможно, именно этот режим, а также соответствующие ему параметры бурения являются наилучшими при условии, что не произошло термического разупрочнения алмазной коронки и её активного изнашивания.

Первоначальное резкое снижение механической скорости при  $P_{\text{ос}} = 18$  кН и частоте вращения более 800 мин<sup>-1</sup> с последующим новым её повышением и одновременным снижением энергоёмкости – явный сигнал о переходе процесса бурения в термомеханический режим, сопровождающийся разрушением коронки.

При осевом усилии 24 кН режим термического разупрочнения коронки не отмечается на графиках в виде смены максимумов и минимумов, при этом достигается самая высокая механическая скорость бурения, и только снижение энергоёмкости после частоты вращения 800 мин<sup>-1</sup> может указывать на изменение характера работы бурового инструмента.

Таким образом, оценка оптимальности условий и режима бурения представляет из себя сложнейшую задачу, при которой необходимо учитывать и качества бурового инструмента, например, способность коронок выдерживать критические значения температур и работать в режиме термомеханического разрушения горных пород.

Методика управления критерием  $W$  может состоять в пошаговом регулировании осевого усилия в процессе поиска минимального значения  $W$  при заданной рекомендованной частоте вращения породоразрушающего инструмента.

Для оценки энергоёмкости всего процесса бурения следует учитывать общие затраты мощности  $N_{\text{об}}$  на процесс бурения, равные в основном сумме затрат энергии непосредственно на разрушение породы  $N_6$  и работу бурильной колонны  $N_{6,к}$ , отнесенные к механической скорости бурения:

$$W_{\text{об}} = \frac{N_{\text{об}}}{v_m}. \quad (1.31)$$

На базе предложенных критериев могут разрабатываться аппаратура, датчики, программные продукты, задача которых состоит в регулировании параметров управления – осевой нагрузки, частоты вращения инструмента, количества и качества очистного агента с целью достижения оптимального

значения выбранного критерия, что, в свою очередь, показывает стремление технической системы к достижению идеального конечного результата.

На основании критерия  $W = N_6/v_M$  можно получить иной, более детализованный критерий «мгновенного» действия, который согласуется с критерием управления процесса алмазного бурения компании *Boart Longyear*.

Механическая скорость бурения определяется как произведение углубления за оборот  $h_{об}$  и частоты вращения  $\omega$ :

$$v_M = h_{об} \cdot \omega,$$

поэтому критерий оптимизации бурения «мгновенного характера», полученный из соотношения  $\frac{N_6}{v_M} \Rightarrow \min$ , может выглядеть следующим образом:

$$W = \frac{M_{сп}}{h_{об}} \Rightarrow \min. \quad (1.32)$$

Указанный критерий позволяет рассмотреть условия получения максимума углубления за один оборот при минимуме крутящего момента на бурильной колонне.

Учитывая, что углубление за один оборот определяется как произведение глубины внедрения резца в породу  $h$  и числа работающих на разрушение резцов  $N_p$ :  $h_{об} = h \cdot N_p$ , получим формулу для расчета параметра  $W$ :

$$W = R \left( \frac{\sigma_{ск} \sqrt{dh} K}{\sin \gamma_{ск}} + \frac{Pf}{h N_p} \right). \quad (1.33)$$

Из данной формулы становится понятно, что минимизация параметра оптимизации  $W$  возможна при следующих условиях:  $R \rightarrow \min$ ;  $P \rightarrow \min$ ;  $f \rightarrow \min$ ;  $d \rightarrow \min$ ;  $h \rightarrow \max$ ;  $N_p \rightarrow \max$ .

В то же время глубина внедрения резца в породу  $h$  в первом слагаемом формулы находится в числителе, а во втором – в знаменателе, т. е. возникает противоречие, которое вполне устраняется тем, что в первом слагаемом степень влияния фактора  $h - 1/2$ , а во втором слагаемом – 1. Необходимо также учитывать, что в балансе затрат мощности и усилий первое слагаемое занимает не более 10–20 % общих затрат, а второе – 80–90 %.

Поэтому, отметив, что более желательны, по условию оптимального критерия, мелкорезцовые и импрегнированные коронки ( $d \rightarrow \min$ , а также  $N_p \rightarrow \max$ ), можем сформулировать искомый параметр оптимизации более компактно, отбросив первое слагаемое:

$$W = R \frac{Pf}{h N_p}. \quad (1.34)$$

Из данной зависимости следует, что будут более оптимальны буровые коронки меньшего диаметра, так как затраты мощности на бурение будут меньше, а достигаемые скорости бурения более высокими.

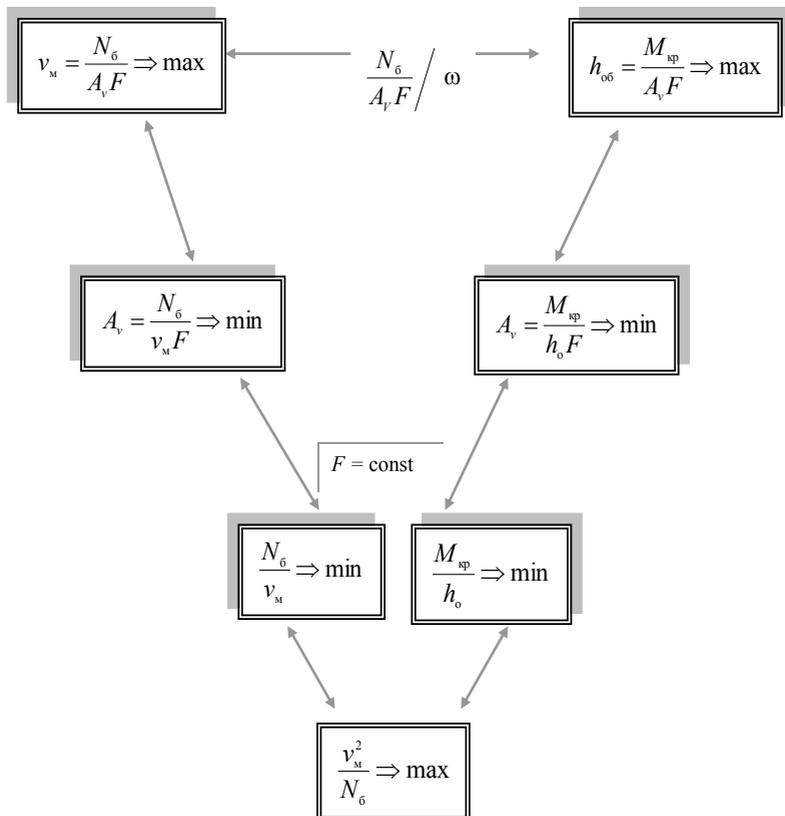


Рис. 1.18. Критерии оптимального управления процессом вращательного бурения алмазным буровым инструментом

В то же время между параметрами  $h$  и  $N_p$  имеется противоречие, так как повышение числа резцов неизбежно приведет к уменьшению их размеров, а соответственно, и снижению глубины внедрения резцов в породу. Это выявленное противоречие является любопытным с точки зрения создания новых типов бурового инструмента и отражает, очевидно, уже реально назревающий переход от инструментов механического типа, к другим типам буровых наконечников, способных реализовать разрушение породы не механическим, а иным, например, термомеханическим способом или плавлением горной породы, например, лазером.

Из трактовки критерия  $W = \frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$  следует  $\frac{1}{W} = \frac{v_m}{N_6}$ .

Если придерживаться положения, что соотношение  $N_6/v_m$  – параметр, определяющий, наряду с энергоемкостью, износостойкость инструмента (см. рис. 1.15), то вероятен критерий оптимизации, который определяет стремление к получению потребителем максимальной скорости бурения при высокой износостойкости инструмента:

$$\frac{v_m}{W} \Rightarrow \max \quad \text{или} \quad \frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max. \quad (1.35)$$

Таким образом, наряду с критерием  $W$ , может быть рекомендован критерий интенсификации процесса бурения при условии оптимальных условий работы бурового инструмента.

На основании анализа возможных критериев оптимального управления процессом бурения выстраивается следующая взаимосвязь наиболее вероятных критериев (рис. 1.18), которые целесообразно использовать при создании автоматизированных систем управления процессом бурения скважин.

Рассмотрим основные соотношения приведенных выше критериев управления бурением: механическую скорость  $v_m$ ,  $\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$  и  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$

(рис. 1.19). Из представленных графиков следует, что оптимальные значения осевого усилия и частоты вращения для рассмотренных критериев управления процессом бурения не совпадают. Как правило, критерий  $\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$  достигается раньше, чем наступает максимальная механическая

скорость бурения и реализуется критерий  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$ .

Критерий  $\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$  предполагает использование максимально щадящих значений параметров режима бурения, особенно осевой нагрузке. В этом случае проходка на коронку, очевидно, будет максимальной, но механическая скорость бурения будет умеренной или средней по величине.

Максимальные значения механической скорости бурения могут быть получены при больших значениях осевой нагрузки и частоте вращения, но условия изнашивания коронки при этом будут также очень высокими.

Критерий  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$  дает более высокие значения параметров режима бурения, ориентированные на большие значения механической скорости при условии минимизации затрат мощности на бурение. При этом критерий  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$  располагается между критериями  $v_m$  и  $\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$ , определяя

условия получения не только высокой механической скорости бурения, но и благоприятной отработки инструмента.

Критерий  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$  подходит для управления процессом при бурении неглубоких скважин, когда фактор скорости проходки более предпочтителен.

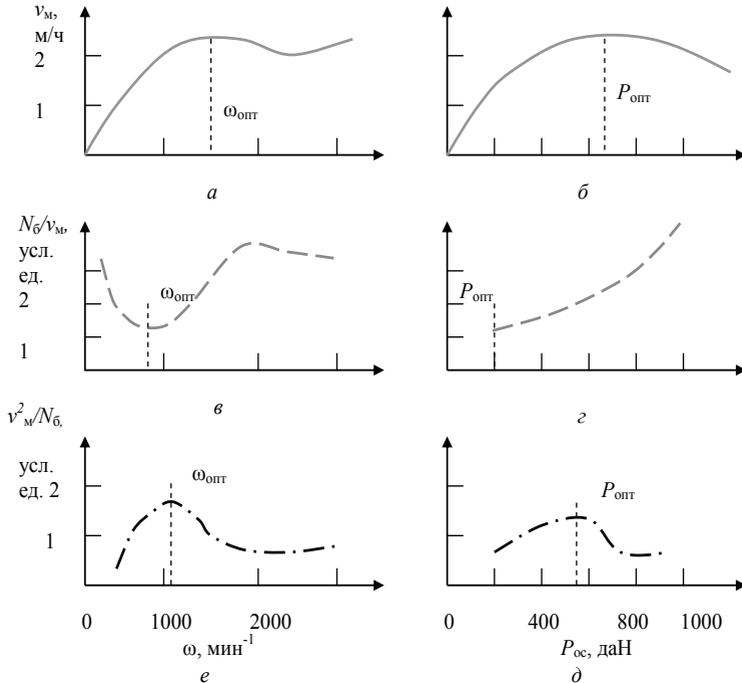


Рис. 1.19. Основные зависимости показателей бурения от параметров режима бурения: а, в, е – частота вращения 1 000 мин<sup>-1</sup>; б, г, д – осевая нагрузка 500 даН

Критерий же  $\frac{N_6}{v_m} \Rightarrow \min$  может быть применен при проходке глубоких скважин, когда параметр стойкости инструмента будет более важным в сравнении с высоким уровнем механической скорости бурения.

### 1.3. Комплексные критерии оценки оптимальности бурового процесса

#### **Коммерческая скорость бурения.**

Коммерческая скорость бурения, может соответствовать производительности за определенный отрезок времени, например, за месяц, рассчитывается по формуле:

$$V_k = \frac{N_c T (1 - K_{TO})}{\frac{1}{v_m} + \frac{T_{ПН} + T_{СПО} + T_{ВС}}{l_p}}, \quad (1.36)$$

где  $N_c$  – число рабочих смен за отрезок времени (сутки, неделю, месяц);

$T$  – продолжительность смены, ч;

$v_m$  – механическая скорость бурения, м/ч;

$K_{ТО}$  – коэффициент, учитывающий затраты времени на техническое обслуживание бурового оборудования;

$T_{ПН}$  – время на перекрепление шпинделя (для станков со шпиндельным вращателем) и наращивание бурильной колонны, кратное одному рейсу, ч;

$T_{СПО}$  – время на проведение спуско-подъемных операций, кратное одному рейсу, ч;

$T_{ВС}$  – время на вспомогательные операции и специальные работы, связанные со спецификой применяемой технологии направленного бурения, кратных одному рейсу, ч;

$l_p$  – рейсовая проходка, м.

Критерий коммерческой скорости бурения учитывает не только механическую скорость бурения, но и рейсовую проходку, а также возможности бурового оборудования и вопросы организации работ, например, простой из-за ремонта или отсутствия нужного инструмента и материалов.

Затраты времени на ликвидацию геологических осложнений также должны учитываться при определении баланса затрат времени на вспомогательные операции. Например, ликвидация обвалования стенок скважины или поглощения промывочной жидкости могут осуществляться с применением различных технологий. Более эффективной, т. е. оптимальной, очевидно, будет такая технология, при которой потери производительного времени будут минимальны.

Если за отчетный период бурится две и более скважины, то в расчете должно учитываться время на монтаж-демонтаж буровой установки и её перевозку. Таким образом, критерий коммерческой скорости учитывает как технологические и технические параметры бурения, так и уровень организации буровых работ.

#### ***Стоимость одного метра бурения скважины***

Использование стоимостных критериев представляется наиболее желательным при оптимизации процесса бурения, поскольку эти критерии наиболее полно отражают производственный процесс.

Экономическая оценка эффективности бурения оценивается стоимостью одного метра пробуренной скважины. Этот критерий является и интегральным, объединяющим как технические, так и стоимостные критерии, и в то же время локальным, так как отражает только часть затрат на проходку скважины в определенном интервале горных пород, определенным типом инструмента, при определенных параметрах режима бурения.

Зависимость общего вида для расчета стоимости бурения одного метра скважины  $C_m$  имеет следующий вид:

$$C_m = \frac{C_{ст}}{T} \left( \frac{1}{v_m} + \frac{T - T_6}{l_p} \right) + \frac{\Pi}{L}, \quad (1.37)$$

где  $C_{ст}$  – стоимость станко-смены, руб.;

$T$  – длительность станко-смены, ч;

$v_m$  – механическая скорость бурения, м/ч;

$T_6$  – время, затраченное непосредственно на углубление ствола скважины, ч;

$l_p$  – длина рейсовой проходки, м;

$\Pi$  – стоимость бурового инструмента, руб.;

$L$  – проходка буровым инструментом (ресурс инструмента), м.

При построении экономико-технологической модели процесса разведочного бурения функция цели должна формулироваться как нахождение минимальной стоимости одного метра скважины, т. е.  $C_m \rightarrow \min$ .

При бурении снарядом без съёмного керноприемника требуется подъем всей бурильной колонны из скважины для извлечения керна, что еще более снижает долю времени  $T_6$ . В этом случае разность  $(T - T_6)$  в формуле (1.37) следует представить в виде суммы затрат времени на проведение спуско-подъемной операции при определенной глубине скважины  $H - t_1$  и затрат времени на замену изношенной буровой коронки и извлечение керна, отнесенных к одному метру бурения –  $t_2$ . Время  $t_1$  зависит от глубины скважины  $H$  и среднего времени спуска-подъема 1 м бурильной колонны  $K$  и может, таким образом, определяться из выражения  $t_1 = (2 \cdot H \cdot K)$ .

С учетом полученного выражения, формула (1.37) для случая колонкового бурения без съёмного керноприемника примет следующий вид:

$$C_m = \frac{C_{ст}}{T} \left( \frac{1}{v_m} + \frac{2HK + t_2}{l_p} \right) + \frac{\Pi}{L}. \quad (1.38)$$

При колонковом бурении ССК при реализации рейса требуется выполнять подъем и последующий спуск керноприемника для извлечения керна. Операции подъема керноприемника с керном и спуска порожнего керноприемника в колонну составляют цикл бурения ССК, тогда как рейсовая проходка – интервал бурения от спуска до подъема всей бурильной колонны из скважины для извлечения керна и (или) замены изношенного бурового инструмента. Таким образом, необходимость реализации рейса является неотъемлемой частью любого бурового процесса независимо от глубины скважины и других условий, а для завершения проходки скважины нужно сделать по крайней мере один полный рейс, тогда как цикл может выполняться только при использовании в бурении скважин комплексов ССК.

**Рейсовая проходка** – углубка скважины на интервале от спуска бурильной колонны в скважину до подъема колонны из скважины в связи с необходимостью извлечения керна из колонковой трубы или замены изношенного бурового инструмента.

*Проходка за цикл* – углубка скважины при бурении ССК на интервале от спуска керноприемника в скважину до извлечения заполненного керном керноприемника из скважины.

Время на спуск-подъем керноприемника  $t_3$  можно определить по формуле

$$t_3 = 2C \cdot H + t_4,$$

где  $C$  – время на спуск-подъем одного метра троса с керноприемником, ч/м;

$t_4$  – время на извлечение керна и смену керноприемника, ч.

С учетом затрат времени на спуск-подъем керноприемника формула (1.37) для расчета стоимости одного метра бурения ССК будет выглядеть следующим образом:

$$C_m = \frac{C_{ст}}{T} \left( \frac{1}{v_m} + \frac{2HK + t_2}{l_p} + \frac{2C \cdot H + t_4}{l_y} \right) + \frac{\Pi}{L}, \quad (1.39)$$

где  $l_{ц}$  – проходка за цикл, м.

При бескерновом бурении длина рейсовой проходки равна общей проходке буровым инструментом, а, учитывая, что отбор керна не производится, зависимость (1.37) можно представить в виде

$$C_m = \frac{C_{ст}}{T} \left( \frac{1}{v_m} + \frac{2KH + t_2}{L} \right) + \frac{\Pi}{L}. \quad (1.40)$$

Из зависимостей (1.37)–(1.40) следует, что стоимость метра бурения определяется такими параметрами, как механическая скорость бурения, стоимость бурового инструмента и его ресурс, затраты времени на вспомогательные операции. Для снижения стоимости метра скважины следует повышать механическую скорость бурения, рейсовую проходку и проходку за цикл и время бурения, сокращая затраты производительного времени на вспомогательные операции. Существенно влияют на стоимость метра затраты на буровой инструмент.

При бурении ССК в случае если используются достаточно стойкие коронки, за счет применения съёмного керноприемника при бурении на глубину 1 500 м доля времени чистого бурения составляет 70–75 %, в отличие от бурения «классического», при котором эта доля может быть не более 40–50 %.

В случае, если проходка на коронку при бурении ССК составляет 30 м, а длина керноприемника 2 м, то при равных значениях механических скоростей бурения применение ССК будет экономически выгодно даже при незначительной глубине скважины, при условии, что стоимость породоразрушающего инструмента будет оптимальной.

Для оценки экономической эффективности сравниваемых способов бурения или буровых инструментов следует произвести расчет по формулам (1.37)–(1.40), а вероятностную эффективность определить как разность стоимости метра бурения, полученной при сравниваемых технологиях и (или) инструментах:

$$\Delta C = C_m^I - C_m^{II}.$$

Анализ формул для расчета стоимости бурения показывает, что огромное значение имеет стоимость породоразрушающего инструмента. При этом важно соответствие стоимости станко-смены и стоимости инструмента. Так например, если стоимость станко-смены невелика, то использование дорогостоящего бурового инструмента начинает составлять основную часть затрат, следовательно, использование такого инструмента не целесообразно. Такая ситуация возможна в том случае, если на недорогом отечественном оборудовании при малой доле затрат на заработную плату будут использоваться алмазные коронки зарубежных компаний, стоимость которых может составлять 300–800 дол. США. В этом случае составляющая затрат на инструмент будет значительно превышать остальные затраты, что скажется на рентабельности.

**Пример 1.** При бурении на месторождении используются двухшарошечные долота типа ДДА-59 и трехшарошечные долота типа 3Ш-59К-ЦА. При равной стоимости 3000 руб. за долото они показывают различную механическую скорость – 12 и 9 м/ч и ресурс – 9 и 12 м соответственно. Стоимость станко-смены продолжительностью 8 ч – 32 000 руб. Время бурения в общем балансе затрат времени на производство работ – 50 %.

Рассчитаем стоимость одного метра бурения скважины долотом ДДА-59:

$$C_m = \frac{32000}{8} \left( \frac{1}{12} + \frac{8-4}{9} \right) + \frac{3000}{9} = 2\,525 \text{ руб.}$$

Аналогично вычислим стоимость метра бурения трехшарошечными долотами. В этом случае стоимость метра бурения составит 2 010 руб.

Для повышения эффективности бурения долотами ДДА произведена их модернизация путем размещения двух гидромониторных насадок (работы выполнены Иркутским отделением ВИТР). Стоимость долот, получивших обозначение ДДА-С, повысилась до 3 500 руб. Испытания показали рост механической скорости на 20 % (14 м/ч) и проходки на долото на 40 % (12 м).

Стоимость метра бурения долотом ДДА-С составила 1 897 руб, что подтвердило эффективность модернизации долот ДДА-С в сравнении со стандартным инструментом.

**Пример 2.** При бурении на месторождении применяют ССК-76. Длина керноприемника равна 4,5 м, что ограничивает значение проходки за цикл  $l_{ц} = 4,5$  м. При бурении ССК ресурс буровой коронки  $L = 50$  м, её стоимость  $Ц = 5\,000$  руб,  $l_p = L$ . Механическая скорость бурения 4,5 м/ч. При стоимости станко-смены 32 000 руб, длительности смены 8 ч, глубине скважины  $H = 1\,000$  м, времени  $C = 0,2 \cdot 10^{-3}$  ч/м,  $K = 2 \cdot 10^{-3}$  ч/м,  $t_2 = 0,2$  ч,  $t_4 = 0$  (применение второго керноприемника), стоимость 1 м скважины будет равна

$$C_m = \frac{32000}{8} \left( \frac{1}{4,5} + \frac{2 \cdot 1000 \cdot 2 \cdot 10^{-3} + 0,2}{50} + \frac{2 \cdot 1000 \cdot 0,2 \cdot 10^{-3} + 0}{4,5} \right) + \frac{5000}{50} = 1\,672 \text{ руб.}$$

Ограничение длины рейсовой проходки до 2,5 м в связи с заклиниванием и истиранием керна при бурении трещиноватых пород привело к повышению непроизводительных затрат, ресурса инструмента до 40 м и механической

скорости бурения до 4 м/ч, что следующим образом отразилось на повышении стоимости метра:

$$C_m = \frac{32000}{8} \left( \frac{1}{4,0} + \frac{2 \cdot 1000 \cdot 2 \cdot 10^{-3} + 0,2}{40} + \frac{2 \cdot 1000 \cdot 0,2 \cdot 10^{-3} + 0}{2,5} \right) + \frac{5000}{40} = 2\ 185 \text{ руб.}$$

Таким образом, влияние рейсовой проходки и ресурса бурового инструмента наиболее значительны при формировании затрат на бурение.

При бурении скважины буровым снарядом без съемного керноприемника произойдет рост затрат времени на проведение спуско-подъемных операций и снижение доли времени на углубку скважины  $T_6$ .

При бурении неглубоких скважин (до 200–250 м), при прочих равных условиях, в сравнении с КССК или ССК, это не приведет к значительному росту стоимости метра бурения, но может отразиться на качестве керна и, соответственно, на стоимости бурения, если, например, для повышения сохранности керна при бурении потребуется несколько ограничить длину рейсовой проходки.

При проходке более глубоких скважин (более 250–300 м) затраты на бурение снарядом со съемным керноприемником будут значительно ниже даже при большей длине керноприемной части одинарного колонкового набора без керноприемника. Например, при длине колонковой трубы 6 м и остальных условиях расчета, принятых выше для случая бурения КССК, расчет по формуле (1.38) показывает, что стоимость 1 м бурения будет равна

$$C_m = \frac{32000}{8} \left( \frac{1}{4,5} + \frac{2 \cdot 1000 \cdot 2 \cdot 10^{-3} + 0,2}{6} \right) + \frac{5000}{50} = 3\ 780 \text{ руб.}$$

Если для повышения сохранности керна в колонковой трубе потребуется ограничить длину рейсовой проходки, это приведет к еще более значительному росту стоимости метра бурения. Например, если длина рейсовой проходки будет равна рейсу при бурении КССК – 4,5 м, то стоимость одного метра бурения составит

$$C_m = \frac{32000}{8} \left( \frac{1}{4,5} + \frac{2 \cdot 1000 \cdot 2 \cdot 10^{-3} + 0,2}{4,5} \right) + \frac{5000}{50} = 4\ 700 \text{ руб.}$$

При последних расчетах не учтено то обстоятельство, что при проведении спуско-подъемных операций, особенно в наклонных и искривленных скважинах, снижается ресурс бурового снаряда и дорогостоящего бурового инструмента вследствие изнашивания о стенки скважины при подъеме и спуске.

Опыт буровых работ показывает, что изнашивание буровых коронок и долот, расширителей, калибраторов в процессе спуска-подъема в глубоких скважинах может быть очень велико и снижает ресурс инструмента до 10 %.

Другим важным обстоятельством, повышающим эффект от применения снарядов со съемным керноприемником, является то, что при спуско-подъемных операциях перепады давления промывочной жидкости, вызванные перемещением снаряда, вызывают разрушение стенок скважины и их обваливание, соответственно, сокращение спуско-подъемных операций

способствует сохранению ствола скважины без каких либо дополнительных технологических операций. По этим причинам расчетная стоимость метра бурения снарядом без съемного керноприемника может быть еще выше.

Оптимизацию стоимости всей скважины на основе расчета стоимостного критерия  $C_m$  можно осуществить, разбив скважину по интервалам глубин и оптимизировав параметр  $C_m$  для каждого интервала, а затем, рассчитав стоимость бурения каждого интервала и приняв параметр  $C_m$  как среднее, после чего произвести суммирование затрат на бурение различных интервалов ствола скважины. При этом чем точнее и детальнее будут выделены интервалы ствола скважины, тем более точным будет конечный результат.

**Стоимость одного метра бурения скважины с учетом затрат на обеспечение проектного направления скважины.**

Оптимизация технологии направленного бурения может осуществляться расчетом стоимости 1 м скважины, пробуренной с использованием тех или иных технических средств и технологий.

Стоимость метра без учета затрат на направленное бурение, компоновки и истирающие материалы  $C_m$  определяется по зависимости (1.37).

Учитывая, что в общем виде  $C_m$  можно вычислить по формуле:

$$C_m = \frac{C_{ст}}{П}, \quad (1.41)$$

где  $П$  – производительность бурения за одну станко-смену, м, рассчитаем

$$П = \frac{T(1 - K_{то})}{\left( \frac{1}{v_m} + \frac{T_{спо} + T_{пн} + T_{вс}}{l_p} \right)}, \quad (1.42)$$

где  $T$  – длительность станко-смены, ч;

$K_{то}$  – коэффициент, учитывающий затраты времени на техническое обслуживание бурового оборудования;

$v_m$  – механическая скорость бурения, м/ч;

$T_{спо}$  – время на проведение спуско-подъемных операций, кратное одному рейсу, ч;

$T_{пн}$  – время на закрепление шпинделя (для станков со шпиндельным вращателем) и наращивание буровой колонны, кратных одному рейсу, ч;

$T_{вс}$  – время на вспомогательные операции и специальные работы, связанные со спецификой применяемой технологии направленного бурения, кратных одному рейсу, ч.

$l_p$  – рейсовая проходка, м.

Представим стоимость метра скважины с учетом затрат на направленное бурение, истирающие материалы и компоновки в следующем виде:

$$C_m = \frac{C_{ст} + C_o \pm C_n + C_e + C_y}{П - \Delta П_o}, \quad (1.43)$$

где  $C_o$  – затраты на постановку отклонителей, отнесенные к затратам на одну станко-смену, руб.;

$C_{и}$  – затраты на истираемые материалы и компоновки, отнесенные к затратам на одну станко-смену, руб.;

$C_{е}$  – затраты на разработку методики учета закономерностей естественного искривления, отнесенные к затратам на одну станко-смену, руб.;

$C_{у}$  – затраты на бурение интервалов увеличения или уменьшения длины стволов скважин, вследствие их заложения с упреждением по типовым кривым, отнесенные к затратам на одну станко-смену, руб.;

$\Delta\Pi_0$  – потери производительности, связанные с направленным бурением за одну станко-смену, м.

Затраты  $C_0$  определим по зависимости:

$$C_0 = N_0(A_1 + A_2 + A_3 + A_4), \quad (1.44)$$

где  $N_0$  – число постановок отклонителей, отнесенное к одной станко-смене;

$A_1, A_2, A_3, A_4$  – затраты, соответственно, на цикл искусственного искривления при наборе кривизны по количеству станко-смен, на амортизацию технических средств и аварийные работы, вызванные резкими изменениями угловых параметров скважины, поломками отклонителей, руб.

Число необходимых постановок отклонителей определим с учетом следующих параметров:

$$N_0 = \frac{(i_e - i_d)\Pi(1 - P_e)}{\delta K_c K_T}, \quad (1.45)$$

где  $i_e$  – интенсивность естественного искривления скважины, град/м;

$i_d$  – допустимая интенсивность искривления, определяемая из возможного предельного отклонения забоя скважины, град/м;

$P_e$  – достоверность полученной типовой кривой, доли ед.;

$\delta$  – угол набора кривизны за цикл искусственного искривления, град.;

$K_c$  – коэффициент снижения интенсивности естественного искривления при использовании компоновки или технологии в сравнении с базовыми условиями;

$K_T$  – коэффициент точности искусственного искривления, доли ед.

Допустимая интенсивность искривления  $i_d$ , определяемая исходя из области допустимых значений отклонений забоя скважины (рис. 1.20), может быть рассчитана по следующей зависимости:

$$i_d = \frac{\arctg \frac{A}{L_{\text{СКВ}}}}{L_{\text{СКВ}}}, \quad (1.46)$$

если расчет производится на всю глубину скважины  $L_{\text{СКВ}}$ , или по зависимости

$$i_d = \frac{\arctg \frac{A}{L_1}}{L_1}, \quad (1.47)$$

если расчет производится для интервала глубины скважины  $L_1$ .

Как следует из приведенных зависимостей (1.46), (1.47), с уменьшением интервала глубины скважины допустимое значение  $i_d$  увеличивается, поэтому, число необходимых постановок отклонителя для выполнения геологического задания будет ниже.

При расчете по формуле (1.45) следует принимать разность  $(i_e - i_d) = 1$ , если  $i_d \geq i_e$ .

Приведенная схема (рис. 1.20) и расчеты (зависимости (1.46), (1.47)) соответствуют варианту бурения наклонной скважины в условиях естественного искривления. Другие варианты направленного бурения и расчет необходимого числа постановок отклонителей могут производиться иначе, например, без учета интенсивности естественного искривления. В этом случае число постановок отклонителя для бурения криволинейного интервала можно определить через соотношение

$$N_0 = \frac{\Sigma\delta}{l_p i}, \quad (1.48)$$

где  $\Sigma\delta$  – угол набора кривизны при бурении интервала скважины, град;

$l_p$  – углубка с набором кривизны за один цикл искусственного искривления, м;

$i$  – интенсивность искривления отклонителем, град/м.

При определении затрат  $A_1$  исходим из того, что одновременно с набором кривизны происходит и углубление скважины:

$$A_1 = \frac{C_{ст}}{T} \left( T_{ц} - \frac{l_{ц}}{v_m} \right), \quad (1.49)$$

где  $T_{ц}$  – продолжительность цикла искусственного искривления, ч;

$l_{ц}$  – углубление скважины за цикл искусственного искривления, м.

Стоимость амортизации специальных технических средств, требуемых при искусственном искривлении, выражается формулой

$$A_2 = \frac{\Pi_0 t_0}{R_0} + \frac{\Pi_k t_k}{R_k} + \frac{\Pi_p t_p}{R_p} + \frac{\Pi_n t_n}{R_n} + \frac{\Pi_{и} t_{и}}{R_{и}}, \quad (1.50)$$

где  $\Pi_0, \Pi_k, \Pi_p, \Pi_n, \Pi_{и}$  – соответственно стоимость отклонителя, снаряда для проработки искривления, ориентатора, породоразрушающих инструментов для реализации искусственного искривления и бурения без искривления интервала углубки за цикл, руб;

$t_0, t_k, t_p, t_n, t_{и}$  – время работы вышеуказанных технических средств и инструментов за цикл искривления, ч;

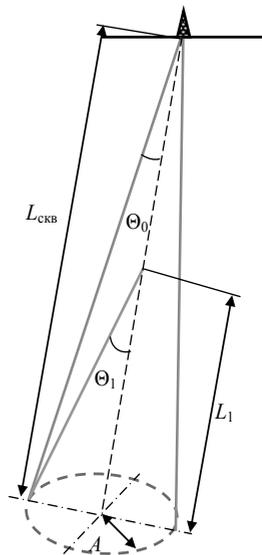


Рис. 1.20. Схема для расчета варианта допустимых отклонений забоя скважины

$R_o, R_k, R_p, R_n, R_{ii}$  – ресурс вышеуказанных технических средств и инструментов, ч.

Составляющую затрат  $A_3$  определим из формулы [13]:

$$A_3 = \frac{C_{ст} \cdot t_{л} \cdot k \cdot n_c \cdot N_o \cdot L_{ц}}{T \cdot 100}, \quad (1.51)$$

где  $t_{л}$  – среднее время ликвидации обрыва, ч;

$k$  – коэффициент, учитывающий рост числа обрывов на 100 м бурения с искусственным искривлением по сравнению с бурением без искривления;

$n_c$  – среднестатистическое число обрывов бурильных труб при бурении без искривления на 100 м.

Затраты на ликвидацию аварий с отклонителями можно рассчитать при помощи коэффициента безаварийности  $K_b$ , полученного в работе [13]. Исходя из вероятности поломки отклонителя и затрат времени на ликвидацию аварии  $t_a$ , получим

$$A_4 = \frac{C_{ст} \cdot N_o \cdot t_a (1 - K_b)}{T}. \quad (1.52)$$

Стоимость породоразрушающих инструментов и компоновок определим из соотношения стоимости и ресурса новых и базовых технических средств и инструментов, отнесенных к производительности:

$$C_{и} = \Pi \left( \frac{\Pi_{и}^H}{L_{и}^H} - \frac{\Pi_{и}^B}{L_{и}^B} \right) + \left( \frac{\Pi_{к}^H}{L_{к}^H} - \frac{\Pi_{к}^B}{L_{к}^B} \right), \quad (1.53)$$

где  $\Pi_{и}^H, \Pi_{и}^B, \Pi_{к}^H, \Pi_{к}^B$  – соответственно, стоимость новых и базовых породоразрушающего инструмента и буровой компоновки, руб;

$L_{и}^H, L_{и}^B, L_{к}^H, L_{к}^B$  – ресурс новых и базовых породоразрушающего инструмента и буровой компоновки, м.

Затраты на разработку методики учета закономерностей естественного искривления, отнесенные к одной станко-смене, получим по зависимости:

$$C_e = \frac{D_e \Pi}{S_e}, \quad (1.54)$$

где  $D_e$  – затраты на разработку методики по учету закономерностей естественного искривления и расчет «типовой» кривой, руб;

$S_e$  – объем бурения, выполненный при использовании «типовой» кривой, разработанной на соответствующие затраты, м.

При заложении скважины с упреждением по «типовым» кривым, как правило, наблюдается удлинение ствол скважин против проектных значений. Затраты на бурение таких интервалов определяются по формуле:

$$C_y = \frac{C(L_{\phi} - L_{пр})}{\Pi}, \quad (1.55)$$

где  $L_{\phi}$  и  $L_{пр}$  – фактический и проектный объемы бурения для решения геологической задачи, м.

Потери производительности  $\Delta\Pi_0$ , вследствие выполнения работ по направленному бурению, рассчитывают по зависимости:

$$\Delta\Pi_0 = N_0 \left( \frac{T_{ц} + T_{и}}{1/v_m + \frac{T_{спо} + T_{пн} + T_{вс}}{l_p}} - l_{ц} \right), \quad (1.56)$$

где  $T_{и}$  – время на проведение инклинометрии, ч.

С учетом зависимости (1.56) производительность буровых работ с применением каких-либо технологий направленного бурения можно определить из формулы:

$$\Pi - \Delta\Pi_0 = \frac{T_c(1 - K_{то}) - (T_{ц} + T_{и})N_0}{1/v_m + \frac{T_{спо} + T_{пн} + T_{вс}}{l_p}} + l_{ц}N_0. \quad (1.57)$$

Зависимости (1.45)–(1.57), при включении их в формулу (1.43) дают возможность рассчитать стоимость метра для любого способа бурения с применением различных технологий и технических средств направленного бурения. Для оценки эффективности двух или более различных технологий, методов и технических средств направленного бурения необходимо провести расчеты по зависимости (1.43) для каждого из рассматриваемых случаев, а наиболее эффективную технологию или техническое средство выявить по минимуму величины  $C_H$ .

Как следует из анализа зависимости (1.43), наполненной входящими параметрами, глубокий минимум значения  $C_H$  возможен при выполнении следующих условий:

- бурение скважин по «типовым» кривым, полученным с максимально возможной достоверностью и наибольшим распространением по объему бурения;

- использование для проходки скважин компоновок, обладающих высокой стабилизирующей способностью при минимальной их стоимости и максимальном ресурсе, а также повышающих основные показатели бурения – механическую скорость и рейсовую проходку;

- использование для искусственного искривления недорогих технических средств и инструментов, способных реализовать кривизну ствола с высокой точностью, степенью надежности и в минимальные сроки;

- применение новых методов управления направлением и кривизной скважин непосредственно в процессе бурения, например, за счет ориентируемого направленного дополнительного породоразрушающего воздействия на забой и (или) стенку скважины [13].

Приведенные условия получения минимума  $C_H$  являются интегральными, так как включают сумму разнообразных параметров и факторов, и в целом отражают все основные тенденции совершенствования технологий и технических средств направленного бурения, и позволяют оценить их эффективность в стоимостном выражении.

Сравнительная оценка технологий и методов направленного бурения показывает, что экономически невыгодно для проведения скважин по заданным трассам применение только отклонителей. Тем более невыгодно, чем выше производительность буровых работ и интенсивность естественного искривления. В такой ситуации резко снижается эффективность современных высокоскоростных технологий бурения. При этом наглядно проявляется экономичность технологических методов управления процессом естественного искривления скважин. Очевидно, что оптимальным будет решение, при котором активно используются методы снижения интенсивности и учет закономерностей естественного искривления при различных способах и технологиях бурения в сочетании с методами искусственной корректировки направления скважин. Причем первые призваны существенно или в основном снизить искривление скважин, а вторые – гарантированно обеспечить подсечение залежей полезных ископаемых и других геологических структур в заданных точках, в том числе при бурении многоствольных скважин.

Стоимости метра бурения с применением средств и технологий направленного бурения  $C_H$  и без применения технологий и средств направленного бурения  $C_{Об}$  могут рассчитываться по приведенной выше методике.

**Пример 3.** Рассчитать стоимость метра скважины, пробуренной в условиях естественного искривления с использованием технических средств направленного бурения.

По формуле (1.42) определим производительность за 8-часовую смену при средней механической скорости бурения 3 м/ч и рейсовой проходке 6 м:

$$\Pi = \frac{8(1 - 0,02)}{\left(\frac{1}{3} + \frac{3 + 0,5 + 0,5}{6}\right)} = 6,76 \text{ м/смену.}$$

При скорости 5 и 7 м/ч производительность составит 9,05 и 9,68 м соответственно.

Для определения затрат на направленное бурение найдем число необходимых постановок отклонителя в расчете на одну станко-смену при проходке скважины глубиной 700 м по заданной траектории (формула (1.45)).

С этой целью рассчитываем  $i_d$  при  $A = 5$  м по формуле (1.47):

$$i_d = (\arctg 5/800)/800 = 0,0004 \text{ град/м.}$$

Интенсивность естественного искривления составляет 0,03 град/м,  $K_c=1$  (компоновки, снижающие искривление не используются), а коэффициент точности искривления  $K_t = 0,8$ . Угол набора кривизны за одну постановку отклонителя  $\delta=3^\circ$ , «типовая» кривая при проектировании скважин не используется, поэтому  $P_e = 0$ .

$$N_0 = \frac{(0,03 - 0,0004) \cdot 6,76}{3 \cdot 0,8} = 0,083.$$

Результаты расчетов при различных значениях механической скорости бурения и интенсивности естественного искривления приведены в табл.

$i_e$ , град/100 м	$v_m$ , м/ч		
	3	5	7
3	0,083	0,116	0,119
4	0,111	0,15	0,16
5	0,14	0,19	0,2

Затраты на цикл искусственного искривления, в соответствии с формулой (1.44) будут равны: при  $v_m = 3$  м/ч  $A_1 = \frac{30000}{8} \left(5 - \frac{3}{5}\right) = 15\ 000$  руб, при  $v_m = 5$  м/ч  $A_1 = 16\ 500$  руб,  $v_m = 7$  м/ч – 17 137 руб.

Стоимость амортизации специальных технических средств направленного бурения в соответствии с формулой (1.50) составит

$$A_2 = \frac{20000 \cdot 3}{200} + \frac{5000 \cdot 1}{50} + \frac{5000 \cdot 1}{200} + \frac{2000 \cdot 4}{4} = 2425 \text{ руб.}$$

Составляющую затрат  $A_3$ , при интенсивности естественного искривления 3 град/100 м и механической скорости бурения 3 м/ч определим по формуле (1.51):

$$A_3 = \frac{30000 \cdot 8 \cdot 1,1 \cdot 0,3 \cdot 0,083 \cdot 3}{8 \times 100} = 24,65 \text{ руб.}$$

Затраты на ликвидацию аварий с отклонителями, при интенсивности естественного искривления 3 град/100 м и механической скорости бурения 3 м/ч, вычислим по формуле (1.52):

$$A_4 = \frac{30000 \cdot 0,083 \cdot 8(1 - 0,2)}{8} = 1\ 992 \text{ руб.}$$

Результаты расчетов при различных значениях механической скорости бурения и интенсивности естественного искривления приведены в табл., в которой значения параметров приведены в виде дроби  $A_3/A_4$ .

$i_e$ , град/100 м	$v_m$ , м/ч		
	3	5	7
3	24,65/1 992	34,45/2 784	35,34/2 856
4	32,97/2 664	44,55/3 600	47,52/3 840
5	41,58/3 360	56,43/4 560	59,4/4 800

Стоимость истирающих материалов не определяется, так как специальных буровых компоновок и инструментов не используется.

Потери производительности вследствие работ по направленному бурению в соответствии с формулой (1.56) будут равны:

$$\Delta\Pi_o = 0,083 \left( \frac{5+1}{\frac{1}{3} + \frac{3+0,5+0,5}{6}} - 3 \right) = 0,18 \text{ м.}$$

Результаты поведенных расчетов приведены в табл.

$i_e$ , град/100 м	$v_m$ , М/ч		
	3	5	7
3	0,18	0,33	0,38
4	0,24	0,42	0,51
5	0,3	0,54	0,64

В соответствии с формулой (1.44) затраты на работы по искривлению при интенсивности естественного искривления 3 град/100 м и механической скорости бурения 3 м/ч составят

$$C_o = 0,083 \cdot (15\,000 + 2\,425 + 24,65 + 1\,992) = 1\,614 \text{ руб.}$$

Остальные результаты расчетов приведены в табл.

$i_e$ , град/100 м	$v_m$ , М/ч		
	3	5	7
3	1 614	2 522	2 672
4	2 233	3 385	3 752
5	2 916	4 473	4 884

Стоимость метра скважины, пробуренной с использованием технических средств искусственного искривления при интенсивности естественного искривления 3 град/100 м и механической скорости бурения 3 м/ч будет равна (формула (1.43)):

$$C_{ii} = \frac{30000 + 1614}{6,76 - 0,18} = 4\,804,5 \text{ руб.}$$

При расчете учтено, что затраты  $C_{ii}$ ,  $C_y$  и  $C_e$  равны нулю. Остальные результаты расчетов приведены в табл.

$i_e$ , град/100 м	$v_m$ , М/ч		
	3	5	7
3	4 804	3 730	3 513
4	4 948	3 868	3 681
5	5 095	4 051	3 859

При стоимости 1 м скважины, пробуренной без использования средств направленного бурения, при механических скоростях 3, 5 и 7 м/ч,  $C_{об} = 30\,000/6,76 = 4\,438$  руб, 3 315 руб. и 3 099 руб соответственно.

Полученные результаты расчета проиллюстрированы графиками на рис. 1.21.

Если же при бурении разведочных скважин использовать методику проектирования трасс скважин по «типовым» кривым с учетом закономерностей естественного искривления, то затраты на бурение скважин в

условиях естественного искривления будут существенно меньше (линии 4,5,6 на рис. 1.21). Расчет сделан для случая, когда «типовая» кривая получена с достоверностью 80 %, что позволило снизить число постановок отклонителей  $N_0$  на 80 %, уменьшить затраты  $A_3$  и  $A_4$  и, соответственно, затраты, связанные с использованием отклонителей. При этом стоимость затрат на разработку методики учета закономерностей естественного искривления принята 500 тыс. руб. при общем объеме бурения 50 тыс. м, а удлинение трассы скважины, полученной как «типовая» кривая, составило 50 м.

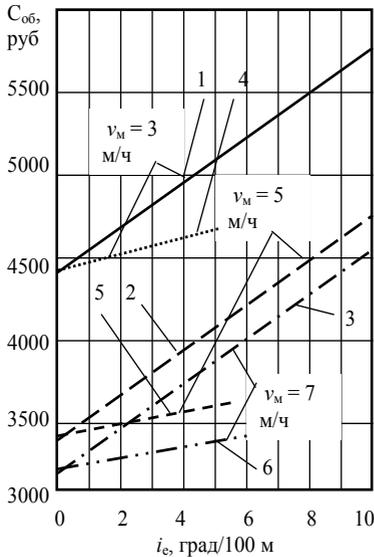


Рис. 1.21. Зависимость стоимости метра бурения от интенсивности естественного искривления при различных значениях механической скорости бурения при устранении отклонения скважины только отклонителями – линии 1, 2, 3; с применением методики проектирования трасс скважин с учетом закономерностей естественного искривления при достоверности «типовой» кривой 80 % – линии 4, 5, 6

Из данного анализа следует, что методика проектирования трасс скважин по «типовым» кривым эффективна, но может оправдать затраты на её разработку только при определенном объеме буровых работ. С помощью приведенной методики расчета такой объем можно установить.

Таким образом, при повышении интенсивности естественного искривления стоимость 1 м бурения с применением таких технических средств направленного бурения, как отклонители, существенно возрастает.

Очевидно, для снижения затрат следует использовать средства снижения интенсивности естественного искривления, а также проводить работы по анализу закономерностей естественного искривления и проектировать скважины с учетом выявленных закономерностей, что существенно снизит затраты на бурение скважин в условиях естественного их искривления.

## 1.4. Методика определения оптимальных параметров режима и условий бурения скважин

Каждый из рассмотренных критериев оптимизации не решает задачи выбора комплекса параметров, обеспечивающих оптимальную реализацию бурового процесса. В предлагаемой методике используются основные из рассмотренных критериев оптимизации, что позволяет определить как оптимальные значения параметров режима бурения – осевую нагрузку, частоту вращения и количество подаваемой промывочной жидкости, так и сделать вывод о соответствии оптимальным условиям по стоимости метра бурения.

Рассматриваемая методика предполагает выполнение следующих действий:

1. Определяют оптимальные значения параметров режима бурения по критерию  $v_m \rightarrow \max$  в пределах заданных величин.

2. Вычисляют оптимальные значения механических скоростей и параметров режима бурения по критерию  $\frac{N_g}{v_m} \Rightarrow \min$ . При этом полагаем, что выбранные значения механических скоростей и параметры режима бурения позволят обеспечить максимальный или близкий к нему ресурс бурового инструмента.

3. Результаты анализа по критериям  $v_m \rightarrow \max$  и  $\frac{N_g}{v_m} \Rightarrow \min$  сравнивают и определяют прогнозируемый ресурс коронки в соответствии с указанными критериями, а также со значением расхода алмазов для конкретных условий бурения. Во-первых, определяется ожидаемый ресурс алмазной коронки (соответствует выбору по критерию  $\frac{N_g}{v_m} \Rightarrow \min$ ); во-вторых, прогнозируют ресурс коронки, который можно получить, применяя форсированные режимы бурения, выбранные по критерию  $v_m \rightarrow \max$ , и, соответственно, высокую механическую скорость бурения, но несколько пониженный ресурс коронки.

Например, известно, что расход алмазов без учета рекуперации зависит от физико-механических свойств горных пород, качества и количества алмазов в коронке, эксплуатационных характеристик коронки и качества её изготовления. Можно придерживаться следующих значений расхода алмазов, (кар./м) в зависимости от категории горных пород по буримости:

VI	VII	VIII	IX	X	XI, XII
0,1–0,15	0,15–0,3	0,3–0,4	0,4–0,65	0,65–0,8	0,8–1,2

При бурении трещиноватых пород расход алмазов может возрасти на 30–50 %.

Таким образом, имея значение массы алмазов, размещенных в коронке  $G$ , и принимая величину предполагаемого расхода алмазов  $q$ , можно определить

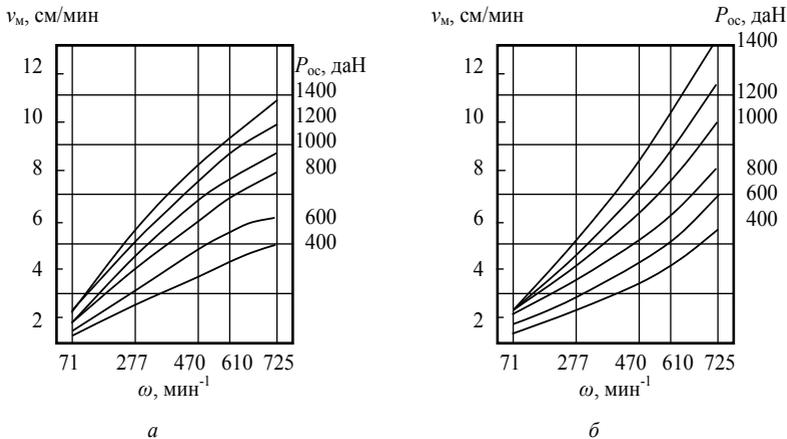


Рис. 1.22. Зависимость механической скорости бурения от частоты вращения диорита однослойными коронками (а) и кварцита импрегнированными коронками (б)

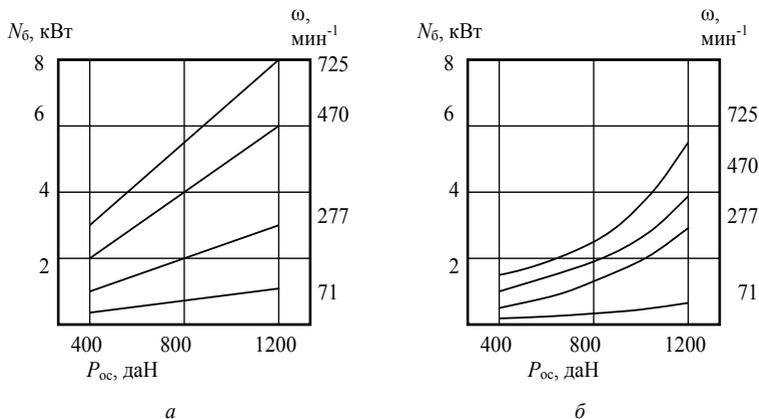


Рис. 1.23. Зависимость забойной мощности от осевой нагрузки при бурении диорита однослойными коронками (а) и кварцита импрегнированными коронками (б)

прогнозируемую проходку на коронку при соответствии параметров режима

бурения критерию  $\frac{N_b}{v_m} \Rightarrow \min : L = \frac{G}{q}$ .

**Пример 1.** Категория горных пород по буримости X, породы трещиноватые, следовательно,  $q = 0,7 \cdot 1,5 = 1,05$  карат/м. Если коронка имеет массу алмазов 20 карат, то прогнозируемый ресурс коронки составит:  $20 \text{ кар} / 1,05 \text{ кар./м} = 19 \text{ м}$ .

4. В дальнейшем, используя одну из формул (1.37)–(1.43) для расчета стоимости бурения 1 м скважины, и полученные в соответствии с критериями оптимизации  $v_m \rightarrow \max$  и  $\frac{N_6}{v_m}$  значения оптимальных механических скоростей и ресурса коронки, а также другие данные для расчета, производится определение стоимости 1 м скважины, а по минимуму этой величины выясняется, какие параметры процесса бурения скважины будут более оптимальными.

**Пример 2.** По данным бурения однослойными и импрегнированными коронками осуществим поиск оптимальных условий бурения (рациональной частоты вращения и осевой нагрузки) по критериям оптимизации  $v_m \rightarrow \max$  и  $\frac{N_6}{v_m} \rightarrow \min$ .

На рис. 1.22 и 1.23 представлены результаты бурения – механическая скорость и забойная мощность при бурении диорита однослойными и кварцита импрегнированными коронками.

Представленные на рис. 1.22 и 1.23 данные обработаны методом полного факторного эксперимента (ПФЭ) [1, 2] вида  $N_{\text{оп}} = 2^k$ , где  $N_{\text{оп}}$  – число опытов:  $k$  – количество влияющих факторов (в данном случае будет равен 2, так как влияющие факторы осевая нагрузка и частота вращения).

В результате обработки данных получены модели, отражающие влияние факторов – осевого усилия  $P_{\text{ос}}$  и частоты вращения  $\omega$  на механическую скорость бурения  $v_m$  и энергоемкость разрушения породы  $\frac{N_6}{v_m}$  для бурения однослойной коронкой диорита и импрегнированной коронкой кварцита:

$$v_m = 3,89 + 1,66 P_{\text{ос}} + 3,2 \omega + 1,24 P_{\text{ос}} \omega, \quad (1.58)$$

$$v_m = 4,55 + 2,18 P_{\text{ос}} + 3,8 \omega + 1,68 P_{\text{ос}} \omega, \quad (1.59)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 0,82 + 0,04 P_{\text{ос}} - 0,032 \omega - 0,013 P_{\text{ос}} \omega, \quad (1.60)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 0,79 - 0,23 P_{\text{ос}} + 0,068 \omega - 0,154 P_{\text{ос}} \omega. \quad (1.61)$$

Графическая интерпретация уравнений (1.58)–(1.61) дана на рис. 1.24. Анализ графиков на рис. 1.24 показывает, что для однослойной коронки максимальное значение механической скорости бурения (область I на рис. 1.24, а) не совпадает с минимальным значением критерия  $\frac{N_6}{v_m}$  (область III

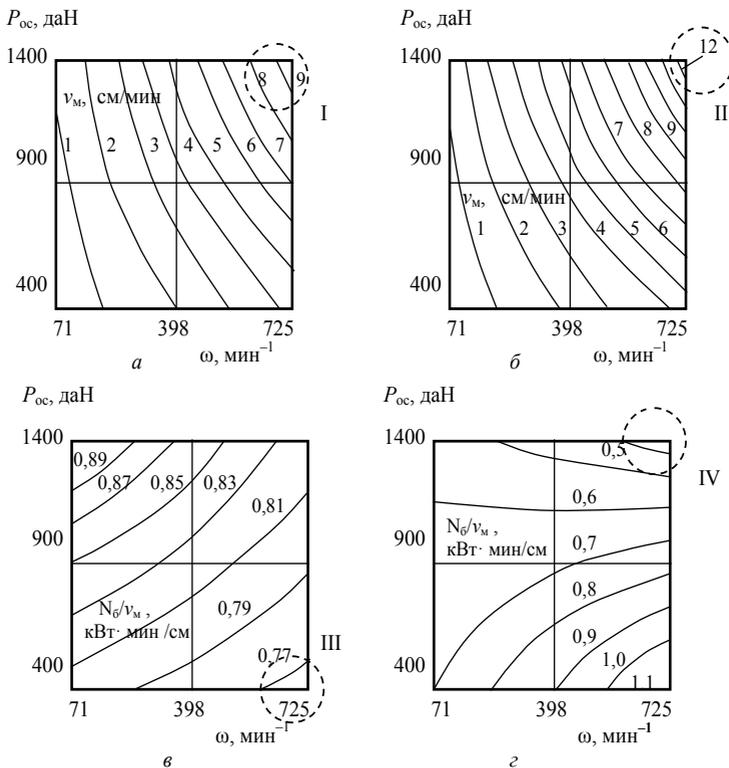


Рис. 1.24. Графическая интерпретация уравнений механической скорости бурения (а, б) и критерия  $\frac{N_6}{v_m}$  (в, г) для однослойной (а, в) и импрегнированной (б, г) алмазных коронок

на рис. 1.24, в). Минимальные значения энергоёмкости бурения  $\frac{N_6}{v_m}$  получены при  $P_{oc} = 400$  даН и  $\omega = 725$  мин<sup>-1</sup>. Механическая скорость бурения при данных режимах параметров будет равна 4,5 см/мин, следовательно, вероятно получение максимального ресурса коронки.

При максимальной скорости бурения 9 см/мин,  $P_{oc} = 1400$  даН и  $\omega = 725$  мин<sup>-1</sup> показатель  $\frac{N_6}{v_m} = 0,82$ . В этом случае величина показателя  $\frac{N_6}{v_m}$  в 1,06 раза больше показателя 0,77, значит, ресурс коронки будет снижен на 6 %.

Таким образом, в пределах рассмотренных условий бурения однослойной коронкой имеем два варианта для сравнения:

- 1)  $v_m = 5$  см/мин или 3 м/ч и максимальный ресурс коронки, например, 15 м;
- 2)  $v_m = 9$  см/мин или 5,4 м/ч и сниженный на 6 % ресурс коронки – 14,1 м.

По формуле (1.37) рассчитаем стоимость 1 м бурения скважины при следующих данных: стоимость станко-смены работы бурового агрегата  $C_{см} = 24\ 000$  руб, длительность станко-смены  $T = 8$  ч, время бурения 4 ч, т. е.  $(T - T_6) = 4$  ч, проходка за рейс 6 м, стоимость коронки  $\Pi = 3\ 000$  руб.

При таких данных по первому варианту стоимость 1 м бурения скважины составит 3 170 руб, а по второму – 2 748 руб, т. е. в данном случае наиболее экономично бурить на более высокой (в пределах полученных значений) скорости при максимальных частоте вращения и осевой нагрузке.

Изменим условия, например, время «чистого» бурения пусть составит 3 ч, т. е.  $(T - T_6) = 5$  ч, что будет соответствовать увеличению глубины скважины и доли вспомогательных операций в общем балансе времени. В этом случае стоимость 1 м бурения скважины по первому варианту составит 3 690 руб, а по второму – 3 258 руб. Таким образом, при росте стоимости 1 м снижение времени «чистого» бурения на разнице в стоимости 1 м не отразилось.

Стоимость бурового инструмента и станко-смены, а также величина снижения ресурса коронки – решающие факторы при выборе тактики бурения в данном случае.

Можно составить уравнение, позволяющее найти предельную разность в ресурсе коронки, при которой целесообразно снижение механической скорости для повышения ресурса коронки. Подобное уравнение будет выглядеть следующим образом:

$$\text{или} \quad \frac{C_{см}}{T} \left[ \left( \frac{1}{v_1} + \frac{(T - T_6)}{l_p} \right) - \left( \frac{1}{v_2} + \frac{(T - T_6)}{l_p} \right) \right] = \Pi \left( \frac{1}{L_2} - \frac{1}{L_1} \right)$$

$$\left[ \left( \frac{1}{v_1} + \frac{(T - T_6)}{l_p} \right) - \left( \frac{1}{v_2} + \frac{(T - T_6)}{l_p} \right) \right] = \frac{T \cdot \Pi}{C_{см}} \left( \frac{1}{L_2} - \frac{1}{L_1} \right), \quad (1.62)$$

где  $v_1, v_2, L_1, L_2$  – механические скорости и величины ресурса коронок по сравниваемым вариантам.

Если длины рейсовых проходок  $l_p$  и время бурения  $T_6$  в сравниваемых вариантах различны, то их также следует учесть при расчете по вышеприведенной формуле. Если же эти параметры остаются неизменными, то уравнение (1.62) будет выглядеть несколько упрощенным:

$$\left[ \frac{1}{v_1} - \frac{1}{v_2} \right] = \frac{T \cdot \Pi}{C_{см}} \left( \frac{1}{L_2} - \frac{1}{L_1} \right). \quad (1.63)$$

Из уравнений (1.62) и (1.63) следует, что различие в механических скоростях (левая часть уравнений) должно быть больше различия в ресурсе буровых коронок (правая часть уравнений в скобках), если соотношение

$\frac{T \cdot \Pi}{C_{\text{см}}} = 1$ ; быть меньше в  $\frac{T \cdot \Pi}{C_{\text{см}}}$  раза, если это соотношение больше 1; быть больше в  $\frac{T \cdot \Pi}{C_{\text{см}}}$  раза, если это соотношение менее 1.

В рассматриваемом варианте  $\frac{T \cdot \Pi}{C_{\text{см}}} = 1$  (частный случай), а значит, рассмотрение условий примера может сводиться к соотношению  $(\frac{1}{v_1} - \frac{1}{v_2}) = (\frac{1}{L_2} - \frac{1}{L_1})$ . Поскольку условно принято, что  $\frac{T \cdot \Pi}{C_{\text{см}}}$  равно 1 и это выражение исключено из анализа, то дальнейшее решение уже не учитывает реальной размерности. Из этого соотношения следует, что величины разности в механических скоростях и ресурсе коронок должны быть сопоставимы.

В этом случае предельно низкий допустимый по критерию стоимости 1 м бурения ресурс коронки можно рассчитать по следующему выражению

$$L_2 = \frac{L_1 \cdot v_1 \cdot v_2}{v_1 \cdot v_2 - L_1 \cdot v_1 + L_1 \cdot v_2} = \frac{15 \cdot 3 \cdot 5,4}{3 \cdot 5,4 - 15 \cdot 3 + 15 \cdot 5,4} = 4,6 \text{ м.}$$

Полученное значение ресурса коронки будет справедливо, если останутся неизменными рейсовая проходка и время «чистого» бурения в течение смены.

Таким образом, в рассматриваемом случае бурение следует вести при осевом усилии 1 400 даН и частоте вращения 725 мин<sup>-1</sup>, что будет экономически выгодно. При этом параметры режима бурения можно существенно повышать, добиваясь более высокой скорости бурения.

Если же используется более дорогой инструмент при низкой стоимости станко-смены (эти условия характеризуют современное и передовое положение дел, когда применяется дорогое и высокопроизводительное оборудование, а издержки производства малы), то становится более актуальным поиск оптимальных условий бурения для достижения высокого ресурса инструмента. Например, если соотношение  $\frac{T \cdot \Pi}{C_{\text{см}}} = 2$  из-за стоимости коронки 6 000 руб., то предельный минимальный ресурс коронки при достигнутых скоростях должен быть не менее 7,22 м. Эту величину можно найти из формулы

$$L_2 = \frac{1}{\left[ \left( \frac{1}{v_1} + \frac{T - T_1}{l_1} \right) - \left( \frac{1}{v_2} + \frac{T - T_2}{l_2} \right) \right]} + \frac{1}{L_1}$$

или

$$L_2 = \frac{T \cdot \Pi \cdot L_1}{\left[ \left( \frac{1}{v_1} + \frac{T - T_1}{l_1} \right) - \left( \frac{1}{v_2} + \frac{T - T_2}{l_2} \right) \right] \cdot C_{\text{см}} \cdot L_1 + T \cdot \Pi}, \quad (1.64)$$

где  $v_1, v_2$  – сравниваемые варианты механических скоростей, м/ч;

$L_1, L_2$  – сравниваемые варианты ресурса инструмента, м;

$l_1, l_2$  – сравниваемые варианты рейсовой проходки, м;

$T_1, T_2$  – сравниваемые варианты времени «чистого» бурения в течение смены, ч.

Для импрегнированной коронки области максимальных значений механической скорости бурения и минимального значения критерия  $\frac{N_b}{v_m}$

совпали (области II и IV на рис. 1.24, б, з). Это значит, что обработка коронки при максимальных значениях осевого усилия и частоты вращения обеспечат и максимальный ресурс инструмента, а эффективность бурения будет высока. При этом, учитывая полученные значения критериев, имеется некоторый резерв повышения параметров режима и механической скорости бурения.

**Пример 3.** Используя данные бурения, представленные на рис. 1.22, а и 1.23, а определить стоимость 1 м скважины, если полагать, что ресурс долота равен рейсовой проходке, а снижение ресурса и проходки на долото снижает время чистого бурения с 4 до 3,5 ч.

При механической скорости бурения 3 м/ч и ресурсе долота 15 м, стоимость 1 м составила

$$C_m = \frac{24000}{8} \left( \frac{1}{3} + \frac{8-4}{15} \right) + \frac{3000}{15} = 1\,988 \text{ руб.}$$

при механической скорости 5,4 м/ч и ресурсе долота 14,1 м стоимость 1 м будет равна

$$C_m = \frac{24000}{8} \left( \frac{1}{5,4} + \frac{8-4,5}{14,1} \right) + \frac{3000}{14,1} = 1\,724 \text{ руб.}$$

Таким образом, разность стоимости 1 м бурения скважины составила 264 руб. Дальнейшее повышение механической скорости до 6–7 м/ч, снижение ресурса долота до 12–11 м, а также времени «чистого» бурения в балансе затрат времени приведет к росту стоимости 1 м, но в данном случае более оправданным является выбор более высокой механической скорости бурения.

**Пример 4.** Оценим соответствие критерия управления процессом бурения, основанного на реализации заданного углубления за один оборот коронки на забое, представленного в виде показателя  $RPI$ , равному отношению  $1/h_{об}$ , где  $h_{об}$  – углубление за один оборот, см/мин.

В результате обработки данных получены модели, отражающие влияние факторов – осевого усилия  $P_{ос}$  и частоты вращения  $\omega$  на углублении за один оборот при бурении однослойной и импрегнированной коронками:

$$h_o = 0,0097 + 0,0051P + 0,0002\omega - 0,00095P\omega; \quad (1.65)$$

$$h_u = 0,011 + 0,0062P + 0,0022\omega - 0,00088P\omega. \quad (1.66)$$

Графическая интерпретация уравнений (1.65) и (1.66) представлена на рис. 1.25. Из графиков следует, что углубление за один оборот повышается в основном по мере роста осевого усилия. При бурении однослойной коронкой оптимальное углубление за один оборот по критерию  $RPI$  сначала реализуется за счет повышения частоты вращения, а затем – вследствие роста осевого усилия и частоты вращения (см. рис. 1.23, *a*).

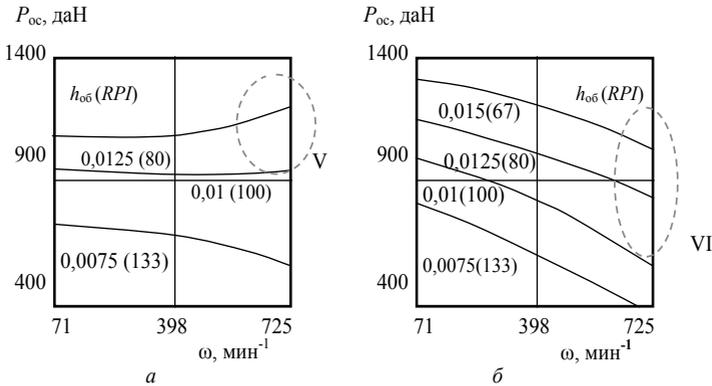


Рис. 1.25. Графическая интерпретация уравнений углубления за один оборот  $h_{об}$  (в скобках значение  $RPI$ ) для однослойной (*a*) и импрегнированной (*б*) коронок

При бурении импрегнированной коронкой оптимальное углубление за один оборот по критерию  $RPI$  достигается путем снижения осевого усилия по мере роста частоты вращения (см. рис. 1.24, *б*).

Оптимальным условиям бурения по критерию  $RPI = 80-100$  (области V и VI на рис. 1.25, *a*, *б*) соответствуют следующие значения механических скоростей: 6–7,5 см/мин для однослойных коронок, (см. рис. 1.24, *a*); 5,5–7 см/мин для импрегнированных коронок (см. рис. 1.24, *б*).

Данные значения скоростей существенно меньше максимально полученных, особенно для импрегнированной коронки, и не соответствуют оптимальным условиям бурения, выбранным по критерию минимальной энергоёмкости.

Так, для однослойной коронки, несмотря на умеренные значения механической скорости, критерий  $\frac{N_6}{v_m}$ , гарантирующий высокий ресурс коронки, будет не самым оптимальным – 0,81, в сравнение с достигнутым – 0,77.

В то же время следует отметить, что уравнения (1.65) и (1.66) в принципе позволяют реализовать процесс управления бурением по критерию заданной углубки за один оборот  $h_{об}$ . Рассмотрим эту возможность детально.

Если математическую модель углубки представить в общем виде:

$$h_{об} = A + B \cdot P_{oc} + C \cdot \omega + D \cdot P_{oc} \cdot \omega, \quad (1.67)$$

то выражение для расчета осевого усилия  $P_{oc}$  при заданном углублении за один оборот  $h_{об}$  будет выглядеть следующим образом:

$$P_{oc} = \frac{h_{об} - A - C \cdot \omega}{B + D \cdot \omega}. \quad (1.68)$$

Таким образом, выбирая величину частоты вращения  $\omega$  при заданной величине углубления за один оборот  $h_{об}$ , можно определить соответствующую этому заданному углублению и выбранной частоте вращения величину оптимальной осевой нагрузки.

Задача существенно усложняется, если в качестве третьего влияющего на процесс бурения фактора рассмотреть количество подаваемой промывочной жидкости  $Q$ . В этом случае модель будет выглядеть следующим образом:

$$h_{об} = A + B \cdot P_{oc} + C \cdot \omega + F \cdot Q + D \cdot P_{oc} \cdot \omega \cdot Q.$$

В этом случае решение может производиться в два этапа сначала рассчитываются модель (1.67) и значение  $P_{oc}$  по формуле (1.68), а затем вычисляется значение  $Q$  из вышеприведенной модели:

$$Q = \frac{h_{об} - A - B \cdot P_{oc} - C \cdot \omega}{D \cdot P_{oc} \cdot \omega + F}.$$

Построение представленных моделей и решение уравнений с целью определения  $P_{oc}$  и  $Q$  при реализации методики управления процессом бурения следует производить на компьютере, управляющем процессом бурения в режиме оперативного диалога с мгновенной оценкой скорости бурения и углубления за один оборот.

Например, если задать углубление за один оборот коронки  $h_{об} = 0,01$  см/об. и установить частоту вращения  $\omega = 398$  мин<sup>-1</sup> (в закодированном по методике полного факторного эксперимента обозначении частота равна 0), то из уравнения (1.65) путем подстановки принятых значений параметров можно определить оптимальную для данных условий осевую нагрузку:

$$P_{oc} = \frac{0,01 - 0,0097}{0,0051} = 0,059, \text{ что соответствует величине } P_{oc} = 930 \text{ даН.}$$

Для импрегнированной коронки подобные условия позволяют по уравнению (1.66) рассчитать иное значение осевой нагрузки:

$$P_{oc} = \frac{0,01 - 0,011}{0,0062} = -0,161, \text{ что соответствует осевой нагрузке } 819 \text{ даН.}$$

Таким образом, рассмотрена методика выбора оптимальных параметров бурения по заданному углублению за один оборот при сопоставлении и комплексной оценке таких критериев, как механическая скорость, энергоёмкость и стоимость 1 м бурения.

Проведем процесс поиска оптимальных параметров режима бурения по критерию  $\frac{v_m^2}{N_6} \rightarrow \max$  и сравним с ранее полученными результатами.

$$\frac{v_m^2}{N_6} = 8,8 + 5,5 P_{oc} + 7,9 \omega + 4,9 P_{oc} \omega ; \quad (1.69)$$

$$\frac{v_m^2}{N_6} = 4,9 + 1,9 P_{oc} + 4,07 \omega + 1,21 P_{oc}\omega. \quad (1.70)$$

Уравнения (1.69) и (1.70) получены для бурения импрегнированной и однослойной коронками в соответствии с методикой ПФЭ. В данном случае оценено влияние основных факторов – осевой нагрузки и частоты вращения

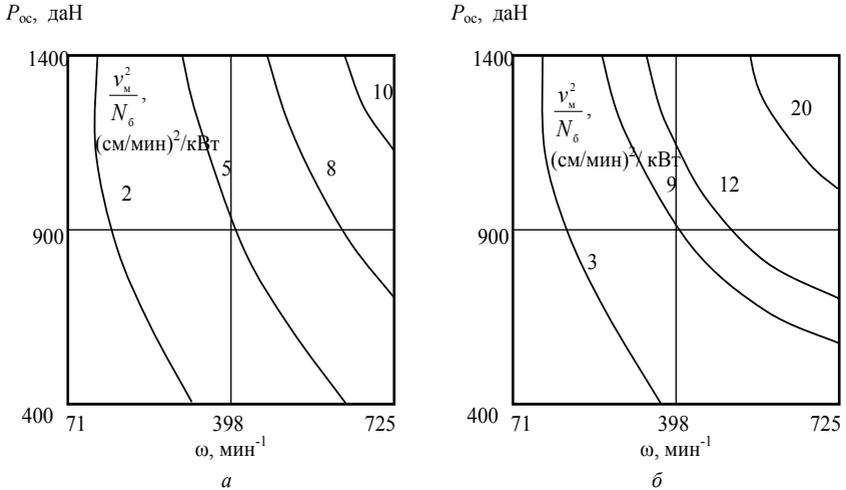


Рис. 1.26. Графическая интерпретация критерия  $\frac{v_m^2}{N_6} \rightarrow \min$  от параметров режима

бурения для бурения диорита однослойной коронкой (а) и кварцита импрегнированной коронкой (б)

на величину критерия  $\frac{v_m^2}{N_6} \rightarrow \max$  (рис. 1.26).

Из графиков, представленных на рис. 1.26, следует, что максимальные значения критерия  $\frac{v_m^2}{N_6} \rightarrow \max$  возможны как для случая бурения однослойной коронкой, так и для случая бурения импрегнированной коронкой при максимальных значениях  $P_{oc}$  и  $\omega$  с некоторым (большим для однослойной коронки) опережающим влиянием частоты вращения.

Таким образом, данный критерий соответствует условиям более интенсивной скоростной проходки скважины.

**Пример 5.** В табл. 1.7 приведены данные бурения известняка однослойной коронкой. Рассчитать значения критериев  $\frac{N_6}{v_m} \rightarrow \min$ ,  $\frac{N_6}{v_m} \rightarrow \max$  и  $RPI$  управления процессом бурения и оценить их соответствие.

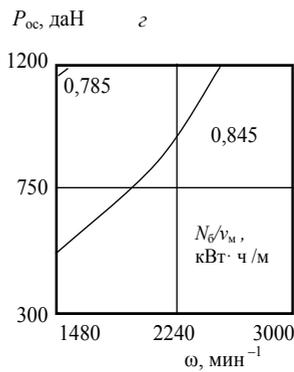
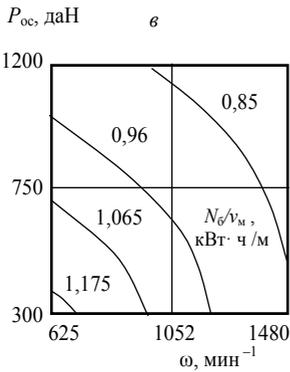
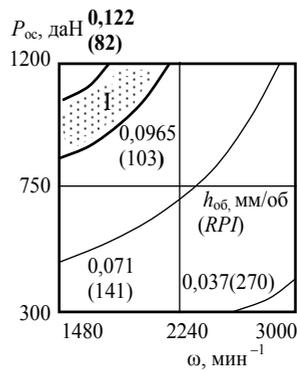
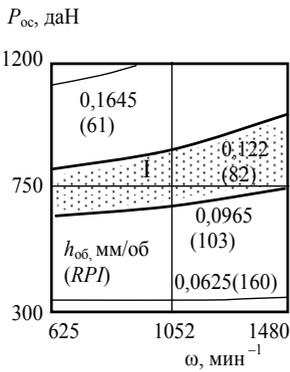
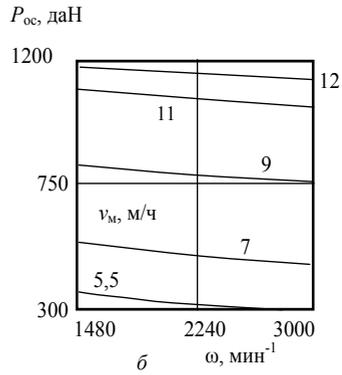
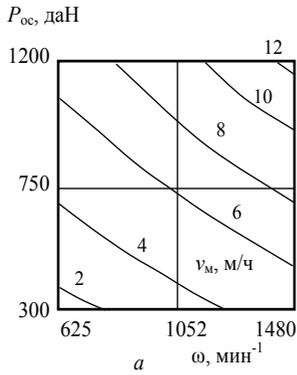


Рис. 1.27. Графическая интерпретация уравнений механической скорости бурения (а, б), углубки за оборот (в, з) и критерия  $\frac{N_b}{v_m}$  (д, е) для однослойной алмазной коронки 01А3-59 при бурении известняка с очисткой забоя водой

Таблица 1.7

Критерии оптимизации, рассчитанные по данным бурения известняка  
коронкой 01А3-59 (промывочная жидкость – вода)

$\omega$ , мин <sup>-1</sup>	$P_{oc}$ , кН	$N_6/v_m \rightarrow \min$ , кВт·ч/м	Optimum $v_m$ ( $N_6/v_m$ )	$v_m^2/N_6 \rightarrow$ max	Optimum $v_m$ ( $v_m^2/N_6$ )	RPI
625	3	2,4/2 = 1,2		1,7		187
	6	3,2/3,5 = 0,91	3,5	3,8		<b>107</b>
	<b>9</b>	<b>4,5/4,8 = 0,94</b>	<b>4,8</b>	5,12		<b>78</b>
	12	6,0/6,7 = 0,9	6,7	<b>7,48</b>	<b>6,7</b>	56
1 020	3	3,7/4,4 = 0,84		5,23		139
	6	5,4/6,1 = 0,86		5,81		<b>100</b>
	<b>9</b>	<b>6,5/7,8 = 0,83</b>	<b>7,8</b>	9,36		<b>78</b>
	12	8,1/9,5 = 0,85		<b>11,14</b>	<b>9,5</b>	64
1 480	3	4,3/5 = 0,86		5,81		178
	<b>6</b>	<b>6,6/8,4 = 0,79</b>	<b>8,4</b>	10,7		<b>105</b>
	<b>9</b>	<b>8,6/10,9 = 0,79</b>	<b>10,9</b>	13,8		<b>81</b>
	<b>12</b>	<b>9,5/12,1 = 0,79</b>	<b>12,1</b>	<b>15,4</b>	<b>12,1</b>	73
2 000	3	4,6/5,7 = 0,81		7,06		210
	6	6,7/8,2 = 0,82		10,04		146
	<b>9</b>	<b>8,8/11,1 = 0,79</b>	<b>11,1</b>	<b>14,01</b>	<b>11,1</b>	108
	12	9,1/11,1 = 0,82		13,54		108
3 000	3	5/5,5 = 0,91		6,05		327
	6	7,5/7,8 = 0,96		8,11		230
	<b>9</b>	<b>9,8/11,9 = 0,82</b>	<b>11,9</b>	<b>14,45</b>	<b>11,9</b>	151
	12	10,9/12,5 = 0,87		14,33		144

В результате обработки данных бурения известняка получены следующие модели для диапазона изменения частоты вращения от 625 до 1 480 мин<sup>-1</sup>:

$$v_m = 6,45 + 2,95 P_{oc} + 2,1 \omega + 0,6 P_{oc} \omega; \quad (1.71)$$

$$h_{об} = 0,106 + 0,051 P_{oc} - 0,01 \omega - 0,0115 P_{oc} \omega; \quad (1.72)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 0,935 - 0,095 P_{oc} - 0,116 \omega + 0,0574 P_{oc} \omega; \quad (1.73)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 0,056 - 0,0057 P_{oc} - 0,0068 \omega + 0,0036 P_{oc} \omega. \quad (1.74)$$

В соответствии с данными табл. 1.7 и графиками на рис. 1.27 оптимальными параметрами режима бурения известняка являются частота вращения 1 480 мин<sup>-1</sup> и осевая нагрузка в пределах 6–12 кН, что позволит получить скорость бурения в среднем 8–11,3 м/ч. Критерий  $\frac{N_6}{v_m}$  в этом случае будет равен 0,79. В соответствии с критерием  $\frac{v_m^2}{N_6}$ , скорость бурения может быть повышена до 12 м/ч при частоте вращения 1 480 мин<sup>-1</sup> и

максимальной осевой нагрузке 12 кН, при этом величина критерия  $\frac{N_6}{v_m}$  будет уже несколько больше – 0,83, следовательно, ресурс коронки  $L$  снизится на 5 %.

Управление процессом бурения целесообразно вести в соответствии с зависимостью, представленной на графике рис. 1.27,  $\varepsilon$  и формулой (1.72).

При углублении за один оборот 0,1 мм регулирование осевого усилия в зависимости от частоты вращения необходимо производить по следующей формуле:  $P_{oc} = \frac{0,027 + 0,023\omega}{0,03 - 0,01\omega}$ , где  $\omega$  – частота вращения, представленная в закодированном от +1 до –1 значении (от 625 до 1 480 мин<sup>-1</sup>).

Таблица 1.8

*Критерии оптимизации, рассчитанные по данным бурения габбро коронкой 01А3-59 (промывочная жидкость – вода)*

$\omega$ , мин <sup>-1</sup>	$P_{oc}$ , кН	$N_6/v_m \rightarrow$ мин, кВт·ч/м	Optimum $v_m$ ( $N_6/v_m$ )	$v_m^2/N_6 \rightarrow$ max	Optimum $v_m$ ( $v_m^2/N_6$ )	RPI
625	3	1,4/1,6 = 0,88		1,83		234
	6	2,8/3,2 = 0,88		3,66		<b>117</b>
	<b>9</b>	<b>3,8/5,1 = 0,75</b>	<b>5,1</b>	6,85		<b>73</b>
	<b>12</b>	<b>4,7/6,2 = 0,76</b>	<b>6,2</b>	<b>8,18</b>	<b>6,2</b>	61
	15	6,8/6,6 = 1,03		6,4		57
1 020	3	2,1/2,1 = 1		2,1		291
	<b>6</b>	<b>3,7/4,5 = 0,82</b>	<b>4,5</b>	5,49		136
	9	5,7/6,1 = 0,93		<b>6,56</b>	<b>6,1</b>	<b>96</b>
	12	9,5/6,8 = 1,4		4,86		<b>90</b>
	15	11,5/6,1 = 1,88		3,24		<b>100</b>
	18	18,7/7,4 = 2,52		2,94		<b>82</b>
1 480	3	2,6/2,7 = 0,96		2,81		328
	<b>6</b>	<b>5,0/5,8 = 0,86</b>	<b>5,8</b>	<b>6,74</b>	<b>5,8</b>	153
	9	8,0/6,9 = 1,16		5,95		128
	12	12,2/8,6 = 1,42		6,06	<b>8,6</b>	<b>103</b>
	15	16,1/8,2 = 1,96		4,18		108
2 000	<b>3</b>	<b>3,4/4,1 = 0,83</b>	<b>4,1</b>	4,9		293
	6	7,7/6,8 = 1,13		<b>6,01</b>	<b>6,8</b>	177
	9	13,5/8,3 = 1,63		5,09		145
	12	15,7/9,1 = 1,73		5,26		132
3 000	<b>3</b>	<b>3,9/4,4 = 0,89</b>	<b>4,4</b>	4,94		409
	6	9,4/7,8 = 1,2		<b>6,5</b>	<b>7,8</b>	231
	9	18,1/9,4 = 1,93		4,87		191,5

**Пример 6.** Опытные данные бурения однослойной коронкой габбро с применением в качестве очистного агента технической воды, приведенные в

табл. 1.8 и технической воды с добавлением ПАВ в табл. 1.9. Используя представленные данные, следует выполнить анализ полученных результатов и выявить оптимальные параметры режима бурения по критериям  $v_m \frac{N_6}{v_m} \rightarrow \min$ ,  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$  и углублению за один оборот  $h_{об}$  ( $RPI$ ).

В табл. 1.8 и 1.9 сделан предварительный анализ и ориентировочно установлены оптимальные значения названных критериев.

Таблица 1.9

*Критерии оптимизации, рассчитанные по данным бурения заборо коронкой 01А3-59 (промывочная жидкость – вода с ПАВ)*

$\omega$ , мин <sup>-1</sup>	$P_{oc}$ , кН	$v_m$ , м/ч	$N_6/v_m \rightarrow \min$ , кВт·ч/м	Optimum $v_m$ ( $N_6/v_m$ )	$v_m^2/N_6 \rightarrow \max$	Optimum $v_m$ ( $v_m^2/N_6$ )	$RPI$
625	3	2,5	0,64		3,9		150
	<b>6</b>	<b>4,4</b>	<b>0,61</b>	<b>4,4</b>	7,17		<b>85</b>
	9	5,4	0,72		7,48		69
	12	6,3	0,86		<b>7,35</b>		60
	<b>15</b>	<b>7,5</b>	<b>0,88</b>		<b>8,5</b>	<b>7,5</b>	50
	18	7,3	1,11		6,58		51
1020	<b>3</b>	<b>3,2</b>	<b>0,63</b>	<b>3,2</b>	5,12		191
	<b>6</b>	<b>6,1</b>	<b>0,67</b>		9,08		<b>100</b>
	9	7,8	0,88		8,8		<b>78</b>
	12	8,7	1,0		8,7		70
	<b>15</b>	<b>9,9</b>	<b>0,95</b>		<b>10,4</b>	<b>9,9</b>	62
1480	<b>3</b>	<b>4,2</b>	<b>0,69</b>	<b>4,2</b>	6,08		211
	<b>6</b>	<b>8,4</b>	<b>0,71</b>		<b>11,76</b>	<b>8,4</b>	<b>106</b>
	9	9,8	0,89		11,04		<b>91</b>
	12	10,6	1,18		8,99		<b>84</b>
	15	9,8	1,68		5,82		<b>91</b>
2000	<b>3</b>	<b>5,7</b>	<b>0,67</b>	<b>5,7</b>	<b>8,55</b>	<b>5,7</b>	211
	6	8,6	1,12		7,7		140
	9	9,1	1,77		5,14		132
	11	10,2	1,82		5,6		118
3000	<b>3</b>	<b>6,4</b>	<b>0,53</b>	<b>6,4</b>	12,05		281
	6	12,3	0,89		<b>13,75</b>	<b>12,3</b>	146
	8	12,6	1,25		10,05		143

При бурении габбро с промывкой забоя водой (табл. 1.8) достигнута максимальная скорость 9,1–9,4 м/ч при  $\omega = 2\ 000\text{--}3\ 000$  мин<sup>-1</sup> и  $P_{oc} = 9\text{--}12$  кН,

но при этом критерий энергоёмкости разрушения  $\frac{N_6}{v_m} = 1,73\text{--}1,93$  кВт·ч /м,

что в 2,5 раза больше, чем при  $\omega = 625$  мин<sup>-1</sup>,  $P_{oc} = 9\text{--}12$  кН, когда скорость бурения составила 5–6 м/ч и была получена минимальная энергоёмкость,

равная 0,75 кВт·ч /м. Таким образом, реализация форсированных до предела режимов бурения позволяет повысить скорость проходки скважины в 1,67 раза, но при этом ресурс коронки будет снижен в 2,5 раза.

Критерий  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$  дает значение оптимальной скорости бурения 6,2 м/ч при  $P_{oc} = 12$  кН и  $\omega = 625$  мин<sup>-1</sup>.

По критерию углубления за один оборот (*RPI*) рациональным будет бурение при частоте вращения инструмента  $\omega = 625$  мин<sup>-1</sup> и  $P_{oc} = 7-8$  кН;  $\omega = 1\ 020$  мин<sup>-1</sup> и  $P_{oc} = 9-18$  кН;  $\omega = 1\ 480$  мин<sup>-1</sup> и  $P_{oc} = 12$  кН, при этом максимальная скорость будет 7,4 м/ч. Важно отметить, что первый вариант выбора режимных параметров соответствует бурению с максимальным ресурсом коронки, а второй вариант менее оправдан, так как при незначительном росте механической скорости бурения ресурс коронки снижается в 2 раза.

Применение в качестве промывочной жидкости технической воды с добавлением ПАВ позволило повысить механическую скорость бурения на 12–16 % и снизить энергоемкость бурения на 14–15 %. При этом минимальная энергоемкость (0,53 кВт·ч/м) достигнута при частоте вращения коронки  $\omega = 3\ 000$  мин<sup>-1</sup> и  $P_{oc} = 3$  кН, но при умеренной механической скорости 6,4 м/ч. Повышение осевого усилия при этой же частоте вращения позволило получить рекордную скорость – 12,3–12,6 м/ч. В то же время такие высокие скорости бурения вызвали рост энергоемкости в 1,7–2,3 раза, что, безусловно, предполагает снижение ресурса коронки в 1,5–2 раза.

По критерию углубления за один оборот коронки (*RPI*) лучшими будут условия при  $\omega = 1480$  мин<sup>-1</sup>,  $P_{oc} = 6-12$  кН, что позволит получить механическую скорость 8,4–10,6 м/ч и вполне умеренную энергоемкость бурения (0,71–1,18 кВт·ч /м).

В результате обработки данных получены модели, отражающие процесс бурения габбро с промывкой забоя водой:

$$v_m = 4,78 + 2,63 P_{oc} + 0,675 \omega + 0,125 P_{oc} \omega ; \quad (1.75)$$

$$h_{об} = 0,085 + 0,049 P_{oc} - 0,024 \omega - 0,0185 P_{oc} \omega ; \quad (1.76)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 1,21 + 0,29 P_{oc} + 0,25 \omega + 0,21 P_{oc} \omega . \quad (1.77)$$

При промывке водой с добавлением ПАВ получены другие модели:

$$v_m = 6,0 + 2,65 P_{oc} + \omega + 0,15 P_{oc} \omega ; \quad (1.78)$$

$$h_{об} = 0,083 + 0,026 P_{oc} - 0,045 \omega + 0,19 P_{oc} \omega ; \quad (1.79)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 0,97 + 0,31 P_{oc} + 0,21 \omega + 0,0094 P_{oc} \omega . \quad (1.80)$$

На рис. 1.28 приведены графики, построенные по уравнениям (1.75)–(1.80), в зависимости от частоты вращения и осевой нагрузки при промывке

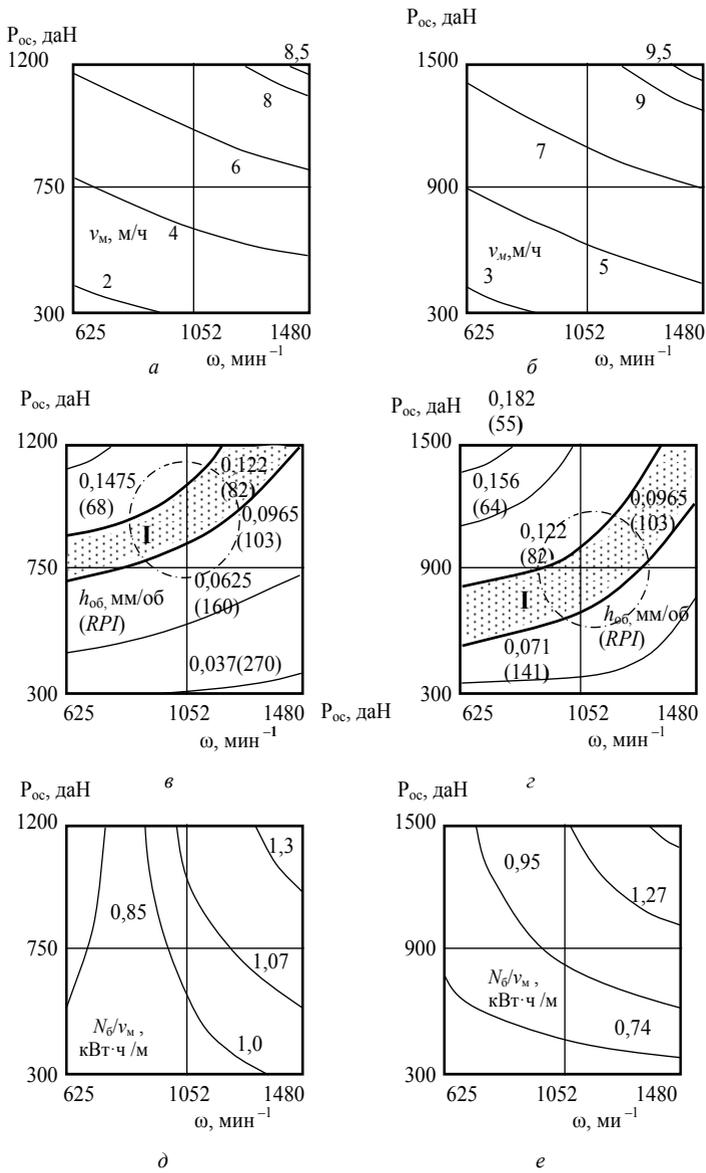


Рис. 1.28. Графическая интерпретация уравнений механической скорости бурения (*a*, *б*), углубления за оборот (*в*, *г*) и критерия  $\frac{N_b}{v_m}$  (*д*, *е*) для однослойной алмазной коронки 01А3-59 при бурении габбро и промывке водой (*a*, *в*, *д*) и ПАВ (*б*, *г*, *е*)

водой и водой с добавлением ПАВ в диапазоне изменения частоты вращения 625–1 480 мин<sup>-1</sup>. Графики построены в соответствии с моделями, рассчитанными по методике полного факторного эксперимента.

На графиках рис. 1.28 *в, г* выделены зоны оптимального углубления за один оборот коронки и обведены области, которые одновременно соответствуют высоким значениям ресурса инструмента и скоростям бурения 5–7 м/ч. Эти условия близки к оптимальным.

Уравнения управления осевым усилием  $P_{oc}$  по мере изменения частоты вращения коронки при условии поддержания оптимального углубления за один оборот коронки  $h_{об}$  получены из уравнений (1.76) и (1.79):

при промывке водой

$$P_{oc} = \frac{h_{об} - 0,085 + 0,097\omega}{0,019 - 0,0714\omega};$$

при промывке водой с добавлением ПАВ

$$P_{oc} = \frac{h_{об} - 0,083 + 0,05\omega}{0,026 - 0,04\omega}.$$

С помощью полученных уравнений в пределах выделенного поля на графиках рис. 1.28 *в, г*, задавая значения углубления за один оборот коронки в пределах 0,1–0,125 мм и частоту вращения в интервале от –1 до +1 (625–1 480 мин<sup>-1</sup>), можно рассчитать соответствующее значение осевого усилия в закодированном выражении. Таким образом, появляется возможность для автоматизированного управления процессом бурения, когда по задаваемой частоте вращения в автоматическом режиме устанавливают оптимальное значение осевого усилия и реализуется оптимальное углубление за один оборот коронки.

**Пример 7.** Рассчитать график изменения осевого усилия  $P_{oc}$  при изменении частоты вращения в пределах 625–1 480 мин<sup>-1</sup> при углублении за один оборот коронки 0,1 мм и промывке водой (см. рис. 1.27, *в*).

Используем первое из полученных выше уравнений для  $P_{oc}$  и произведем расчеты, подставляя в него значения углубления за один оборот коронки 0,1 мм и частоты вращения в закодированном выражении, например: –1 (соответствует 625 мин<sup>-1</sup>); –0,5 (838,5 мин<sup>-1</sup>); 0 (1 052 мин<sup>-1</sup>); +0,5 (1 266 мин<sup>-1</sup>); +1 (1 480 мин<sup>-1</sup>).

В результате расчетов получены следующие значения осевых усилий, соответствующих значениям выделенных частот вращения коронки: –0,13 (6,92 кН); +0,05 (7,73 кН); +0,3 (8,85 кН); +0,67 (10,52 кН); +1,37 (13,67 кН).

В табл. 1.10 и 1.11 приведены данные о бурении гранита импрегнированной коронкой 02И4 и значения рассчитанных критериев оптимизации. По полученным данным получены следующие модели:

при промывке водой:

$$v_m = 3,05 + 1,55 P_{oc} + \omega + 0,3 P_{oc} \omega; \quad (1.81)$$

$$h_{об} = 0,049 + 0,027 P_{oc} - 0,0046 \omega - 0,0064 P_{oc} \omega; \quad (1.82)$$

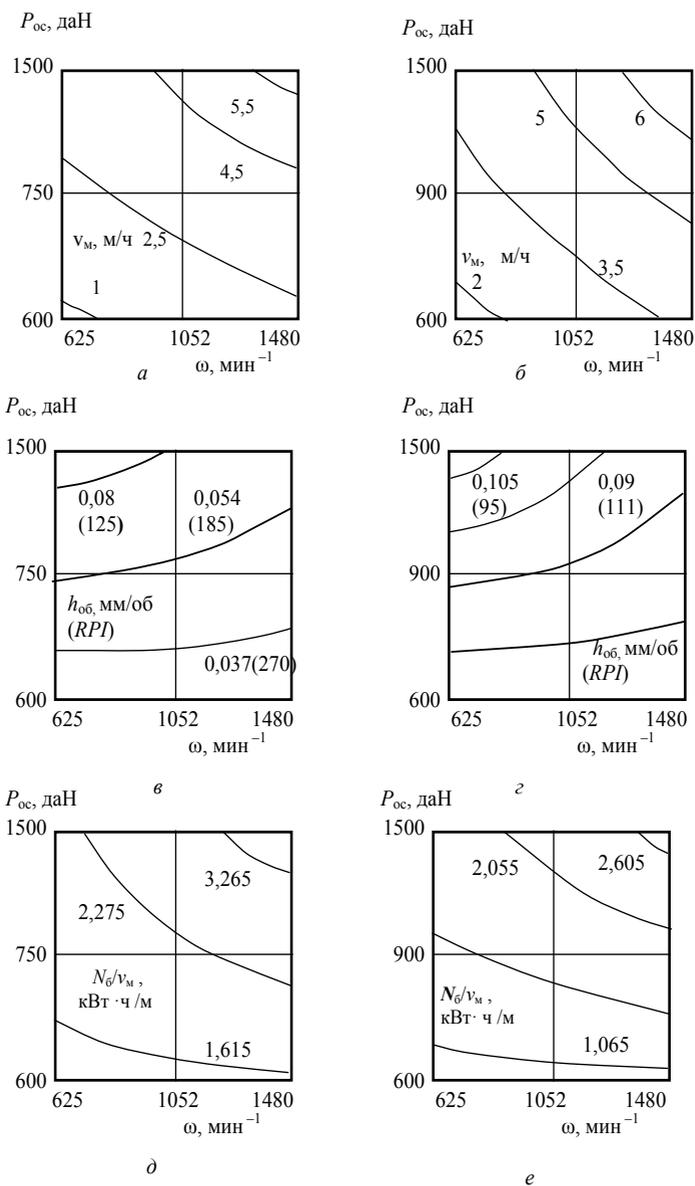


Рис. 1.29. Графическая интерпретация уравнений механической скорости бурения (а, б), углубления за один оборот (в, г) и критерия  $\frac{N_b}{v_m}$  (д, е) для импрегнированной алмазной коронки 02И4; при бурении гранита и промывке водой (а, в, д) и ПАВ (б, г, е)

$$\frac{N_6}{v_m} = 2,18 + 0,63 P_{oc} + 0,37 \omega + 0,32 P_{oc} \omega; \quad (1.83)$$

при промывке водой с добавлением ПАВ:

$$v_m = 4,21 + 1,35 P_{oc} + 1,3 \omega + 0,375 P_{oc} \omega; \quad (1.84)$$

$$h_{об} = 0,067 + 0,024 P_{oc} - 0,007 \omega - 0,0076 P_{oc} \omega; \quad (1.85)$$

$$\frac{N_6}{v_m} = 1,62 + 0,63 P_{oc} + 0,29 \omega + 0,25 P_{oc} \omega. \quad (1.86)$$

На рис. 1.29 приведена графическая интерпретация уравнений (1.81)–(1.86).

Из приведенных данных следует, что применение поверхностно-активных веществ при бурении гранита импрегнированной коронкой существенно повысило механическую скорость проходки, углубление за один оборот коронки на забое и снизило энергоемкость разрушения при бурении.

Таблица 1.10

*Критерии оптимизации, рассчитанные по данным бурения гранита коронкой 02И4-59 (промывочная жидкость – вода)*

$\omega$ , мин <sup>-1</sup>	$P_{oc}$ , кН	$N_6/v_m \rightarrow \min$ , кВт·ч/м	Optimum $v_m (N_6/v_m)$	$v_m^2/N_6 \rightarrow \max$	Optimum $v_m (v_m^2/N_6)$	RPI
625	6	1,2/0,8 = 1,5		0,53		470
	<b>9</b>	<b>2,3/1,7 = 1,35</b>	<b>1,7</b>	1,26		221
	12	4,7/3,0 = 1,57		<b>1,91</b>	<b>3,0</b>	125
	15	7,0/3,3 = 2,12		1,56		113
	18	9,5/3,6 = 2,63		1,37		104
1 020	<b>6</b>	<b>2,6/1,9 = 1,36</b>	<b>1,9</b>	1,4		323
	9	6,7/3,3 = 2,03		<b>1,63</b>	<b>3,3</b>	185
	12	9,7/3,8 = 2,55		1,49		161
	15	12,4/4,4 = 2,81		1,57		139
1 480	3	1,2/0,5 = 2,4		0,2		1783
	<b>6</b>	<b>3,5/2,2 = 1,59</b>	<b>2,2</b>	1,38		403
	9	11,7/4,7 = 2,49		<b>1,89</b>	<b>4,7</b>	189
	12	16,0/5,5 = 2,91		<b>1,89</b>	<b>5,5</b>	162
	15	20,6/5,9 = 3,49		1,69		159
2 000	3	1,6/0,9 = 1,78		1,98		1333
	6	10,3/4,5 = 2,29		1,97		266
	9	18,1/6,0 = 3,0		2,0		200
	11	19/6,2 = 3,06		2,03		193
	<b>12</b>	<b>22/12,4 = 1,77</b>	<b>12,4</b>	<b>7,0</b>	<b>12,4</b>	96,8
3 000	<b>3</b>	<b>0,6/0,7 = 0,86</b>	<b>0,7</b>	0,81		2586
	6	14,3/4,9 = 2,92		1,68		367
	8	19,8/6,8 = 2,91		<b>2,34</b>	<b>6,8</b>	265

При бурении с промывкой водой наилучший результат получен при  $\omega = 2\ 000\ \text{мин}^{-1}$  и  $P_{oc} = 12\ \text{кН}$ : механическая скорость составила 12,4 м/ч, а энергоёмкость бурения – только 1,77 кВт·ч /м. Этот результат не является типичным и при анализе не учитывается.

Полученные данные позволяют оценить возможный ресурс коронки по критерию  $\frac{N_6}{v_m} \rightarrow \min$ .

Критерий  $\frac{v_m^2}{N_6} \Rightarrow \max$  задает более высокие значения механической скорости, что можно использовать для бурения на более форсированных режимах бурения.

При бурении с промывкой водой с добавлением ПАВ наибольшая скорость бурения составила 7,8 м/ч, но при значительных энергозатратах. Близкие к минимальным энергозатраты получены при механических скоростях 2,6–3,9 м/ч. Именно эти скорости бурения можно считать наиболее экономичными.

Таблица 1.11

*Критерии оптимизации, рассчитанные по данным бурения гранита коронкой 02И4-59 (промывочная жидкость – вода с добавлением ПАВ)*

$\omega, \text{мин}^{-1}$	$P_{oc}, \text{кН}$	$v_m, \text{м/ч}$	$\frac{N_6/v_m}{\rightarrow \min},$ кВт·ч/м	Optimum $\frac{v_m}{(N_6/v_m)}$	$\frac{v_m^2}{N_6} \rightarrow$ max	Optimum $\frac{v_m}{(v_m^2/N_6)}$	RPI
625	<b>6</b>	<b>1,6</b>	<b>0,94</b>	<b>1,6</b>	1,7		234
	9	2,3	1,0		2,3		163
	12	2,7	1,19		2,28		139
	15	4,0	1,7		<b>2,32</b>	<b>4,0</b>	<b>94</b>
	18	4,0	2,3		1,74		<b>94</b>
1 020	<b>6</b>	<b>3,1</b>	<b>0,97</b>	<b>3,1</b>	3,2		197
	9	4,1	1,07		<b>3,8</b>	<b>4,1</b>	149
	12	4,8	1,7		2,84		128
	15	5,2	2,2		2,37		118
	18	5,8	2,7		2,13		106
1 480	<b>6</b>	<b>3,9</b>	<b>1,03</b>	<b>3,9</b>	3,08		227
	9	6,1	1,26		<b>4,8</b>	<b>6,1</b>	146
	12	6,4	2,2		2,9		139
	15	6,9	2,8		2,48		129
	18	7,8	3,9		2,13		106
2 000	<b>3</b>	<b>2,6</b>	<b>0,73</b>	<b>2,6</b>	3,56		462
	6	5,3	1,0		<b>5,3</b>	<b>5,3</b>	226
	9	7,0	2,2		3,12		71
	11	7,8	2,54		3,07		154
	15	9,0	3,9		2,84		128
3 000	<b>3</b>	<b>2,5</b>	<b>0,8</b>	<b>2,5</b>	3,13		720
	6	7,0	2,2		<b>3,18</b>	<b>7,0</b>	257
	8	7,1	2,6		2,7		253

Критерий  $\frac{V_M^2}{N_G} \Rightarrow \max$  предлагает для реализации выбор механических

скоростей в пределах от 4 до 7 м/ч.

При бурении в условиях эксперимента импрегнированным породоразрушающим инструментом близкое к оптимальному углубление за один оборот коронки (0,09–0,1 мм/об.) получено только при использовании в качестве промывочной жидкости воды с добавлением ПАВ и при бурении с максимальной осевой нагрузкой и частотой вращения  $625 \text{ мин}^{-1}$ . В этом случае управление по рекомендованному критерию *RPI* углублению за один оборот коронки нецелесообразно. Любая другая величина углубления за один оборот коронки может устанавливаться в автоматическом режиме в соответствии с зависимостями (1.82), (1.83).

Рассмотрим далее, в качестве отдельных примеров, возможные варианты технологических решений, позволяющих реализовать оптимальные, с точки зрения механизма разрушения горных пород, условия бурения геологоразведочных скважин.

## 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ, НАПРАВЛЕННЫЕ НА ОПТИМИЗАЦИЮ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ СКВАЖИН

### 2.1. Оптимизация параметров режима алмазного бурения

Алмазное бурение, как и другие способы бурения, может быть высокоэффективно только при определенном сочетании параметров режима бурения.

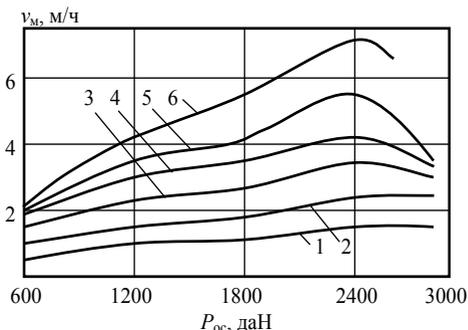


Рис. 2.1. Графики зависимости механической скорости бурения от осевой нагрузки при частоте вращения бурового инструмента:

1 –  $200 \text{ мин}^{-1}$ ; 2 –  $400 \text{ мин}^{-1}$ ; 3 –  $600 \text{ мин}^{-1}$ ;  
4 –  $800 \text{ мин}^{-1}$ ; 5 –  $1000 \text{ мин}^{-1}$ ; 6 –  $1200 \text{ мин}^{-1}$

При повышении частоты вращения бурового инструмента уменьшается глубина внедрения алмазного резца в породу и, соответственно, глубина борозды разрушения породы. Причины этого состоят,

На рис. 2.1 представлены графические зависимости механической скорости бурения импрегнированными алмазными коронками диаметром 59 и 76 мм от осевой нагрузки [5]. Анализ этих зависимостей показывает, что механическая скорость бурения с повышением частоты вращения возрастает и имеет максимум при осевой нагрузке 2 400 даН.

При повышении частоты вращения бурового

прежде всего, в сокращении времени на развитие деформаций и снижении результирующего напряжения разрушения в породе и соответственно глубины внедрения реза в породу. Вследствие снижения результирующего напряжения разрушения повышается сопротивляемость породы резанию-скалыванию и раздавливанию, возрастает тангенциальное усилие резания-скалывания породы  $F_t$ , что является причиной снижения глубины внедрения реза в породу.

Установлено, что с повышением частоты вращения механическая скорость бурения увеличивается, но темп прироста механической скорости бурения по мере повышения частоты вращения уменьшается при росте частоты вращения от 200 до 1200  $\text{мин}^{-1}$  (от 0,95–0,7 до 0,7–0,5) [18]. При этом темп приращения механической скорости бурения с повышением частоты вращения для более твердых пород ниже, чем для менее твердых горных пород.

На рис. 2.2 представлены данные из работы [18], которые отражают влияние частоты вращения и осевой нагрузки на темп прироста механической скорости бурения в сопоставлении с ростом частоты вращения бурового инструмента.

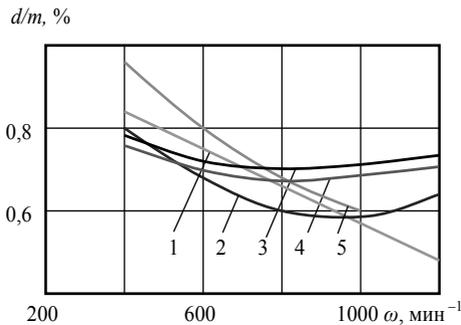


Рис. 2.2. Графики зависимости отношения темпа прироста механической скорости бурения  $d$  к темпу прироста частоты вращения бурового инструмента  $m$  от частоты вращения  $\omega$  при значениях осевой нагрузки на инструмент:

1 – 600 даН; 2 – 1 200 даН; 3 – 1 800 даН; 4 – 2 400 даН; 5 – 3 000 даН

Полученные графики показывают, что темп прироста механической скорости бурения с повышением частоты вращения минимален при наименьшей (600 даН) и наибольшей (3 000 даН) осевых нагрузках. В первом случае, очевидно, осевая нагрузка недостаточна для объемного разрушения породы, а во втором – нагрузка чрезмерна, что привело к зашламованию забоя.

При осевых нагрузках 1 800 и 2 400 даН и частоте вращения 800  $\text{мин}^{-1}$  темп роста механической скорости бурения начинает опережать темп роста частоты вращения. Эти параметры режима бурения, а именно, осевая нагрузка

1 800–2 400 даН и частота вращения 800–1 200 мин<sup>-1</sup>, в данном случае являются оптимальными. Эти режимы бурения соответствуют оптимальным условиям объемного разрушения породы, при котором важны оба основных параметра режима бурения.

Таким образом, каждому значению частоты вращения соответствует определенная оптимальная осевая нагрузка на буровой инструмент, обеспечивающая максимум механической скорости бурения. Как правило, при росте частоты вращения снаряда осевую нагрузку увеличивают для повышения напряжения разрушения породы, которое снижается при повышении скорости перемещения резцов коронки. При достижении критического значения частоты вращения бурового снаряда при постоянном значении осевой нагрузки на алмазную коронку снижение механической скорости бурения сопровождается интенсивным микроизнашиванием и заполированием торца алмазной коронки. Для предотвращения начинающегося процесса заполирования коронки требуется несколько увеличить осевую нагрузку на инструмент, а затем вновь повысить частоту вращения и подачу очистного агента. Путем последовательных шагов необходимо установить оптимальное сочетание частоты вращения и осевой нагрузки.

Таблица 2.1

*Рекомендуемые параметры режима бурения алмазным буровым инструментом горных пород различной твердости*

Категория по буримости и твердость горных пород, ГПа	Зернистость объемных алмазов, шт./кар.	Осевая нагрузка, даН (по данным ВИТР)	Расход воды, л/мин					
			30		50		70	
			$N_{пр}$ , кВт	$\omega_{пр,1}$ мин <sup>-1</sup>	$N_{пр}$ , кВт	$\omega_{пр,1}$ мин <sup>-1</sup>	$N_{пр}$ , кВт	$\omega_{пр,1}$ мин <sup>-1</sup>
VI, VII – 1–2,5	10–20	400–800	<u>26</u>	<u>400–1 400</u>	<u>33</u>	<u>400–1 800</u>	<u>39</u>	<u>400–2 100</u>
		500–1 000	24	350–1 100	27	350–1 250	1	350–1 450
VIII, IX – 2,5–4	20–30	600–1 200	16	<u>300–1 100</u>	<u>20</u>	<u>300–1 300</u>	<u>23</u>	<u>300–1 500</u>
			19	250–1 050	1	250–1 150	4	250–1 350
	40–50	800–1 300	<u>12</u>	<u>200–1 400</u>	<u>14</u>	<u>200–1 700</u>	<u>16</u>	<u>200–2 000</u>
			13	150–1 250	5	150–1 400	7	150–1 600
IX–XI – 4–5,5	120–150	800–1 300	7	<u>450–550</u>	<u>8</u>	<u>450–650</u>	<u>9</u>	<u>450–750</u>
			8	400–500	9	400–550	1	400–600
	150–400	1 200–1 700	<u>11</u>	<u>500–600</u>	<u>13</u>	<u>500–750</u>	<u>15</u>	<u>500–850</u>
			14	500–550	5	500–600	7	500–700
XI, XII – 5,5–7,0	400–800	1 200–2 000	27	<u>750–1 300</u>	<u>33</u>	<u>750–1 600</u>	<u>38</u>	<u>750–1 900</u>
			37	800–1 200	1	800–1 350	8	800–1 600
	800–1 200	1 500–2 300	<u>39</u>	<u>800–1 600</u>	<u>48</u>	<u>800–1900</u>	<u>56</u>	<u>800–2 200</u>
			55	1000–1 500	1	1 000–1 700	0	1 000–1 900

Примечания к табл. 2.1:

1. В числителе значения для коронок диаметром 59 мм, в знаменателе – 76 мм.
2. При зернистости алмазов 10–20 шт./карат предельные мощности для коронок 59 мм выше, чем для коронок 76 мм, из-за повышенного содержания объемных алмазов.
3. При бурении по трещиноватым породам частоты вращения снаряда, приведенные в табл. 2.1, следует уменьшить на 25–30 %.

Предельное значение частоты вращения бурового инструмента  $\omega_{np}$  определяется предельно допустимой забойной мощностью  $N_{np}$  [5]:

$$\omega_{np} = \frac{5 \cdot 10^4 N_{np}}{D_n P_{oc}}, \quad (2.1)$$

где  $D_n$  – диаметр бурового инструмента, м;

$P_{oc}$  – осевая нагрузка, Н.

Рекомендуемые частоты вращения и значения осевых усилий, рекомендованные ВИТР, приведены в табл. 2.1 [18].

Следует отметить, что эти значения являются усредненными и не учитывают насыщенности матриц инструмента алмазами. В соответствии с методикой, представленной в работе [18], значение осевой нагрузки можно скорректировать:

$$P_{oc} = \varphi_o p_{ш} f_a \cdot 10^6, \quad (2.2)$$

где  $\varphi_o$  – коэффициент, учитывающий изменение площади контактирования алмазов с забоем скважины ( $\varphi_o = 0,17-0,25$  – меньшее значение относится к породам с твердостью  $p_{ш} > 3,5$  ГПа, большее – к породам твердостью  $p_{ш} < 1,5$  ГПа);

$f_a$  – суммарная площадь контактов объемных алмазов с породой, м<sup>2</sup>.

Как следует из выражения (2.2), осевая нагрузка на алмазный инструмент повышается с ростом твердости горных пород и концентрации объемных алмазов.

Осевые нагрузки в начале бурения новой коронкой должны быть понижены. По мере приработки коронки, увеличения зоны разрушения горной породы и зашламования забоя скважины следует повышать осевую нагрузку с одновременным повышением частоты вращения инструмента и расхода очистного агента.

Начало повышения осевой нагрузки обычно совпадает с началом падения механической скорости бурения, менее интенсивного для импрегнированного бурового инструмента и более интенсивного для однослойного, так как последние содержат более крупные алмазы, для которых по мере износа площадь контакта с породой увеличивается более интенсивно. Поэтому с увеличением площади контактов объемных алмазов с породой на забое скважины следует увеличивать осевую нагрузку на алмазный инструмент: для однослойных коронок до 2–2,2 раза, для импрегнированных – до 1,3 раза [18].

Влияние осевой нагрузки на процесс разрушения горных пород при алмазном бурении наглядно представлен на рис. 2.3, где даны зависимости

механической скорости бурения и износа коронки 02ИЗ-46 от удельной нагрузки на коронку при частоте вращения 700–800 мин<sup>-1</sup> [18].

Анализ зависимостей показывает, что механическая скорость бурения имеет максимум, а износ – минимум при удельной нагрузке на коронку 15 Н/мм<sup>2</sup>.

При дальнейшем повышении нагрузки на коронку механическая скорость бурения сначала уменьшается, а затем возрастает, что сопровождается повышением расхода алмазов. Визуальное наблюдение за характером износа резцов показало, что алмазы, работавшие при повышенных нагрузках (зона II на рис. 2.3), имели трещины и сколы, в то же время у коронок, работавших при параметрах режима бурения, соответствующих зоне I на рис. 2.3, чрезмерного износа матрицы и разрушения алмазов не наблюдалось.

С целью исследования совместного влияния частоты вращения и осевой нагрузки на изнашивание инструмента построены графики (рис. 2.4), на которых данные об износе алмазов аппроксимировались зависимостью типа  $P_{ос} \cdot \omega = \text{const}$  [18]. Анализ зависимости показывает, что коронки, бурение которыми осуществлено при параметрах режима бурения, находящихся в области графика *A*, не имеют аномального износа и, напротив, у коронок, отработка которых осуществлена в соответствии с параметрами режима бурения из области графика *B*, все алмазы имели видимые повреждения. В области *C* наблюдались коронки, получившие аномальный износ и не имеющие такового.

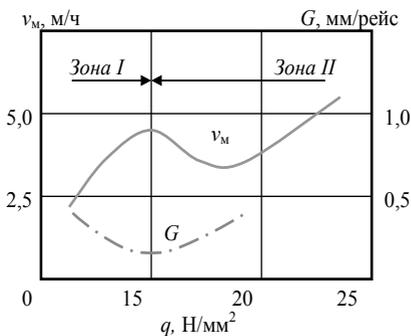


Рис. 2.3. Графики зависимости механической скорости бурения и износа коронки от удельной нагрузки на коронку  $q$

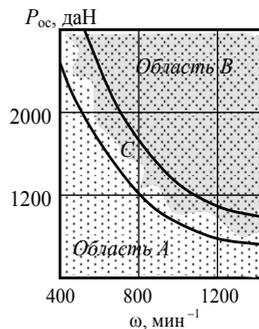


Рис. 2.4. График зависимости износа коронок от сочетания режимных параметров – осевого усилия и частоты вращения  $P_{ос} \cdot \omega$

Сопоставление графиков рис. 2.3 и 2.4 позволяет сделать вывод о том, что область графиков *A* (рис. 2.4) соответствует сочетаниям параметров режима бурения, лежащих слева (зона I) от первого максимума зависимости механической скорости бурения от осевой нагрузки (рис. 2.3), а область *B*

соответствует сочетаниям параметров частоты вращения и осевой нагрузки при значениях осевой нагрузки, лежащих справа от этого максимума (зона II).

Наличие области *C* свидетельствует о различном качестве изготовления коронок и влиянии случайных факторов.

## 2.2. Технологические решения оптимизации процесса бурения

Из анализа результатов теоретических и опытных работ следует, что для повышения эффективности разрушения твердых горных пород целесообразно снижение коэффициента трения инструмента о породу, что может теоретически достигаться:

- за счет смазывающих добавок в составе раствора;
- использования в инструменте полированных алмазов;
- наложения на инструмент вибрации (забойными ударными машинами) и ультразвуковых колебаний.

В то же время при бурении возможны ложные ситуации, связанные со снижением коэффициента трения инструмента о забой. Это, например, при зашламовании забоя резцы не внедряются в породу на должную глубину и возникает предпржиговая ситуация, когда резко снижается крутящий момент, наступает этап термического разупрочнения самого инструмента и его активное изнашивание (рис. 2.5). В этом случае снижается и углубка за оборот, что служит сигналом для изменения параметров режима бурения.

Бурение следует вести на минимально возможных осевых нагрузках, но не в ущерб скорости бурения, необходимо использовать инструменты с оптимальным и эффективным вооружением, применять средства понижения прочности забоя (ПАВ), очистные агенты с минимальной плотностью, использовать средства интенсификации процесса разрушения горных пород, например, коронки, генерирующие ультразвуковые колебания, коронки с винтообразными промывочными каналами.

Исследования, выполненные в Иркутском отделении ВИТР, позволили установить связь формы промывочных каналов алмазных буровых коронок с эффективностью бурения. Установлено, что оптимальной формой канала будет форма, выполненная в виде отрезка логарифмической кривой, направленной в сторону, противоположную направлению вращения коронки, причем входная часть канала должна быть направлена под углом  $96^\circ$  по отношению к плоскости торца коронки (а.с. СССР № 1355686) (рис. 2.6). Схема криволинейного промывочного канала дана на рис. 2.7, а.

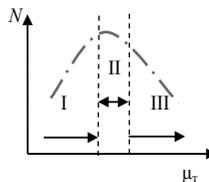


Рис. 2.5. Характер зависимости коэффициента трения  $\mu_t$  от подведенной к инструменту мощности  $N$  для разрушения горной породы

На справедливость данного технического решения указывает износ алмазных коронок с прямыми промывочными каналами: шлам при выходе из канала на корпусе и матрице коронки формирует криволинейную выработку –



Рис. 2.6. Алмазная коронка с винтообразными промывочными каналами

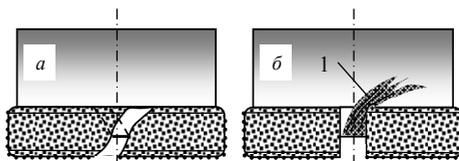


Рис. 2.7. Схемы алмазных коронок с криволинейным (а) и прямым (б) промывочными каналами:  
1 – канавка активного износа коронки

канавку 1, направленную в противоположную сторону от направления вращения коронки (рис. 2.6, 2.7, б).

Увеличенная длина криволинейного канала обеспечивает лучшее охлаждение матрицы коронки.

Криволинейный промывочный канал может быть выполнен любой геометрии, но его оптимальная форма будет определена, прежде всего, значением частоты вращения коронки. Здесь, очевидно, существует связь угла наклона канала с частотой вращения коронки, которая рассчитывается по минимуму гидравлического сопротивления в каналах.

Важным аргументом в пользу криволинейного промывочного канала является и то обстоятельство, что коронка с подобными промывочными каналами при частоте вращения 1 000–2 000 мин<sup>-1</sup> становится подобием ротора осевого гидронасоса, активно откачивающего раствор со шламом с забоя, преодолевая, таким образом, влияние угнетающего породу и шлам на забое гидростатического давления, возрастающего за счет гидравлических сопротивлений.

Алмазные коронки с криволинейными промывочными пазами, выполненные в соответствии с техническим решением по а.с. № 1355686, при испытаниях в ПГО «Сосновгеология» позволили повысить ресурс и производительность бурения на 30 %.

При бурении оказались эффективны и алмазные расширители (патент РФ № 2115796), у которых промывочные пазы выполнены криволинейными, с наклоном в сторону, противоположную направлению вращения коронки, а породоразрушающие элементы расположены на линиях, повторяющих криволинейную линию паза.

В 1928 г. академиком П.А. Ребиндером был установлен научный факт адсорбционного понижения прочности твердых тел вследствие уменьшения поверхностной энергии, являющейся результатом физических или химических процессов на поверхности твердых тел (на поверхности трещин). При этом происходит изменение механических свойств тела, приводящее к снижению

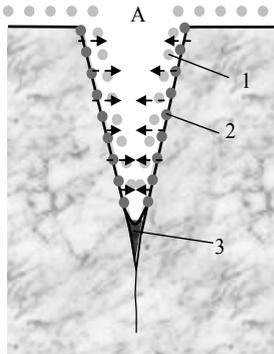


Рис. 2.8. Схема адсорбции жидкости на бортах трещины

прочности, возникновению хрупкости, уменьшению долговечности, понижению пластичности и т. д.

В зазоре трещины в породе жидкость образует адсорбционный слой, на который действует давление в направлении дальнейшей продвигания в глубину микротрещины, способствуя таким образом ее развитию, следовательно, и разрушению породы (рис. 2.8).

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

Проникновение адсорбирующих молекул 1 в устье микрощелей нейтрализует работу сил сцепления молекул разрушаемого тела 2 и создает раздвигающие усилия (рис. 2.8). Этот эффект вызывает возрастание величины деформации в упругих телах или скорости деформации в телах упруго - пластичных.

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

Адсорбционный слой жидкости, проникая в трещину, вызывает также давление, которое называется *капиллярным*.

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

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

Третьим важным элементом влияния адсорбирующих на поверхности трещин молекул жидкости является их действие на зону пластических деформаций у вершины трещины 3 (рис. 2.8). Увеличение трещины и скорость ее роста сдерживаются пластическим течением материала в этой области. Адсорбирующиеся молекулы, при условии проникновения в эту зону, обеспечивают воздействие, результатом которого становится охрупчивание материала, находящегося в процессе пластического течения. Это оказывает

очень значительное влияние на интенсификацию процесса разрушения твердых тел, так как основные затраты энергии разрушения твердого тела связаны именно с зоной пластических деформаций.

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

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

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

Для интенсификации процесса пропитывания зоны трещинообразования в породе эффективно применение ультразвука, вызывающего гидровибрирование молекул жидкости и повышение их подвижности. Испытания разработанных (Гульский научно-исследовательский институт горной промышленности) виброактивных алмазных коронок показали перспективность применения ультразвука для интенсификации процесса разрушения горных пород.

При бурении шарошечными долотами одним из путей интенсификации процесса бурения является использование гидромониторных насадок долота.

Анализ показывает, что если струя жидкости, выходящая из насадки, к забою будет направлена по касательной, то ее породоразрушающее действие может усилиться. В данном случае наибольший эффект может быть достигнут, если струя будет направлена по касательной непосредственно в зону работы зубца шарошечного долота (рис. 2.9).

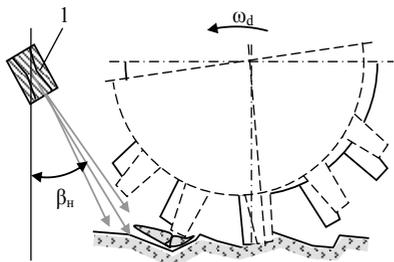


Рис. 2.9. Схема для определения рационального направления струи промывочного раствора из насадки 1

и может быть наиболее легко разрушена струей жидкости.

Конструкция малогабаритных долот для геологоразведочного бурения позволяет использовать удлиненные насадки и направить струю под углом  $15-25^\circ$  к забою в приконтактную зону зубьев шарошки с породой. В приконтактной зоне долота с забоем порода деформирована зубьями, имеет выступы, которые образуются при внедрении в забой,

При бурении более прочных пород динамическое давление струи должно обеспечить сдвиг и отрыв от поверхности забоя частицы разрушенной породы.

При внедрении зуба шарошечного долота в породу на забое образуются магистральные трещины, направленные от ядра сжатия к поверхности забоя. Скалывание породы по направлениям развития магистральных трещин приводит к образованию лунок выкола. Препятствием этому является угнетающее давление, которое связано с действием гидростатического давления столба жидкости, пластового давления и динамического потока струй жидкости из промывочных каналов долота.

Для эффективного отделения (отслаивания) от забоя отколотых зубьями кусочков породы необходимо направить поток жидкости в зону разрушения по направлению именно в образующую трещину отрыва (рис. 2.9).

Представленная на рис. 2.9 модель интенсификации процесса разрушения твердой горной породы реализована в конструкции долота, разработанного в Иркутском отделении ВИТР (а.с. СССР № 1416656). В соответствии с разработанным техническим решением осевая линия промывочных каналов ориентирована по касательной к образующей поверхности шарошек таким образом, что струя раствора направлена под набегающую на породу шарошку. Модернизированные двухшарошечные долота ДДА, получившие обозначение ДДА-С (рис. 2.10), показали более высокие результаты при бурении твердых горных пород VIII–IX категории по буримости: механическая скорость бурения возросла на 30 %, ресурс долот увеличился на 20 %.

Существо модернизации состояло в том, что центральный канал долота перекрывали заглушкой 7, в которой были просверлены два отверстия 8 диаметром 5 мм и каждое направлено по касательной к одной и другой шарошке 4.

Выпуск алмазов из матрицы является одним из важнейших конструктивных параметров алмазного бурового инструмента, который определяет как механическую скорость бурения, так и ресурс инструмента.

По данным специалистов ВИТР, выпуск алмазов у импрегнированного инструмента должен быть 10 %, а у однослойных – 25 % диаметра объемных алмазов.

Буровой шлам из-под торца коронки должен удаляться потоком очистного агента. Перед удалением в затрубное пространство с места отделения на забое частицы породы по концентрическим траекториям под торцом коронки достигают промывочного канала, из которого выносятся потоком очистного агента. Из-под торца коронки, как показывают результаты

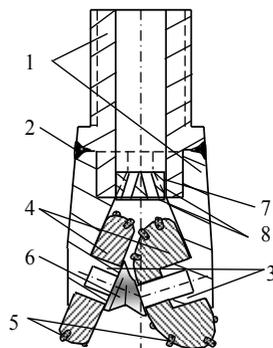


Рис. 2.10. Шарошечное долото ДДА-С:

- 1 – корпус долота из втулки с резьбой и лап;
- 2 – сварной шов;
- 3 – цапфы; 4 – шарошки;
- 5 – твердосплавные вставки; 6 – палец с упорными буртами;
- 7 – заглушка;
- 8 – гидродинамические отверстия

исследований, выносятся только часть шлама, а оставшийся шлам увлекается коронкой и перемещается в направлении ее движения. В результате этого под торцом коронки всегда присутствует какое-то количество шлама, снижающее механическую скорость бурения.

Снижение механической скорости бурения связано с тем, что передаваемая на алмазную коронку осевая нагрузка  $P_{ос}$  в процессе бурения распределяется между алмазными зернами  $P$  и породой  $P_{п}$  через матрицу и шлам (рис. 2.11). В результате шлам играет существенную роль при разрушении породы, ограничивая проникновение алмазов в породу. Глубина внедрения алмаза в породу  $h$  будет меньше на величину  $\zeta$ , которая обуславливается высотой шламовой подушки  $H_{ш}$  и зазором между матрицей коронки и забоем  $H_{м}$ :

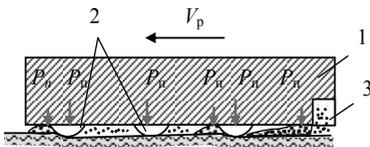


Рис. 2.11. Схема работы алмазной коронки с учетом влияния образующегося при разрушении породы шлама:  
1 – матрица; 2 – алмазы;  
3 – промывочное окно в матрице

$$\zeta = (H_{ш} - H_{м}).$$

Внедрение в породу с учетом наличия шлама под коронкой будет определяться зависимостью

$$h_{ш} = h - (H_{ш} - H_{м}). \quad (2.3)$$

Таким образом, если высота спрессованной шламовой подушки превышает межконтактный зазор,

внедрение алмазов в породу, то глубина борозды разрушения и механическая скорость бурения будут снижаться. При этом высота спрессованного шлама может превышать межконтактный зазор только в определенных точках под торцом инструмента, формируясь локально. Очевидно, что двух-трех локальных точек спрессованного шлама будет достаточно для ограничения скорости разрушения горной породы.

Исследования, выполненные с применением скоростной киносъемки, показали, что шлам спрессовывается под сбегающей частью сектора матрицы коронки, а количество шлама под секторами увеличивается с ростом осевой нагрузки на инструмент [3, 15].

Данные, приведенные в работе [3], подтверждают сделанный вывод: снижение выпуска алмазов из матрицы приводит к уменьшению глубины борозды разрушения. Так, при бурении мрамора снижение выпуска алмаза в 3,6 раза привело к уменьшению борозды разрушения в 1,7 раза, а при бурении известняка – в 2 раза.

Наличие шлама влияет также на износ алмазов и матрицы. Исследования показали [53], что обнажение алмазов по торцу происходит неравномерно. Большее обнажение и больший износ наблюдаются с набегающей стороны сектора под влиянием абразивного воздействия бурового шлама. Со стороны сбегающей части сектора износ матрицы меньше. Это, вероятно, объясняется именно тем, что эта часть сектора матрицы опирается при бурении преимущественно на шлам, не совершая активной работы по разрушению

горной породы, а также тем, что шлам, проходя под торцом коронки, измельчается и не производит активного изнашивания матрицы.

Различные по форме и крупности алмазы в процессе бурения и изнашивания матрицы имеют различный выпуск из матрицы, даже если располагаются рядом, а износ алмазов на различных секторах также отличается [3, 15].

Объяснение таким результатам работы коронки можно найти в том, что различные по размеру и форме алмазы будут иметь различную глубину внедрения в породу и механизм разрушения, что скажется на крупности шлама и величине межконтактного зазора. Различный износ секторов коронки может быть вызван также работой коронки с перекосом, который, как ранее уже было отмечено, всегда имеет место при бурении вследствие прогиба буровой компоновки.

В работе [3] приведены результаты исследований влияния выпуска алмазов из матрицы на механическую скорость бурения (рис. 2.12). Как видно на графиках механическая скорость бурения изменяется в зависимости от выпуска алмазов. При выпуске алмазов до 0,05 мм зазор между секторами коронки и забоем заполняется шламом, количество которого незначительно, но тем не менее этот шлам сдерживает внедрение алмазных резцов в породу.

По мере увеличения выпуска алмазов условия очистки улучшаются, резцы активнее внедряются в породу и, соответственно, наблюдается рост механической скорости бурения.

При достижении выпуска алмазов 0,05 мм количество шлама становится более значительным, увеличиваются размеры частиц породы. Этот признак указывает на изменение режима разрушения породы от усталостно-поверхностного к объемному. Имеющийся межконтактный зазор не обеспечивает эффективной очистки забоя от шлама. Этот период длится достаточно долго и при выпуске более крупных алмазов (кривая 1, рис. 2.12) в пределах 0,15–0,175 мм (диаметр алмазов ~1,6 мм), а для менее крупных алмазов (кривая 2, рис. 1.24) – 0,125 мм (диаметр алмазов ~1,1 мм) наблюдается второй скачок механической скорости. Этот скачок обусловлен достижением оптимальных условий очистки забоя от шлама и, очевидно, соответствует наиболее эффективным условиям разрушения породы алмазами соответствующих размеров, так как дальнейшее повышение выпуска алмазов не приводит к росту механической скорости бурения.

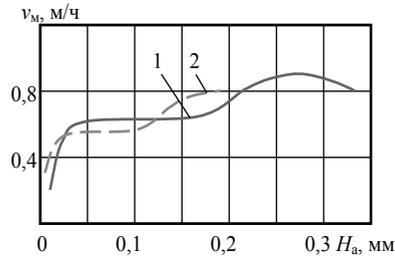


Рис. 2.12. Зависимость механической скорости от величины выпуска алмазов из матрицы при бурении пород:  
 1 – IX, X категорий по буримости коронками с алмазами зернистостью 20–30 шт./кар.;  
 2 – X категории по буримости коронками зернистостью 60–90 шт./кар.

Опытное бурение по оценке влияния выпуска алмазов на механическую скорость бурения и расход алмазов показало [5], что оптимальным условиям бурения горных пород IX–X категории по буримости алмазными коронками с алмазами зернистостью 20–30 шт./кар. соответствует выпуск алмазов 0,3–0,33 мм (~18–20 % диаметра алмазного резца).

Исследование механизма образования шлама при разрушении горной породы алмазными резцами показало, что определенное значение имеет не только выпуск алмаза из матрицы, но и ширина передней кромки алмаза [5].

Скалывание породы передней гранью резца приводит к образованию частиц, которые перемещаются после скалывания по передней грани резца по ходу его движения (рис. 2.13). Если размер частиц шлама соизмерим с зазором между матрицей коронки и породой, происходит зажим и постоянное нагнетание шлама в зазор перед резцом. Судя по лункам износа матрицы,

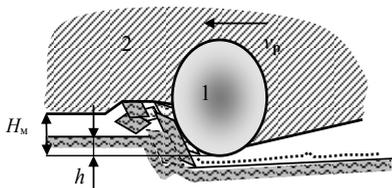


Рис. 2.13. Схема разрушения горных пород алмазом при малом выпуске из матрицы:  
1 – алмаз; 2 – матрица

объем скапливающегося перед алмазом шлама находится в прямой зависимости от ширины передней грани резца. Таким образом, важно не только задавать определенный зазор между матрицей и забоем за счет выпуска алмазов из матрицы, но и учитывать, что для создания более эффективного инструмента необходимо устанавливать алмазы, ориентируя их острыми гранями в

направлении приложения разрушающих усилий.

Из приведенных данных следует, что при изнашивании алмазных резцов и увеличении ширины их передней грани условия бурения и удаления шлама из-под торца коронки ухудшаются.

Исходя из условий образования и выноса шлама из-под торца коронок, в работе [3] приведена зависимость для определения возможной максимальной механической скорости бурения алмазной коронкой:

$$v_m = 0,06\omega H_m \frac{A_c}{A_3}, \quad (2.4)$$

где  $\omega$  – частота вращения инструмента;

$H_m$  – межконтактный зазор между матрицей коронки и забоем;

$A_c, A_3$  – площади торца коронки и забоя скважины соответственно.

Из данной формулы следует пропорциональная зависимость скорости бурения от величины межконтактного зазора.

Для эффективной работы алмазной коронки необходимо, чтобы углубка за оборот была оптимальной по отношению к выпуску алмазов. Если выпуск алмазов незначительный и нет условий для быстрого выноса шлама, то частицы разрушенной породы подвергаются переизмельчению, а алмазы – повышенному износу.

У коронок с заданным увеличенным выпуском алмазов свободное пространство между матрицей и забоем для размещения разрушенной породы увеличится, и появляются лучшие условия для ускоренного выноса продуктов разрушения с забоя и внедрения алмазов в породу.

В работе [3] приведены данные о сравнительных испытаниях буровых коронок с заданным выпуском алмазов (заточенные коронки, выпуск алмазов 23 % диаметра резцов) и аналогичных, но незаточенных коронок (рис. 2.14).

Как следует из полученных данных, при бурении заточенными алмазными коронками достигнуты более высокое углубление за один оборот и существенно меньший износ матрицы по высоте. При повышении расхода промывочной жидкости износ матрицы снижается, углубление за один оборот увеличивается до определенных пределов, а затем снижается (рис. 2.14, а).

Более интенсивно углубление за оборот увеличивается при бурении заточенными коронками. При повышении расхода промывочной жидкости происходит снижение углубления за оборот коронки, что связано с проявлением силы гидродпора бурового инструмента, являющейся следствием роста гидравлических сопротивлений в зазорах под торцом коронки и между матрицей коронки и керном.

Одним из существенных факторов интенсификации процесса разрушения горной породы является наложение ударных импульсов на буровой инструмент. Данные, приведенные в табл. 2.2 показывают, что вращательно-ударное бурение обеспечивает повышение выхода керна и проходки за рейс, снижение затрат мощности на бурение и расход алмазов. При этом важно отметить, что гидроударники можно использовать в сочетании со всеми современными типами буровых инструментов: твердосплавными и алмазными коронками, шарошечными долотами.

Как показывает производственный опыт, вращательно-ударный способ алмазного бурения обеспечивает заметный рост основных технико-экономических показателей и может применяться в сочетании с другими прогрессивными технологическими приемами алмазного бурения.

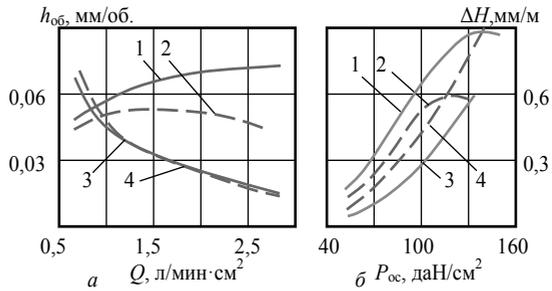


Рис. 2.14. Зависимости углубления за один оборот  $h_{об}$  (кривые 1, 2) и износа матрицы по высоте  $\Delta H$  (кривые 3, 4) от удельных расхода промывочной жидкости (а) и осевой нагрузки (б) при бурении заточенными (кривые 1, 4) и незаточенными коронками (кривые 2, 3)

Таблица 2.2

*Производственные данные алмазного бурения Северо-Западного  
геологического управления*

Тип коронки	Средняя проходка за рейс, м	Средняя механическая скорость бурения, м/ч	Расход алмазов, г/м	Выход керна, %
01А3	3,13/1,76	2,38/0,67	0,121/0,236	96/89,5
01А4	2,68/2,49	1,67/1,12	0,1622/0,1586	92,5/87
02И3	2,86/2,57	1,55/1,26	0,4722/0,535	86/81,4
01И4	2,2/1,8	1,83/1,5	1,41/0,704	96/85,5

Механическая скорость бурения в данном случае повышается за счет концентрации высоких удельных нагрузок на контакте режущих элементов с породой. Наложение на алмазный инструмент высокочастотных колебаний (50 Гц) с энергией 1,5–2,0 даН·м вызывает увеличение среднего значения углубления за один оборот с 0,05–0,07 до 0,09–0,12 мм/об, т. е. на 70–80 %, благодаря лучшему внедрению алмазов в породу под действием динамических осевых нагрузок, что ведет к росту механической скорости. Одновременно уменьшаются затраты мощности, необходимой для работы коронки, и снижается интенсивность роста мощности с увеличением механической скорости.

Зависимость коэффициента сопротивления вращению за один оборот коронки от углубления в породу за один оборот коронки имеет вид [18]

$$\mu_k = A + B h_{об} = 0,03 + 1,6 h_{об},$$

где постоянные коэффициенты  $A$  (на 25 %) и  $B$  (в 2 раза) ниже, чем при обычном вращательном бурении. Вследствие этого условия работы коронки улучшаются, ее нагрев уменьшается, а ресурс, соответственно, возрастает. В связи с исключением подклинок керна увеличивается проходка за рейс, выход керна и ресурс коронок.

Применение высокочастотных гидроударников позволяет компенсировать потери в скорости бурения при невозможности реализации высоких частот вращения колонны вследствие недостатка мощности привода бурового станка или в результате низкого качества бурильных труб. Использование гидроударников уменьшает затраты мощности на вращение и вибрацию колонн, что связано со снижением трения между колонной и стенками скважины.

Таким образом, применение ударно-вибрационного бурения может быть оправдано в тех случаях, когда его применение не вызывает негативного влияния на процесс бурения из-за чрезмерного количества подаваемой промывочной жидкости, например, при бурении без отбора керна. В то же время комплекс положительных качеств этого способа бурения позволяет ставить вопрос о развитии данной технологии и о создании новых, более эффективных технических средств ее реализации. Это могут быть устройства

не гидромеханического, а, например, электромагнитного принципа действия, эффективность работы которых не связана с количеством подаваемой в скважину буровой жидкости.

### 2.3. Оптимизация режима и условий промывки

Среди факторов, влияющих на энергоемкость, а значит и эффективность забойного процесса, важную роль играют режим промывки и свойства промывочной жидкости. Причины этого влияния заключаются в изменении коэффициента сопротивления вращению породоразрушающего инструмента в зависимости от интенсивности выноса шлама с забоя и трения породоразрушающих элементов о породу.

Между такими параметрами, как механическая скорость бурения, углубка за один оборот коронки и забойная мощность, существуют строгие зависимости от интенсивности промывки.

Изменение мощности на разрушение породы на забое тесно связано с изменением механической скорости бурения и углублением скважины за один оборот коронки. Отмечается, как правило, оптимальное количество жидкости, соответствующее максимальным значениям механической скорости бурения и минимальным энергозатратам. Оптимум смещается в зависимости от режима бурения. При сопоставимых значениях углубления за один оборот коронки наибольшая подача соответствует более высокой частоте вращения. Так, в габбро при нагрузке 6 кН и частотах вращения 2 000 и 3 000 мин<sup>-1</sup> максимум механической скорости достигнут при подачах 30–40 и 40–50 л/мин (рис. 2.15, а) [8].

Увеличение осевой нагрузки до 12 кН привело к росту углубления за один оборот коронки в 3–4 раза, что при более низкой частоте вращения (1020 мин<sup>-1</sup>) и той же механической скорости потребовало увеличения подачи промывочной жидкости до 55–65 л/мин, очевидно, в связи с образованием более крупного шлама (рис. 2.15, б).

В граните при осевой нагрузке 12 кН и частотах вращения 1 020 и 2 000 мин<sup>-1</sup> оптимальные значения подачи соответствуют интервалам 25–35 и 30–40 л/мин. Отклонение от указанных величин подачи более чем на 10–15 л/мин приводит к снижению механической скорости на 10–30 %; в большей степени это проявляется при уменьшении подачи. Увеличение подачи вызывает зашлифование коронки, приводящее к снижению скорости бурения и затрат мощности на бурение.

В большинстве случаев увеличение механической скорости сопровождается ростом мощности. Однако максимумы  $v_m$  и  $N$  не всегда совпадают. Очевидно, что смещение максимума мощности в сторону меньших скоростей бурения связано с увеличением количества шлама и его несвоевременным выносом из под торца коронки при недостаточной промывке. Снижение подачи ниже допустимой приводит к росту мощности при низкой механической скорости, что объясняется работой в предприсоговом режиме (рис. 2.15, в).

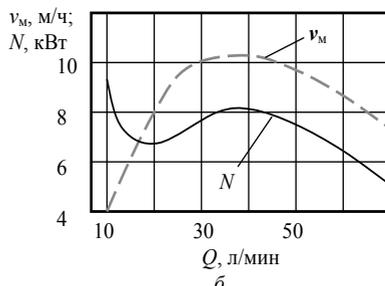
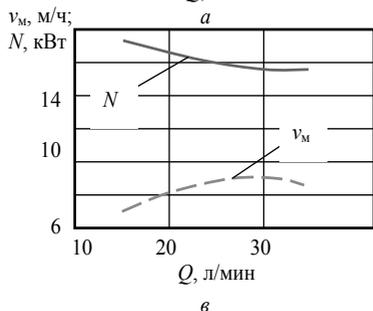
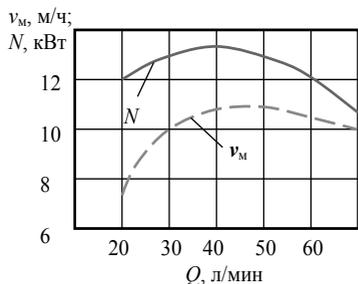


Рис. 2.15. Зависимость забойной мощности  $N$  и механической скорости  $v_M$  от подачи промывочной жидкости на забой  $Q$  при бурении импрегнированными коронками диаметром 46 мм по габбро ( $a$ ,  $\bar{b}$ ) и граниту ( $\bar{v}$ ):  
 $a) \omega = 3\,000 \text{ мин}^{-1}; P_{oc} = 6 \text{ кН}; \bar{b}) \omega = 2\,000 \text{ мин}^{-1}; P_{oc} = 6 \text{ кН}; \bar{v}) \omega = 2\,000 \text{ мин}^{-1}; P_{oc} = 12 \text{ кН}.$

Оптимальная подача жидкости зависит от углубления за один оборот  $h_{об}$ , а также от частоты вращения  $\omega$ : первый фактор определяет крупность шлама, а второй – его количество, образуемое в единицу времени. Удельный расход жидкости, л/мм, составит

$$q = \frac{Q}{h_{об} \omega}. \quad (2.5)$$

Таким образом, повышение количество подаваемой жидкости для оптимизации условий промывки следует связывать с ростом углубления забоя за один оборот  $h_{об}$  и частотой вращения  $\omega$ . Выражение  $h_{об} \cdot \omega$ , равное значению механической скорости бурения, в данном случае нельзя заменить значением механической скорости, так как при расчете удельной оптимальной подачи не будет учитываться крупность шлама [3].

Расчет  $Q$  определяется по рекомендуемой скорости потока:

$$v_0 = 0,25\pi k(D^2 - d^2)v, \quad (2.6)$$

где  $k$  – коэффициент, учитывающий неравномерность скорости восходящего потока в затрубном пространстве скважины из-за разработки стенок скважины, наличия каверн ( $k = 1,1-1,3$ );

$D$  – диаметр скважины, м;

$d$  – наружный диаметр бурильных труб, м;

$v$  – скорость восходящего потока промывочной жидкости в затрубном кольцевом пространстве скважины без учета разработки ее стенок, м/с.

При определении интенсивности промывки исходят из необходимого создания в кольцевом пространстве скважины такой скорости восходящего потока, при которой не допускается чрезмерное обогащение промывочной жидкости выбуренной породой и обеспечивается устойчивое транспортирование крупных частиц шлама. Для алмазного бурения рекомендуется скорость потока 0,3–0,5 м/с.

Исходя из полученного значения  $Q$ , определяется удельный расход жидкости из условия средних значений углубления за один оборот коронки  $h_c$  и частот вращения  $\omega_c$ :  $q_c = \frac{Q}{h_c \omega_c}$ .

С повышением углубления за один оборот коронки до значения  $h_n$  или частоты вращения до значения  $\omega_n$  вычисляется иная величина расхода жидкости  $Q_n = q_c \cdot h_n \cdot \omega_n$ .

Значения удельного расхода для максимальных механических скоростей при бурении однослойными коронками с алмазами крупностью 0,4–1,0 мм находятся в пределах 0,32–0,37 л/мм. Условия прижога коронки создаются при расходе до 0,15 л/мм, а условия заполирования коронки – при увеличении удельного расхода более 0,7 л/мм.

Уменьшение крупности алмазов приводит к увеличению рационального расхода до 0,5–0,8 л/мм при зернистости алмазов 200–300 шт./кар. Это объясняется ростом потерь на трение, быстрым нагревом коронки. Таким образом, при бурении импрегнированными коронками должна учитываться и термомеханическая составляющая удельного расхода промывочной жидкости.

Подача промывочной жидкости на забой должна обеспечивать не только очистку забоя от шлама, но и охлаждать буровой инструмент. Главным фактором, обеспечивающим необходимую степень охлаждения алмазного инструмента, является скорость движения промывочной жидкости в каналах инструмента. Увеличение скорости движения промывочной жидкости в каналах алмазной коронки способствует росту механической скорости бурения. Повышение скорости движения промывочной жидкости может быть достигнуто:

- 1) за счет увеличения расхода жидкости;
- 2) увеличения числа и сокращения размеров промывочных каналов при сниженном расходе промывочной жидкости;
- 3) изменения геометрических характеристик промывочных каналов и созданием ускорителей потока промывочной жидкости.

Второй и третий путь представляются более перспективными, так как отличаясь меньшими затратами энергии на подачу жидкости, характеризуются меньшим эрозийным воздействием потока жидкости на скважину и керн. При этом большее число промывочных каналов обеспечивает более равномерное охлаждение матрицы коронки.

С учетом числа промывочных каналов для коронок диаметром 59 и 76 мм могут быть рекомендованы следующие значения расхода жидкости: 15–40 и 15–55 л/мин соответственно.

По мере износа матрицы по высоте, особенно импрегнированного инструмента, высота промывочных каналов сокращается и возрастает скорость потока промывочной жидкости, которую можно определить из формулы

$$v_n = \frac{Q}{k_k b_k h_k}, \quad (2.7)$$

где  $Q$  – подача промывочной жидкости, л/мин;

$k_k, b_k, h_k$  – число, ширина и начальная высота промывочных каналов в коронке.

Если задаваться рекомендуемыми скоростями потока  $v_n$  жидкости в каналах коронки, равными 7–10 м/с, то пропорционально снижению высоты канала можно определить и рациональный расход промывочной жидкости, который будет снижаться по мере износа буровой коронки:

$$Q = v_n k_k b_k h_{из}, \quad (2.8)$$

где  $h_{из}$  – высота промывочного канала при износе матрицы, м.

Если не снижать подачу жидкости с уменьшением площади каналов, то неоправданно будет расти перепад давления на коронке, а значит, гидравлические сопротивления, возникнет гидродоппор бурового инструмента. Вместе с тем условия очистки от шлама и охлаждения инструмента за счет снижения подачи жидкости не ухудшаются, но сокращаются энергозатраты и повышается эффективность бурения, что необходимо учитывать при проектировании режима подачи очистного агента в скважину в процессе алмазного бурения. При прочих равных условиях, оптимальные значения количества подаваемой жидкости и осевого усилия будут выше при бурении заточенными коронками. В работе [17] рекомендованы зависимости для расчета оптимальных значений количества подаваемой промывочной жидкости  $Q_3$  и осевой нагрузки  $P_3$  при бурении заточенными алмазными коронками в сравнении со значениями количества жидкости  $Q_n$  и осевой нагрузкой  $P_n$ , применяемыми при бурении незаточенными коронками:

$$Q_3 = \left( \frac{h_{обз}}{h_{обн}} \right)^2 Q_n; P_3 = \sqrt{\frac{h_{обз}}{h_{обн}}} P_n, \quad (2.9)$$

где  $h_{обз}, h_{обн}$  – углубление за один оборот заточенными и незаточенными коронками, соответственно.

#### 2.4. Выбор оптимальной по эффективности буровой техники

Критерием выбора буровой установки могут быть коммерческая скорость бурения (зависимость (1.36)) или стоимость 1 м буримой скважины (зависимость (1.37)).

Ключевым параметром при оценке производительности или себестоимости бурения является такой показатель, как затраты времени на проведение вспомогательных операций  $T_{вс}$ . Вспомогательные операции

занимают существенную часть баланса времени работы бурового агрегата и включают в себя время на спуско-подъемные операции  $T_{\text{спо}}$ , время на перекрепление шпинделя при углубке скважины станком шпиндельного типа, а также на операции по замене коронки, извлечению керна и др. Затраты времени на вспомогательные операции зависят от типа применяемого бурового станка и реализуемого способа бурения – с отбором или без отбора керна, со съёмным или несъёмным керноприемником и др.

Схема бурового станка во многом определяется типом вращателя (табл.2.3).

Таблица 2.3

*Характеристика вращателей буровых станков*

Показатель	Тип вращателя		
	Роторный	Шпиндельный	Подвижный
Грузоподъемность конструкции	Высокая	Ограниченная**	Ограниченная***
Ход подачи при углублении скважины, м	Значительный (10–15)	Малый (не более 0,6)	Средний****
Необходимость остановки процесса углубления скважины и циркуляции очистного агента	При наращивании бурильной колонны	При перекреплении шпинделя и наращивании бурильной колонны	При наращивании бурильной колонны
Уровень механизации процесса свинчивания-развинчивания труб	Низкий	Низкий	Высокий

\* Предопределяет использование установок с роторными вращателями для бурения глубоких и сверхглубоких скважин.

\*\* Предельная глубина скважин 1 500 – 2 000 м при диаметре бурового инструмента не более 59 мм.

\*\*\* Исключением является подвижный вращатель, выполненный по схеме «верхний привод», предназначенный для бурения глубоких скважин на нефть и газ.

\*\*\*\* Для подвижного вращателя, выполненного по схеме «верхний привод», ход подачи равен аналогичному параметру для роторного вращателя.

Тип вращателя значительно влияет на затраты времени на вспомогательные операции – перекрепление механизма подачи, наращивание, спуск-подъем колонны, расхаживание колонны, дохождение до забоя. Эти операции составляют существенную долю в балансе затрат времени на бурение, которая особенно повышается при росте производительности бурового процесса, поскольку время на собственно углубку снижается, а затраты времени на вспомогательные операции практически не меняются.

На рис. 2.16 представлен график, отражающий рост доли затрат времени на вспомогательные операции при росте производительности бурения для буровых станков с различными типами вращателей.

Для оценки затрат времени на вспомогательные операции используется коэффициент  $K_{вс}$ :

$$K_{вс} = \left( \frac{T_{вс}}{T_{об}} \cdot 100\% \right),$$

где  $T_{вс}$  – время на вспомогательные операции;

$T_{об}$  – время на бурение 1 м скважины.

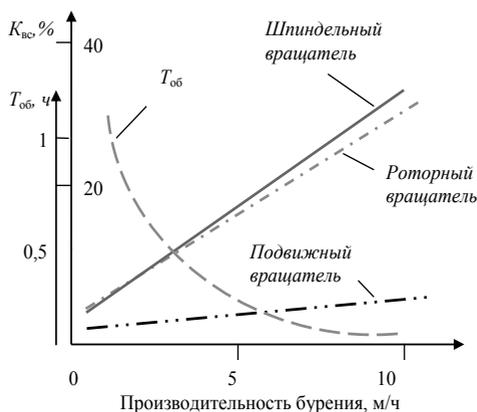


Рис. 2.16. Графики, отражающие затраты времени на вспомогательные операции при бурении буровыми станками с различными типами вращателя

Анализ графиков на рис. 2.16 показывает, что целесообразно использовать буровые станки с подвижными вращателями, что особенно обоснованно при высокопроизводительных способах бурения. Наиболее современными буровыми агрегатами в настоящее время являются станки *Diames* компании *Atlas Copco* и станки компании *Boart Longyear* типа *LM* и *LF*.

Эффективность подвижных вращателей, подтвержденная их применением для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые, привела к тому, что разработчики буровых установок для бурения глубоких скважин на нефть и газ отказались от применения роторных вращателей в пользу подвижных, но реализованных по схеме «*верхний привод*». Подвижный вращатель реализованный по схеме «*верхний привод*», позволил в одной конструкции реализовать механизм, соединившего преимущества роторного (грузоподъемность и ход подачи) и подвижного (высокий уровень механизации) вращателей.

Для всех типов вращателей, применяемых в станках для колонкового бурения, отмечена общая характеристика, связанная с необходимостью

прерывать процесс углубки и циркуляцию очистного агента при наращивании бурильной колонны. Следует отметить, что данного недостатка лишены буровые установки нового поколения, так называемый колтюбинг (название связано со словосочетанием *coiled tubing* – англ. катушка-труба). Эти буровые установки применяют для бурения и ремонта скважин с использованием длинномерной (2–4 и более тыс. м) безмуфтовой неразъемной стальной гибкой трубы, уложенной на барабане, вместо традиционной составной бурильной колонны [12].

Учитывая исключительные характеристики колтюбинговых установок, можно полагать, что они являются резервом технического прогресса и в геологоразведочном бурении.

Функциональные возможности бурового станка во многом зависят от механизма подачи. В станках шпиндельного типа (ЗИФ-650 и 1200, СКБ – 3, 4, 5 и 7) используется гидравлический механизм подачи, который из-за конструктивных особенностей шпиндельного вращателя имеет малый ограниченный ход.

На интервале углубки скважины, равной длине бурильной трубы (4 м), потери производительного времени на перекрепление могут составлять 3–5 мин. Остановки углубки, которые производят при перекреплении, отрицательно влияют на такие показатели бурения, как качество керна и ресурс бурового инструмента.

В ПГО «Сосновгеология» в 1980-1990 гг. провели модернизацию станка ЗИФ-650М путем удлинения штоков гидроцилиндров механизма подачи, что позволило увеличить ход непрерывной подачи инструмента до 80 – 90 см. Разработанный станок не показал должной работоспособности в основном из-за ненадежной работы механизма подачи. Кроме этого, увеличенный размер механизма подачи привел к разбалансировке бурового станка, к потере его устойчивости и росту вибрации при бурении.

Позже изобретатели объединения (автор Ю.Н. Соколов) создали разработку под названием «Тандем», которая позволяла на станках шпиндельного типа увеличить ход подачи до величины, равной длине ведущей штанги, за счет создания новой системы последовательного перехвата подвижными клиновыми захватами и сдвоенных гидроцилиндров, способных обеспечить при ограниченных размерах шпинделя практически безостановочную подачу и подъем инструмента (рис. 2.17).

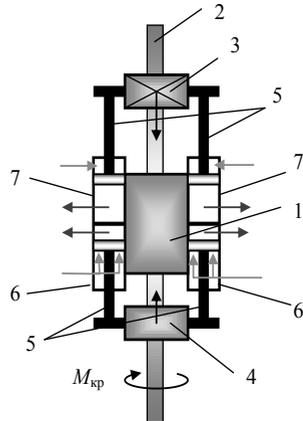


Рис. 2.17. Механизм подачи станка типа «Тандем»: 1 – вращатель; 2 – ведущая труба; 3 – верхний гидропатрон; 4 – нижний гидропатрон; 5 – штоки гидроцилиндров с поршнями; 6 – нижние и 7 – верхние гидроцилиндры соответственно

Механизм подачи «Тандем» работает следующим образом. Подачу ведущей трубы 2 через механизм вращателя 1, могут осуществлять как верхний, так и нижний гидропатроны 3 и 4. Ведущая труба 2 зафиксирована верхним гидропатроном 3 и перемещается вниз. Стрелками показаны направления перемещения масла из сдвоенных гидроцилиндров станка. В это время нижний гидропатрон 4, не имеющий сцепления с ведущей трубой 2, перемещается вверх на исходную позицию.

Как только верхний гидроцилиндр 3 вместе с ведущей трубой 2 подойдет к нижней точке интервала движения, нижний гидропатрон 4 захватит ведущую трубу 2 и продолжит подачу инструмента вниз, тогда как верхний гидропатрон отсоединится от ведущей трубы 2 и станет подниматься вверх в крайнюю точку, где вновь будет произведен захват трубы 2 в тот момент, когда нижний гидропатрон 4 окажется в самой нижней точке перемещения. После этого цикл углубки повторится путем последовательного перехвата ведущей трубы 2.

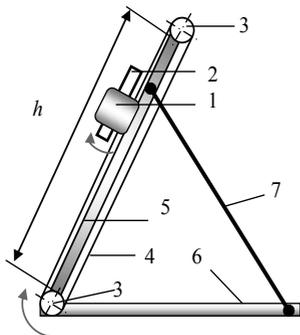


Рис. 2.18. Схема подвижного вращателя: 1 – вращатель; 2 – привод вращателя (гидродвигатель); 3 – звездочки цепной передачи; 4 – цепь; 5 – податчик; 6 – основание; 7 – подкос

Таким образом, система «Тандем» способна осуществлять непрерывную, в пределах длины ведущей трубы 2, подачу инструмента. В лучшем случае интервал непрерывной подачи должен быть равен длине стандартной бурильной трубы для осуществления наращивания при минимальных затратах времени.

*Подвижный вращатель* характеризуется (рис. 2.18) достаточно значительным ходом подачи  $h$  (1,0–4,0 м), перемещается в заданных пределах посредством цепной передачи или гидроцилиндра подачи. Привод вращателя может быть в виде двигателя внутреннего сгорания (станок УКБ-12/25) или гидродвигателя. Для проведения спуско-подъемных операций вращатель может отодвигаться (поворачиваться на шарнирах) от скважины в сторону или иметь достаточных размеров проходное отверстие, через которое производится подъем бурового снаряда.

Переход на подвижный вращатель, ход которого равен длине штанги для наращивания, исключает перехват ведущей штанги из перечня операций цикла бурения, а значит, обеспечивает сокращение затрат времени на вспомогательные операции.

Ход подачи, величина которого обеспечивает наращивание колонны (ход подачи равен длине бурильной трубе) и не требует перекрепления, позволяет автоматизировать процесс СПО при углубке скважины и при подъеме колонны из скважины при помощи специальных манипуляторов и кассет бурильных труб (рис. 2.19).

Кассеты бурильных труб могут быть следующего типа:

– *роторного*, или *барabanного*, типа, при работе которого труба подается вращением кассеты;

– *скользящего* типа, в котором трубы, установленные в кассете, подаются последовательным перемещением по направляющим кассеты.

Третий возможный вариант автоматизации СПО при бурении предполагает установку или укладку труб манипулятором в пределах бурового здания на специальные стеллажи.

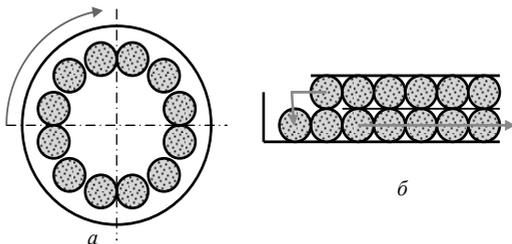


Рис. 2.19. Схемы кассет бурильных труб для автоматизации СПО: а - кассета в виде вращающегося барабана; б – кассета в виде накопителя скользящего типа

### Трансмиссия

современных буровых

установок, ее нагруженность элементами, сложность узлов и деталей определяются типом вращателя бурового станка и степенью гидрофицированности буровой установки. Компоновка узлов станков со шпиндельным вращателем показана на рис. 2.20.

Механическая трансмиссия включает привод – электродвигатель 1 или дизель, сцепление 2, предназначенное для включения привода 1, коробку передач 3 для регулирования частоты вращения основного вала трансмиссии, лебедку 4 для проведения спуско-подъемных операций, раздаточную коробку 5, позволяющую передавать вращение и изменять направление вращения лебедки 4 или вращателя 6 станка. Все основные узлы трансмиссии смонтированы на станине 8.

Гидравлическая линия управления станком включает привод маслососа 10, электродвигатель 9 и маслобак, а также систему перемещения станка к скважине и обратно в виде гидроцилиндра, установленного под станком, гидравлическую систему механизма подачи в виде двух гидроцилиндров, а также систему фиксации ведущей трубы 7 в виде гидротронов.

Для станков с подвижным вращателем механическая трансмиссия ограничивается наличием вращателя-редуктора и средств фиксации ведущей трубы. Все остальные элементы установки, как правило, гидрофицированы. Основные линии гидравлической

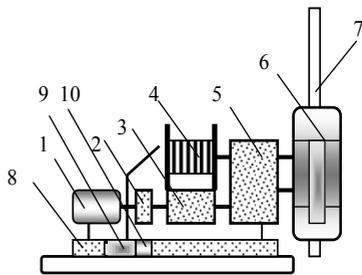


Рис. 2.20. Компоновка узлов станка со шпиндельным вращателем: 1 – электродвигатель; 2 – сцепление; 3 – коробка передач; 4 – лебедка; 5 – раздаточная коробка; 6 – вращатель; 7 – ведущая труба; 8 – станина; 9 – электродвигатель; 10 – маслосос

схемы станка с подвижным вращателем показаны на рис. 2.21. Для некоторых станков, рассчитанных на бурение скважин глубиной 200 – 300 м, может отсутствовать основная лебедка 10. Если в станке для перемещения вращателя применяют цепную передачу, то будет отсутствовать гидроцилиндр перемещения вращателя 7.

Гидравлический привод основных узлов установки позволяет обеспечить бесступенчатое регулирование частоты вращения основных узлов установки и автоматизировать процесс управления бурением.

Из схем (см. рис. 2.20, 2.21) следует, что станки шпиндельного типа имеют более развитую механическую трансмиссию в сравнении с гидравлической системой гидрофицированных станков, что приводит к повышению веса и размеров станка, снижает его надежность, управляемость и уровень механизации операций.

Анализ функциональных возможностей вращателей, которые используются в современном бурении, показывает, что шпиндельный и подвижные вращатели предназначены для бурения скважин на ограниченную глубину. Опыт буровых работ при разведке месторождений минерального сырья и развитие бурового машиностроения свидетельствует о том, что гораздо более перспективны буровые станки с подвижными вращателями.

В станках с подвижными вращателями реализуются следующие схемы привода вращения колонны:

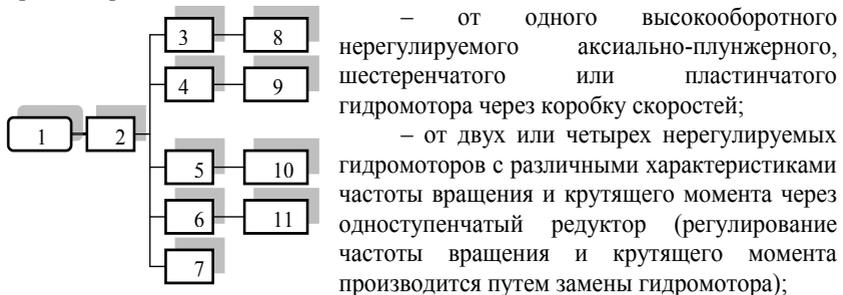


Рис. 2.21. Гидравлическая структурная схема гидрофицированного бурового станка с подвижным вращателем:

- 1 – привод-электродвигатель;
- 2 – маслonaсос;
- 3, 4, 5, 6 – гидродвигатели;
- 7 – гидроцилиндр перемещения вращателя;
- 8 – вращатель;
- 9 – насос буровой;
- 10 – лебедка;
- 11 – лебедка ССК

– от одного высокооборотного нерегулируемого аксиально-плунжерного, шестеренчатого или пластинчатого гидромотора через коробку скоростей;

– от двух или четырех нерегулируемых гидромоторов с различными характеристиками частоты вращения и крутящего момента через одноступенчатый редуктор (регулирование частоты вращения и крутящего момента производится путем замены гидромотора);

– от регулируемого аксиально-плунжерного гидромотора через одноступенчатый редуктор;

– от высокомоментного гидромотора, вал которого непосредственно без дополнительного редуктора подсоединяется к бурильной колонне.

Таким образом, станки с подвижными вращателями оснащены гидродвигателями, которые могут быть максимально приближены к бурильной колонне, обладают минимальной

механической трансмиссией и отличаются универсальностью. Предварительный анализ показывает, что в современном бурении при

разведке рудных месторождений более эффективны гидрофицированные буровые станки с подвижными вращателями.

Для эффективного управления процессом бурения, поиска и установления оптимальных параметров режима бурения крайне важным является использование буровых станков с плавнорегулируемыми приводами. В этом случае наиболее оптимальными являются гидравлические приводы буровых станков, которые обеспечивают эффективную работу любого бурового инструмента как при низкочастотном пневмоударном бурении, при бурении твердосплавными коронками и долотами, так и при высокочастотном алмазном бурении. Применение станков с плавнорегулируемым приводом позволяет повысить производительность при пневмоударном бурении до 60 %, при алмазном и твердосплавном бурении на 20–30 %.

Возможны два варианта управления частотой вращения бурового инструмента:

- ступенчатое регулирование;
- бесступенчатое (плавное) регулирование.

**Ступенчатое регулирование** связано с использованием трансмиссии с коробкой передач, редукторов вращения и не может рассматриваться как оптимальный вариант реализации возможностей управления процессом бурения, так как в этом случае поиск оптимальных условий бурения, процессы СПО автоматизировать практически очень сложно.

**Бесступенчатое (плавное) регулирование** может быть реализовано в следующих случаях:

- при наличии генератора–двигателя постоянного тока (СКБ-8);
- с применением тиристорного электропривода (СКБ-4110, СКБ-7, СКБ-5 и ЗИФ-650 с РЭП-5);
- при оснащении станка гидрофицированным приводом (БА-РБК-4, *Diames U-6, Diames U-8*).

Преимущества *тиристорных электроприводов* над схемой генератор – двигатель постоянного тока заключаются: в меньшей массе, габаритах и занимаемой площади; в более высоком КПД; в быстродействии; в практическом отсутствии движущихся частей, что приводит к уменьшению вероятности поломок и простоев; в большей глубине регулирования частоты вращения.

В регулируемом тиристорном электроприводе важнейшим устройством является тиристорный преобразователь, с помощью которого неизменное по величине и частоте переменное напряжение преобразуется в регулируемое напряжение постоянного тока. Тиристорный преобразователь состоит из тириستоров, выпрямляющих переменное напряжение в постоянное, системы импульсно-фазового управления тиристорами, с помощью которой управляют величиной выпрямленного напряжения, и ряда вспомогательных устройств защиты, сигнализации, охлаждения и др.

*Тиристор* – полупроводниковый прибор для преобразования переменного тока в ток постоянный. Для получения преобразователя собирается мост управления, состоящий из шести тиристоров, который

позволяет переменный ток напряжением 380 В преобразовывать в постоянный ток напряжением 460 В.

Одним из основных отличий указанных электроприводов переменного тока является возможность регулирования частоты вращения снаряда и плавного изменения расхода промывочной жидкости.

В приводе лебедки использована система автоматического выбора максимально допустимой скорости подъема или спуска колонны труб в зависимости от нагрузки на крюке и ручной регулировки скорости в широких пределах.

Удобство и простота управления, плавность регулирования частоты вращения инструмента и расхода промывочной жидкости, автоматический выбор скорости подъема и спуска колонны бурильных труб, возможность получения необходимого режима бурения – все это позволяет повысить производительность буровых работ.

В регулируемом приводе момент вращения ограничивается независимо от частоты вращения, что помогает избежать нежелательных перегрузок. В то же время в аварийных ситуациях система управления оставляет возможность бурильщику увеличить вращающий момент.

Система управления регулируемым приводом дает возможность плавно разгонять двигатель и тем самым увеличивать применяемый диапазон частоты вращения при бурении.

Буровые агрегаты пятого класса с комплектами регулируемых электроприводов РЭП-5 комплектуются станками СКБ-5 или ЗИФ-650М, в конструкцию которых вносятся некоторые изменения.

Для буровых агрегатов в комплекте с РЭП-5 характерны, в отличие от серийных, повышенная частота вращения шпинделя (до 1 500 мин<sup>-1</sup>), а также плавное их регулирование на электроприводах станка и промывочного насоса.

Бурение скважин агрегатами пятого класса в РЭП-5 в Кировском ПГО ведется с 1981 г. По результатам приемочных испытаний РЭП-5 на базе серийно выпускаемых станков СКБ-5 и ЗИФ-650М получены следующие технико-экономические показатели, %:

Показатель	СКБ-5	ЗИФ-650М
Увеличение коммерческой скорости, м/ч	39	62
Увеличение механической скорости, м/ч	50	59
Уменьшение расхода алмазов на 1 м углубления скважины	17,7	20
Уменьшение расхода электроэнергии на 1 м углубления скважины при глубине скважин, м:		
1 100	43,3	43,3
700	62	62

В модернизированных буровых станках ЗИФ-650М РЭП и СКБ-5 РЭП используются насосы НБ-4-120/40 РЭП и НБ-5-320/63 РЭП. Подобная схема управления станком реализована также на станке СКБ-4110, имеющем привод от электродвигателя постоянного тока и тиристорные преобразователи

переменного тока в постоянный, что позволяет реализовать бесступенчатое регулирование частоты вращения шпиндельного вращателя и лебедки. Ход подачи вращателя станка 400 мм, частота вращения плавно регулируется в пределах 0 – 600 и 600 – 1 600 мин<sup>-1</sup>.

Иной вариант бесступенчатого регулирования частоты вращения реализован в буровой установке СКБ-8.

*Буровая установка СКБ-8* предназначена для вращательного бурения вертикальных геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые алмазным и твердосплавным буровым инструментом конечным диаметром 93 мм на глубину 2 000 м и диаметром 59 мм на глубину до 3 000 м.

Установка имеет роторный вращатель с бесступенчатым регулированием частоты вращения в двух диапазонах: 0 – 675 и 0 – 1 200 мин<sup>-1</sup>. Частота вращения ротора регулируется путем изменения подводимого напряжения регулятором возбуждения генератора постоянного тока и не зависит от крутящего момента, необходимого для вращения колонны и разбуривания породы на забое скважины.

С помощью лебедки планетарного типа грузоподъемностью 50 кН осуществляются спуск бурильных и обсадных труб в скважину, а также подача инструмента в процессе бурения. Лебедка получает вращение от электродвигателя постоянного тока мощностью 150 кВт через трехступенчатую двухскоростную коробку передач. Лебедка оборудована тормозами спуска и подъема с гидравлическим управлением с поста бурильщика. В отличие от ротора привод лебедки имеет мягкую характеристику, при которой скорости подъема груза при автоматическом регулировании изменяются в зависимости от увеличения или уменьшения массы груза. С целью повышения крутящего момента электродвигателя лебедки между электродвигателем и лебедкой установлена коробка передач (понижающий редуктор). Установка оснащена двумя насосами типа НБ5-320/100.

Главный привод установки – электромашинный преобразователь. Приводной двигатель имеет мощность 132 кВт, мощность генератора постоянного тока – 190 кВт.

Буровая вышка ВР-26/50 грузоподъемностью 500 кН, имеет высоту 26 м.

Компоновка узлов бурового агрегата блочная. Особенностью бурового агрегата является то, что его основные узлы: ротор, лебедка, редуктор регулятора подачи имеют индивидуальный привод от двигателей постоянного тока, что позволяет в широком диапазоне осуществлять бесступенчатое регулирование частоты вращения рабочих органов агрегата.

Для контроля процесса бурения буровой агрегат укомплектован аппаратурой типа КУРС-713, обеспечивающей измерение усилия на крюке, нагрузки на породоразрушающий инструмент, скорости бурения, частоты вращения бурильной колонны, крутящего момента на роторе, давления и расхода промывочной жидкости.

*Гидравлический привод* основных узлов установки позволяет обеспечить бесступенчатое регулирование их частоты вращения и автоматизировать процесс управления бурением.

Гидроприводом называется совокупность устройств, предназначенных для приведения в движение механизмов и машин посредством рабочей жидкости, находящейся под давлением, с одновременным выполнением функций регулирования и реверсирования скорости движения выходного звена гидродвигателя.

Широкое распространение гидропривода объясняется тем, что этот привод обладает рядом преимуществ перед другими видами приводов машин. Основные преимущества гидропривода следующие:

1. Бесступенчатое регулирование скорости движения выходного звена гидропередачи и обеспечение малых устойчивых скоростей. Минимальная угловая скорость вращения вала гидромотора может составлять 2–3 об/мин.

2. Небольшие габариты и масса. Время разгона благодаря меньшему моменту инерции вращающихся частей не превышает долей секунды в отличие от электродвигателей, у которых время разгона может составлять несколько секунд.

3. Частое реверсирование движения выходного звена гидропередачи. Например, частота реверсирования вала гидромотора может быть доведена до 500, а штока поршня гидроцилиндра даже до 1 000 реверсов в минуту. В этом отношении гидропривод уступает лишь пневматическим инструментам, у которых число реверсов может достигать 1 500 в минуту.

4. Большое быстродействие и наибольшая механическая и скоростная жесткость. Механическая жесткость – величина относительного позиционного изменения положения выходного звена под воздействием изменяющейся внешней нагрузки. Скоростная жесткость – относительное изменение скорости выходного звена при изменении приложенной к нему нагрузки.

5. Автоматическая защита гидросистем от вредного воздействия перегрузок благодаря наличию предохранительных клапанов.

6. Хорошие условия смазки трущихся деталей и элементов гидроаппаратов, что обеспечивает их надежность и долговечность. Так, например, при правильной эксплуатации насосов и гидромоторов срок их службы доведен в настоящее время до 5–10 тыс. часов работы под нагрузкой.

7. Простота преобразования вращательного движения в возвратно-поступательное и возвратно-поворотное без применения каких-либо механических передач, подверженных износу.

Говоря о преимуществах гидропривода, следует отметить также простоту автоматизации работы гидрофицированных механизмов, возможность автоматического изменения их режимов работы по заданной программе.

Многолетний опыт, накопленный геологоразведочной отраслью, позволяет сформулировать основные эксплуатационно-технические требования, которым должен отвечать современный буровой насос:

- соответствие параметров насоса требованиям режимов промывки скважин;
- плавное, комбинированное, в худшем случае, ступенчатое регулирование подачи в процессе работы или при кратковременной остановке насоса;
- стабильность потока на входе и выходе из бурового насоса при высокой степени равномерности подачи.
- способность к самовсасыванию и высокая всасывающая способность.
- универсальность в отношении типа перекачиваемых жидкостей.
- минимальная масса при небольших размерах и достаточно высокий КПД.
- высокая износостойкость и долговечность узлов и деталей гидравлической части и надежность насоса в целом.
- минимальное число поршней и клапанов при сохранении высокой степени равномерности подачи.

Таблица 2.4

*Основные технические характеристики гидроприводных буровых насосов*

Показатель	Тип гидроприводного насоса					
	ГНБ2-63/40 (привод от маслостанции УПБ-10ГТ2)	ГНБ3-160/63		ГНБ5-320/100		TRIDO 80H (приводится в движение гидромотором)
Подача, л/мин	15–63 (35)	16– 23; 35; 77; 100	118; 160	18– 180	30–320	75
Давление, МПа	4,0 (1,6)	6,3	4,0	10,0	6,3	4,0
Вакуумметрическая высота всасывания, м	5	5		5		
Гидравлическая мощность, кВт	4,15 (0,945)	10,5		30,0		
КПД, %	6573	70–72		74–80		
Неравномерность подачи, %	7–10	7–10		7–10		7–10
Диаметр поршня, мм	80	110		140		
Длина хода поршня, мм	95	152		195		
Число ходов в 1 мин	18-68 (18-38)	6; 8; 12; 26; 34; 40; 53		3-54		635
Тип клапанов	Шаровые	Тарельчатые		Тарельчатые		
Габариты, мм	1 060x320x270	1 250x600x1 620		1 950x500x700		730x600x440
Масса, кг	50	660		1 250		115

- высокая степень унификации и ремонтпригодности.
- легкая приспособляемость конструкции для использования в автоматизированных буровых комплексах при соблюдении правил техники безопасности, промышленной санитарии и гигиены.

Большинству перечисленных требований отвечают *гидроприводные буровые насосы* (табл.2.4).

Гидроприводной насос отличается тем, что в нем отсутствует механическая трансмиссия, а вытеснители приводятся в действие силовыми гидроцилиндрами, находящимися в контакте с маслонасосом буровой установки. Использование гидропривода в насосной буровой установке благодаря особенностям механической характеристики гидропривода позволяет в 1,5 – 2 раза увеличить рабочий ход плунжеров или поршней и уменьшить скорость их перемещения, что резко повышает надежность их работы.

Насосы ГПБ позволяют перекачивать наряду с технической водой и эмульсиями глинистые растворы плотностью до  $1500 \text{ кг/м}^3$ , вязкостью до 70 с по СПВ-5 и массовым содержанием песка до 10% (по массе).

В отличие от приводных, например, трехплунжерных насосов, увеличение рабочего объема прямодействующего гидроприводного насоса не приводит к резкому возрастанию массы насоса в целом. Использование гидропривода в насосе позволяет легко приспособлять его для работы в автоматизированных буровых комплексах с общей маслостанцией.

Особенности и принцип действия гидроприводных насосов рассмотрим на примере поршневого прямодействующего двухкамерного насоса дифференциального действия ГНБ, принципиальная схема которого представлена на рис. 2.22. Гидроприводной буровой насос состоит из корпусов 2, в расточках которых расположены рабочие и приводные цилиндры 1 и 3, золотника реверса 4, синхронизатора 5 и дросселя регулирования подачи 6.

Работа насоса осуществляется следующим образом (рис. 2.23). При очередном рабочем ходе плунжер реверсивного золотника 13 занимает одно из крайних положений, и масло от насоса НШ-10 буровой установки поступает в приводной цилиндр 11, воздействует через плунжер 8 на рабочий поршень 4, который, перемещаясь, нагнетает перекачиваемую жидкость через клапан 3 в нагнетательную линию 2 и подает ее через приемный клапан 10 и линию всасывания 9 в штоковую полость рабочего цилиндра 5. Одновременно тот же плунжер через опирающиеся на пружины 6 тяги 7 и цепную передачу 12 воздействует на плунжер второго приводного цилиндра и через него на рабочий поршень, который, перемещаясь, всасывает перекачиваемую жидкость из штоковой полости второго рабочего цилиндра и линии всасывания через клапан 1 в поршневую полость рабочего цилиндра.

Реверсирование поршней производится от золотника 13, который управляется от поршней через муфты свободного хода 14 и кулачок 15, перемещающий плунжер золотника. При реверсировании происходит наложение подач цилиндров, чем достигается высокая степень равномерности подачи. При

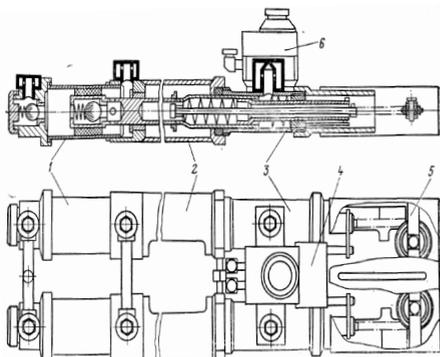


Рис. 2.22. Принципиальная схема насоса ГНБ

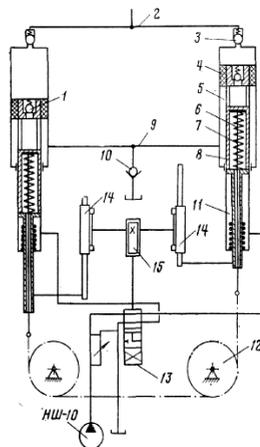


Рис. 2.23. Схема для анализа работы ГНБ

этом происходит деформация пружин 6 с их последующим возвратом в исходное положение, и рабочий цикл насоса повторяется.

Равномерность потока во всасывающей трубке поддерживается действием штоковых полостей рабочих цилиндров.

Схема для анализа процесса подачи жидкости насосом ГНБ дана на рис. 2.24. Зависимость для расчета подачи  $Q$  гидроприводного бурового насоса можно записать следующим образом:

$$Q = 2F \cdot r \cdot \omega (1 - \cos\varphi), \quad (2.10)$$

где  $F$  – площадь сечения поршня,  $\text{м}^2$ ;  
 $\omega$  – частота движения поршня,  $\text{мин}^{-1}$ ;  
 $r$  – радиус звездочки,  $\text{м}$  (рис. 2.24);  
 $\varphi$  – угол поворота вала, град.

На основании проведенных расчетов по зависимости (2.10) построен график подачи гидроприводного насоса от угла поворота вала приводной шестерни  $\varphi$  (рис. 2.25). Заштрихованная область на графике – подача, создаваемая одним цилиндром. Из графика видно, что гидроприводные насосы обеспечивают при работе минимальную пульсацию очистного агента. Неравномерность подачи ГНБ составляет не более 7–10%.

Сравнительный анализ показывает, что для алмазного бурения будут более эффективны буровые насосы плунжерного типа с приводом от гидродвигателя, позволяющего бесступенчато регулировать количество подаваемой технической воды для промывки скважины. Для бурения в сложных горно-геологических условиях, когда возникает необходимость применения глинистых растворов, растворов насыщенных твердыми

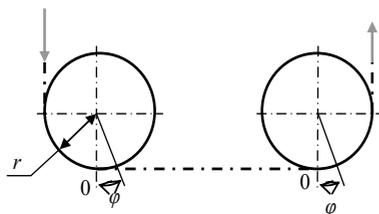


Рис. 2.24. Схема цепной передачи к поршням насоса ГНБ

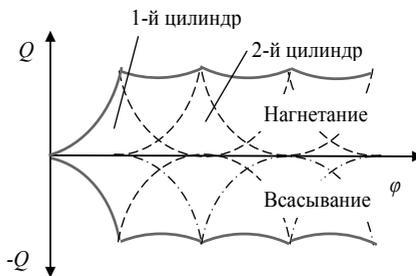


Рис.2.25. График зависимости подачи ГНБ от угла поворота вала  $\varphi$

частицами, достаточно вязких, то более эффективными будут насосы типа ГНБ.

### 3. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ИССЛЕДОВАНИЯ И ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ БУРЕНИЯ СКВАЖИН

#### 3.1. Методы исследования объектов

Оптимизируются те или иные **объекты**. Для оптимизации объекта следует иметь об этом объекте достаточное количество априорной информации.

**Априорная информация** – уровень достоверной информации об объекте исследования, позволяющей построить модель того или иного уровня детализации и достоверности.

Как правило, чем выше уровень детализации объекта, тем ниже уровень достоверности. Важно найти приемлемое соотношение этих параметров. И здесь методы и средства оптимизации, задачи оптимизации напрямую связаны с научными методами, методами исследований объектов. Для хорошо исследованных объектов достаточно этот объект изучить, используя имеющуюся информацию, т. е. литературу, отчеты о выполненных научно-исследовательских работах и др. В результате изучения известного объекта берется для оптимизации известная апробированная модель. Но такие модели будут интересны с точки зрения их оптимизации, если требуется этот объект применить для функционирования в относительно новых условиях.

**Пример 1.** Известны основные особенности технологии проходки скважин твердосплавной коронкой типа СА при бурении горных пород III–V категорий по буримости. Но каковы будут особенности технологии бурения такой коронкой при проходке осадочных пород, насыщенных крупными обломками, каждый из которых может быть сравним с гораздо более прочными горными породами?

Довольно часто объекты бывают индивидуально сложны или вовсе мало изучены, и тогда невозможно обойтись без их исследования, которое предполагает аналитическую проработку, экспериментальное изучение и получение какой-либо *модели объекта*. Модель объекта может быть составлена только на основании имеющейся об объекте информации. Если информации недостаточно, и созданная модель не отвечает минимальным требованиям достоверности, то такая модель будет неадекватна. В этом случае следует осуществить поиск новых, более глубоких и детализированных данных об объекте для построения более полной, адекватной модели.

При исследовании объекта используют *аналитические методы*, т. е. методы, основанные на применении математики, физики, теоретической механики, химии и других наук. Задачей аналитических методов является получение той или иной теоретической (математической) модели объекта.

По определению Е.А. Козловского, *«математическая модель процесса бурения представляет собой динамическую аналогию данного объекта с нетождественным подобием свойств»* [10].

В философии понятие модели связано «с мысленно представляемой или материально реализованной системой, которая, отображая или воспроизводя объект исследования, способна замещать его так, что ее изучение дает нам новую информацию об этом объекте» [19].

Таким образом, *модель процесса бурения – воспроизведенный в той или иной степени охвата по объему и детализации влияющих факторов процесс формирования ствола скважины*.

Построение математической модели – получение уравнения, выражающего критерий эффективности системы в виде функции определенного количества ее переменных, из которых, по крайней мере одно поддается управлению. В дополнение к этому уравнению модель может характеризоваться системой равенств или неравенств, представляющих собой ограничения на переменные.

Математическая модель позволяет производить расчеты для определения рациональных значений параметров управления, что может быть актуально при проектировании технологий и технических средств, в том числе при проектировании с использованием компьютерных программ типа *Nastran for Windows*. Математические модели могут использоваться для непосредственного управления процессом бурения, например, углубкой скважины, если полученная модель положена в основу управляющей программы.

Бурение как прикладную науку невозможно смоделировать без *экспериментальных работ*, которые могут выполняться на стенде или в производственных условиях.

Стендовые исследования, как правило, предшествуют производственным и могут выполняться на стендах, воспроизводящих объект в натуральную величину (буровые стенды с использованием буровых станков и стандартного бурового инструмента) или на моделях. Модели в данном случае воспроизводят реальные условия и агрегаты в уменьшенном виде,

демонстрируя упрощенный процесс. При создании моделей размеры объекта и параметры процесса должны определяться расчетом на основании теории подобия.

**Теория подобия** позволяет выдержать основные соотношения параметров, соответствующие функционированию реального объекта. При решении задачи с применением теории подобия добиваются тождества экспериментальных условий с реальными. Два явления, согласно теории подобия, будут тождественны только в том случае, если они качественно одинаковы и описываются равными значениями некоторых безразмерных параметров (так называемых определяющих критериев подобия), составленных из физических и геометрических величин, характеризующих эти явления. Например, следует добиваться соответствия геометрических параметров модели объекта в сопоставлении с реальным объектом. Два явления или исследуемых объекта (например, система «бурильная колонна – скважина») будут подобными, если все количественные характеристики одного из них будут получены путем умножения на постоянные числа (константы подобия), одинаковые для всех однородных величин (например, скорости в разных точках потока жидкости).

На основании экспериментальных исследований получают новые, уточняющие теоретическую модель, данные, которые позволяют перевести исследования на более высокий уровень достоверности.

Основной характеристикой объекта исследований является его **сложность**. Она определяется количеством разнообразия, или *числом различных состояний*, в каждом из которых может находиться объект. В этом случае можно говорить о простых объектах, сложных объектах и системах объектов.

Следует иметь в виду, что нет четкой грани между этими видами объектов и что один и тот же объект может попасть в любую рубрику этой классификации в зависимости от цели его исследования.

Простой объект – это такой объект, в котором изменение влияющих факторов приводит к предсказуемому изменению выходных данных. Как правило, подобное может происходить только на определенном ограниченном

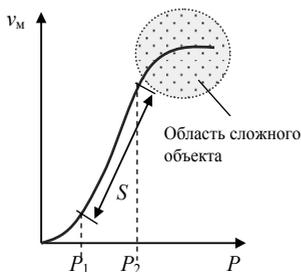


Рис. 3.1. Зависимость  $v_M = f(P)$

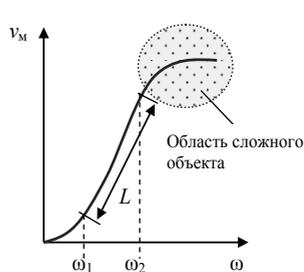


Рис. 3.2. Зависимость  $v_M = f(\omega)$

интервале изменения влияющих факторов.

**Пример 2.** Повышение осевого усилия  $P_{oc}$  на интервале графика  $S$  (рис. 3.1) приводит к монотонному и пропорциональному повышению механической скорости бурения, что можно считать достаточно простым объектом на интервале изменения  $P_{oc}$  от  $P_1$  до  $P_2$ . Этот простой объект наиболее точно можно описать моделью «сверления», рассматривая в основном работу бурового инструмента – коронки или долота без учета влияния буровой компоновки или бурильной колонны.

Но вся «простота» этой модели превращается в «сложность» на интервале изменения осевого усилия более  $P_2$ , поскольку появляются дополнительные влияющие факторы, а работа инструмента происходит в области критического состояния, когда резко нарастает температура, прочностные характеристики инструмента становятся близки к критическим, возможны поломки резцов. На этом этапе анализа следует усложнить рассматриваемую модель, введя в нее новые влияющие факторы.

И тем более объект усложняется, если становится значительным влияние на процесс разрушения горных пород механики работы бурильной колонны, её динамических характеристик: колебаний и вибраций.

Аналогично можно рассмотреть влияние частоты вращения на механическую скорость бурения (рис. 3.2).

Иначе говоря, *простой объект* – такой объект, при функционировании которого выходной параметр (скорость бурения) изменяется под влиянием определенного одного или нескольких факторов, действие которого (-ых) учтено созданной моделью.

*Сложный объект* – это объект, при функционировании которого под влиянием факторов происходит изменение неучтенных параметров, которые, в свою очередь, оказывают влияние на выходной параметр. Иначе говоря, сложный объект – это объект, действие которого неадекватно созданной для оценки объекта модели. Для анализа и последующей оптимизации сложного объекта следует пересмотреть модель и учесть в ней те факторы, которые были ранее не учтены.

*Система объектов* может включать несколько отдельных «блоков», каждый из которых является сложным объектом.

**Пример 3.** Работа бурового агрегата как система объектов включает:

- работу бурового инструмента, осуществляющего углубку забоя;
- работу бурильной колонны, передающей буровому инструменту крутящий момент, осевую нагрузку и промывочную жидкость;
- работу бурового станка;
- работу бурового насоса.

Например, если рассматривать работу такой системы, как бурильная колонна с буровым инструментом, осуществляющая бурение, то следует учитывать влияние работы бурильной колонны на основные выходные параметры – механическую скорость бурения, выход керна, затраты мощности на бурение. Таким образом, необходимо усложнить модель, перейдя от

простой модели «Сверление», к более полной и сложной модели «Бурение», анализ которой требует учета влияния работы бурильной колонны.

### 3.2. Стендовые исследования механики бурильных колонн при вращательном бурении

Анализ опыта бурения, в первую очередь применительно к глубоким скважинам, показывает, что не только высокие показатели бурения, но и возможность проходки скважины до проектной глубины зависит, прежде всего, от состояния системы «колонна – скважина».

Стендовые испытания показывают, что влияние параметров системы «колонна – скважина» на показатели бурения – механическую скорость, проходку за рейс, износ коронки, выход керна, затраты мощности на бурение, вид и интенсивность износа колонны определяются кинематикой реализуемого в данной системе варианта движения бурильной колонны, зависящего, в свою очередь, от радиального зазора между колонной и стенкой, жесткости бурильной колонны, ее кривизны, несоосности в соединениях, коэффициента скольжения на контакте колонна-скважина, осевого усилия, частоты вращения. Следовательно, для проектирования оптимальных буровых систем необходимо знание кинематики движения бурильных колонн, определение областей устойчивости различных видов движения в пространстве, параметров системы «колонна – скважина» и условий нагружения бурильной колонны.

Основные закономерности движения бурильных колонн установлены в результате проведенных стендовых исследований с применением современных средств измерения. Наиболее значимые стендовые исследования проведены в 1970–1990 г.г. в Казахском институте минерального сырья (Ф. А. Бобылев, И.Н. Страбыкин), в Всесоюзном институте техники разведки (В.Н. Алексеев) и Московском геологоразведочном институте (К. А. Боголюбовский, В. П. Зиненко, Г. К. Аладинская, Г. А. Воробьев, Б. А. Новожилов и др.).

Ф. А. Бобылевым и И. Н. Страбыкиным были проведены исследования работы бурильной колонны на вертикальном стенде. Длина бурового вала в рассматриваемой модели достигала 16 м. Исследовались стандартные бурильные трубы диаметром 24 мм, твердосплавные коронки диаметром 33,5 мм и алмазные коронки диаметром 46 мм. Изменение частоты вращения колонны производилось ступенчато в диапазоне 138–625 мин<sup>-1</sup>, осевая нагрузка достигала 400 даН. Для записи характеристик движения бурового инструмента применялась система фотодиодов, размещенных в требуемом сечении скважины, колебания осевого усилия на забое скважины измеряли с помощью тензодатчиков, а крутильные колебания – двумя тахометрами.

***Тензодатчик** (от лат. *tensus* – напряженный, натянутый) – преобразователь деформации твердых тел в электрических сигнал. Работа тензодатчика основана на свойстве металлических проволоки или фольги при деформировании (растяжение или сжатие) изменять свое электрическое сопротивление.*

*Конструктивно тензодатчик представляет собой решетку из проволоки (сплавы на основе никеля и молибдена, нихром и др.) или фольги, которая приклеивается (приваривается) к поверхности исследуемой детали.*

**Тахометр** (от греч. *tachos* – быстрота, скорость) – прибор для измерений частоты вращения деталей машин и механизмов. Различают тахометры электромагнитные, часовые, вибрационные и др.

Параметры движения колонны записывали при различных условиях работы системы: изменяли осевую нагрузку, частоту вращения, породу, углы встречи контактов в породе с инструментом, коэффициент трения скольжения между колонной и стенками скважины и др.

Обработка результатов измерений и визуальных наблюдений позволила сделать ряд выводов.

1. При бурении относительно изотропных пород (гранит, мрамор) твердосплавными или алмазными коронками характер движения бурового инструмента неупорядочен. Нет четко выраженных круговых обращений, также нет чистого движения вокруг собственной изогнутой оси. Для каждого сечения характерно свое движение вокруг какого-то мгновенного центра. Авторы отмечают, что такое движение бурового инструмента возникает под действием центробежных сил неуравновешенных масс, которые произвольно распределены по его длине.

При хаотичном движении нет четко выраженной формы изгиба бурильного вала. Поперечные колебания, как правило, сопровождаются продольными колебаниями бурового инструмента, что связано с неравномерной передачей осевой нагрузки на забой скважины.

Рассмотренное произвольное движение бурового инструмента происходит в широком диапазоне осевых нагрузок, изменяющихся от 0 до 150–200 даН.

2. При дальнейшем повышении осевой нагрузки колебания постепенно гасятся, их амплитуда уменьшается, а движение колонны упорядочивается, приближаясь по своей форме к движению вокруг собственной оси. При нагрузках 300 даН и более последний вид движения становится единственно возможным, а форма изгиба – пространственно изогнутой. При такой форме изгиба наблюдается почти непрерывное соприкосновение колонны со стенкой скважины. Важная особенность движения вокруг собственной изогнутой оси заключается в том, что при изменении осевой нагрузки плоскость изгиба смещается в сторону вращения бурильной колонны. Отмеченное при экспериментах смещение происходило в пределах 30–90°.

3. При смазке бурильной колонны нигролом (коэффициент трения 0,17) диапазон осевых нагрузок, при которых возможно прямое окружное движение, расширился до 700 даН. При увеличении указанного коэффициента до 0,73 путем смазки трущихся поверхностей канифолью, в интервале осевых нагрузок 0–400 даН происходит обратное окружное движение компоновки с частотой, близкой к задаваемой частоте вращения.

Кроме того, отмечены колебания осевой нагрузки и частоты вращения на забое скважины, причем амплитуда колебаний падает по мере увеличения расстояния от забоя.

Ф. А. Бобылевым и И. Н. Страбыкиным позднее были проведены исследования на стенде иной конструкции: на 24-метровой буровой вышке в вертикальном положении была жестко закреплена колонна обсадных труб диаметром 127 мм и длиной 9,5 м, в которой размещалась бурильная колонна длиной 15 м и диаметром 50 мм. Верхний конец бурильной колонны был закреплен в радиально-упорном подшипнике, а нижний – в шпинделе бурового станка ЗИФ-650А, с помощью которого на колонну передавалась осевая нагрузка в диапазоне 0–3 000 даН и вращение с частотой 33, 72, 128, 218 мин<sup>-1</sup>.

Статические и динамические нагрузки, развиваемые бурильной колонной, время их действия записывались на ленте осциллографа с помощью магнитоупругих датчиков и электронной аппаратуры. Одновременно чувствительным ваттметром фиксировались затраты мощности, расходуемой на вращение колонны. В обсадных трубах были прорезаны окна, позволяющие вести визуальные наблюдения за поведением колонны и одновременно служащие для размещения датчиков.

Основные виды движения колонны, полученные в условиях эксперимента, и показания осциллограмм даны на рис. 3.3.

Проведенные эксперименты показали следующее:

1. В процессе передачи крутящего момента бурильная колонна одновременно вращается и обращается (т. е. наблюдается прецессия). Обращение изогнутой оси колонны может происходить в направлении собственного вращения и обратном вращению.

2. Скорость прямого обращения изогнутой колонны может изменяться от нуля до частоты вращения, передающей крутящий момент, в зависимости от внешних сил.

3. При увеличении коэффициента трения между колонной и стенкой скважины возникает обращение в направлении, обратном вращению колонны, при уменьшении коэффициента трения – прямое обращение с задаваемой частотой вращения.

4. Изменение радиального зазора качественно не меняет характера движения бурильной колонны, но отражается на его устойчивости.

Исследования кинематических характеристик движения бурильных колонн проводилось и в условиях горизонтального стенда.

К. А. Боголюбским, В. П. Зиненко, С. В. Пенкевичем и другими установлено, что вероятность возбуждения обратной прецессии (качение) возрастает с уменьшением кривизны бурильной колонны и радиального зазора.

Исследованием поведения колонны на модели занимался В.Н. Алексеев. Модель представляла собой стеклянную трубу с вращаемым упругим резиновым валом. Труба заполнялась различными по своим свойствам жидкостями.

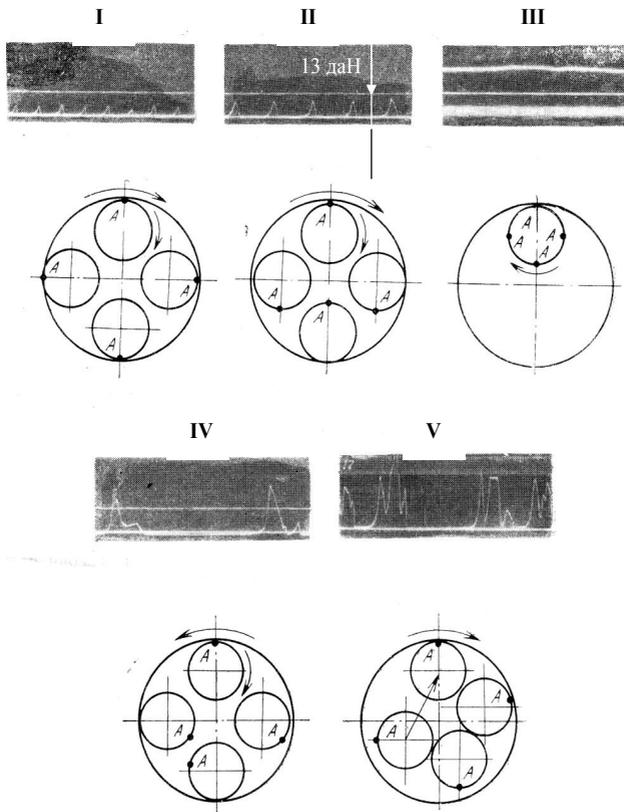


Рис. 3.3. Виды движения бурильной колонны, полученные при проведении экспериментальных исследований на вертикальном стенде:

I – движение колонны вокруг оси скважины; II – движение колонны вокруг оси скважины с одновременным вращением вокруг собственной изогнутой оси; III – движение колонны вокруг собственной изогнутой оси; IV – качение колонны по стенке скважины; V – вибрационно-ударный режим вращения колонны; на осциллограммах показаны графики силового давления колонны на стенку скважины при различных видах движения колонны; продольная линия показывает уровень силового давления, равного 13 даН

Опыты показали, что возбуждение качения колонны наиболее вероятно в системах с большим радиальным зазором, при увеличении частоты вращения, осевой сжимающей силы и коэффициента трения. Позднее В.Н. Алексеевым были проведены исследования поведения бурильной колонны на стенде. Данный стенд позволял исследовать работу колонны при использовании промывочных жидкостей с различной динамической вязкостью: машинное масло, эмульсия, вода. Скважина имитировалась обсадной вертикальной

колонной длиной 32 м. Частота вращения колонны изменялась в диапазоне 0–1 500 мин<sup>-1</sup> с помощью бурового станка, оснащенного плавно регулируемым приводом в верхней части станда. Осевая нагрузка поддерживалась в пределах 500–2 000 даН.

При проведении экспериментов измерялся крутящий момент на вращение колонны, кроме того, регистрировался характер движения колонны с помощью тензодатчиков.

Исследования В. Н. Алексева показали следующее:

1. При отсутствии промывочной жидкости в затрубном пространстве и смазки труб единственным устойчивым видом движения является качение колонны в скважине. Если при этом колонна сжата осевой нагрузкой до образования спиральной формы равновесия, то качение начинается с нуля при медленном наборе оборотов вращения и при ее непрерывном контакте со стенкой скважины. В случае, если колонна сжата осевой силой недостаточно, вначале могут установиться другие стационарные движения, например, вращение вокруг оси скважины  $\Phi_1$  или вокруг собственной изогнутой оси  $\Phi_2$ . Очаг возбуждения качения колонны, сжатой осевой нагрузкой или собственным весом, располагается, как правило, в нижней части колонны, где силы прижатия ее к стенкам скважины максимальны. Вероятность возбуждения качения колонны понижается при использовании промывочной жидкости либо смазки.

2. Устойчивость видов движения  $\Phi_1$  и  $\Phi_2$  расширяется с уменьшением радиального зазора и увеличением жесткости бурильных труб.

Наиболее полные и современные по оснащенности исследования выполнены на Загорском полигоне МГРИ на горизонтальном стенде длиной 50 м (рис. 3.4). Стенд был оборудован станком СБА-500 с системой плавного регулирования частоты вращения. В процессе экспериментов фиксировался ряд параметров, а поведение колонны исследовалось путем расшифровки изображений на фотопленке, полученной при скоростной съемке под углом

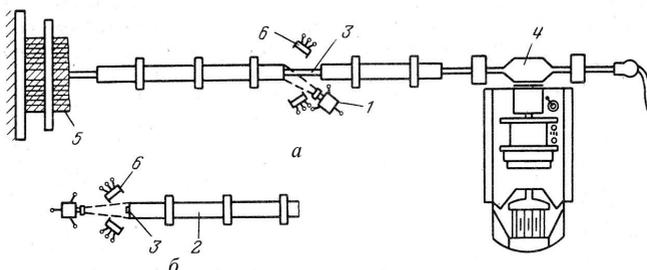


Рис. 3.4. Схема стенда Загорского полигона МГРИ:

*а* – схема съемки движения горизонтального сечения бурильной колонны; *б* – схема съемки движения свободного конца бурильной колонны при холостом вращении; 1 – кинокамера СКС-1М-16; 2 – колонна труб, имитирующая скважину; 3 – бурильная колонна; 4 – буровой станок; 5 – блок породы; 6 – осветители

вращающейся колонны кинокамерой типа СКС-1М-16 (до 4 000 кадров в секунду). Расшифровка изображений производилась по результатам перемещения метки, нанесенной на бурильную колонну, в пределах заданных координат (рис. 3.5).

Основные результаты исследований особенностей движения бурильной колонны, выявленные на горизонтальном стенде, сводятся к следующему.

1. Режим движения бурильной колонны определяется возмущением за счет взаимодействия колонны со стенкой скважины и распределенной по длине неуравновешенности колонны.

2. При малых частотах вращения в скважинах с большим зенитным углом колонна совершает накатывание на стенку скважины со срывом. Основные действующие силы при этом – вес и трение.

При увеличении частоты вращения колонна движется в режиме прямой прецессии при непрерывном контакте со стенкой скважины. По мере повышения частоты вращения растет возмущение первоначально установившегося движения за счет сил трения, прямая прецессия теряет устойчивость и возникает виброударный режим движения бурильной колонны.

При дальнейшем повышении частоты вращения возникает новый режим вращения колонны – обратная прецессия, который и сохраняется при дальнейшем увеличении частоты вращения колонны.

3. Границы возбуждения различных видов движения бурильной колонны по оси частоты вращения зависят от параметров системы «колонна – скважина», при этом отмечена лишь следующая тенденция: сдвиг границы возбуждения обратной прецессии в сторону увеличения частот вращения при уменьшении коэффициента трения.

4. Увеличение осевой нагрузки сдвигает границу возбуждения обратной прецессии в область меньших частот вращения, влияние осевой нагрузки на режим работы бурильной колонны растет по мере увеличения радиального зазора.

5. Основной недостаток бурильных колонн с начальными несовершенствами (кривизна и несоосность соединений) – возбуждение качения бурильной колонны при сравнительно невысоких частотах вращения.

6. Сжатую зону бурильной колонны необходимо комплектовать весьма прямолинейными бурильными трубами с минимальной угловой несоосностью, с обеспечением определенной величины эксцентриситета

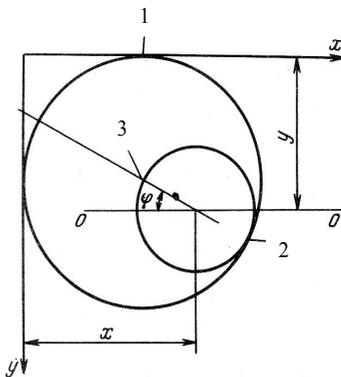


Рис. 3.5. Схема обработки результатов киносъемки: 1 – скважина; 2 – бурильная колонна; 3 – метка на колонне

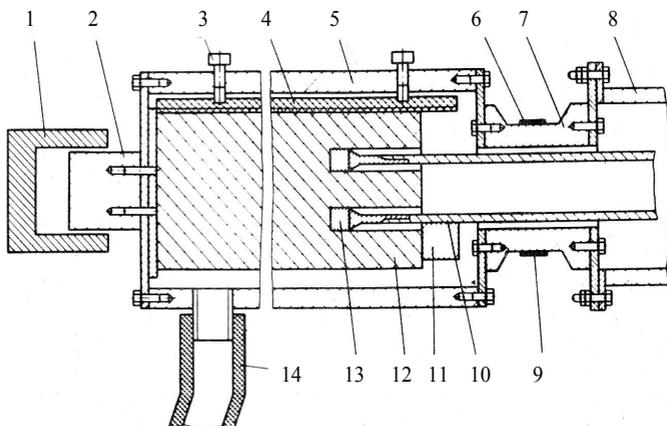


Рис. 3.6. Схема забойного устройства горизонтального стенда Загорского полигона:

- 1 – направляющий элемент; 2 – центрирующий палец; 3 – зажимные болты; 4, 11 –  
 плашки для крепления керна; 5 – корпус; 6, 9 – тензодатчики;  
 7 – деформирующая муфта; 8 – «скважина»; 10 – колонковая труба; 12 – керн;  
 13 – коронка; 14 – шланг для отвода промывочной жидкости

центра инерции сечения относительно геометрического центра при создании минимально возможного радиального зазора.

7. Уменьшение коэффициента трения до определенного предела гарантирует невозбуждение обратной прецессии колонны.

8. Увеличение эксцентриситета центра инерции сечений является возможным методом борьбы с возбуждением качения снаряда.

9. Выделяются два различных типа систем «колонна – скважина»:

– системы с очень низким коэффициентом трения – системы, допускающие применение антивибрационных смазок, для которых оптимальным является использование труб с минимальным эксцентриситетом центра инерции;

– системы с высоким коэффициентом трения, для которых оптимальным является использование труб с максимально возможным смещением эксцентриситета центра инерции сечения.

Одним из составляющих элементов экспериментальных работ на горизонтальном стенде Загорского полигона МГРИ являлось исследование поведения алмазной коронки при различных видах движения колонны.

Для измерения осевой нагрузки на забое скважины-стенда применялось специальное устройство (рис. 3.6), состоящее из корпуса с плашками для закрепления образца керна диаметром 130 мм и центрирующего приспособления. Забойное устройство через муфту жестко крепилось к колонне труб, имитирующих скважину. При разбурировании керна осевая нагрузка на коронку вызывала растяжение муфты пропорционально нагрузке.

Деформация измерялась с помощью тензодатчиков, наклеенных на тело муфты по полумостовой изгибно-компенсационной схеме. В качестве усилителя сигнала использовался тензоусилитель ТА-5.

Исследования позволили выявить следующее:

1. Потери осевой нагрузки отмечаются только при работе колонны в режиме качения. При других видах движения потери осевой нагрузки или незначительны, или практически отсутствуют.

2. Потери осевой нагрузки растут с увеличением задаваемой осевой нагрузки, частоты вращения, радиального зазора, уменьшением жесткости бурильной колонны и коэффициента трения. В условиях высокого коэффициента трения потери нагрузки могут составить до 30 % от задаваемой.

3. Большим значениям затрат мощности на вращение колонны соответствует и большая потеря осевой нагрузки.

В последующем на стенде с забойным устройством, показанном на рис. 3.6, были проведены исследования поведения алмазной коронки с помощью скоростной киносъемки. Для этого вместо керна породы в забойное устройство устанавливали блок оптического прозрачного стекла, а поведение коронки, вынос шлама из-под торца коронки и работу алмазных резцов изучали с помощью скоростной киносъемки. Результаты этих исследований будут кратко изложены в следующем параграфе.

### **3.3. Основные аспекты построения модели «Бурение»**

Современная технология бурения геологоразведочных скважин в твердых породах предусматривает использование сбалансированных бурильных колонн с уменьшенными радиальными зазорами. Однако статически сбалансированные колонны оказываются динамически несбалансированными из-за высокой степени деформации под действием осевых и центробежных сил, что обеспечивает появление возмущающих равномерное вращение сил трения, а характер движения колонны становится вибрационным.

Подобный режим работы колонны приводит к снижению эффективности бурения, поскольку колонна по мере снижения жесткости и повышения параметров режима бурения теряет свои качества канала передачи энергии и разрушающих усилий к забою скважины. Вследствие этого снижается механическая скорость бурения, повышается износ элементов колонны и породоразрушающего инструмента, увеличиваются затраты мощности на бурение, становится недостаточным выход керна и возрастает кривизна скважин.

Согласно экспериментальным данным, наиболее устойчивым видом движения статически сбалансированных колонн на форсированных режимах является обратная прецессия (явление качения деформированной колонны по стенке скважины), с которой связаны все основные нежелательные влияния на процесс и показатели бурения.

Причины возникновения обратной прецессии и нерегулярностей в движении буровой компоновки состоят в том, что при изгибе труб в скважине

(рис. 3.7) возникает центробежная сила, которая определяет в основном силу прижатия  $P_n$  и силу трения колонны о стенку скважины  $F_t$ . При определенном своем значении  $F_t = F_{t.k}$  сила трения вызывает качение деформированного участка колонны в направлении  $n$  (рис. 3.8).

Рассмотрим это положение более подробно.

Сила прижатия  $P_n$  в общем виде может определяться зависимостью:

$$P_n = F_{ц} + F_{ос} - F_{уп}, \quad (3.1)$$

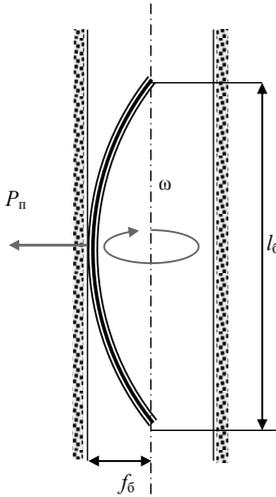


Рис. 3.7. Схема для рассмотрения условий работы колонны в скважине

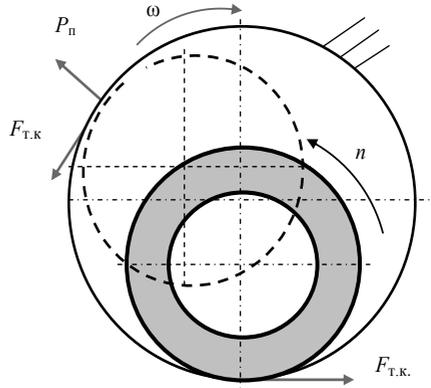


Рис. 3.8. Схема для анализа условий работы в скважине буровой колонны:  
 $\omega$  – направление вращения колонны, задаваемое буровым станком;  
 $n$  – направление качения колонны

- где  $F_{ц}$  – сила прижатия вследствие действия центробежной силы;  
 $F_{ос}$  – сила прижатия вследствие действия осевой нагрузки;  
 $F_{уп}$  – сила упругости деформированной буровой колонны.

Основной в формировании силы прижатия деформированной колонны к стенке скважины является центробежная сила, которая равна

$$F_{ц} = \frac{f_6 q_6 \omega^2 l_6}{2g}, \quad (3.2)$$

- $f_6$  – прогиб буровой колонны в скважине в пределах радиального зазора;  
 $l_6$  – длина полуволны буровой колонны;  
 $q_6$  – масса 1 м буровой колонны;  
 $\omega$  – частота вращения буровой колонны;  
 $g$  – ускорение свободного падения.

Из формулы (3.2) следует, что центробежная сила пропорциональна квадрату частоты вращения, поэтому при работе колонны на высокой частоте вращения центробежная сила в основном и определяет силу прижатия колонны к стенке скважины.

Силу прижатия колонны к стенке скважины вследствие действия центробежной силы можно рассчитать по следующей зависимости:

$$F_{oc} = \frac{\pi^2 P_{oc} f_6}{2l_6}, \quad (3.3)$$

где  $P_{oc}$  – осевая нагрузка.

Снижение  $F_{oc}$  связано, прежде всего, с уменьшением прогиба колонны и осевого усилия.

Сила упругости деформированной колонны рассчитывается по следующей формуле:

$$F_{yn} = \frac{49 EJ f_6}{l_6}, \quad (3.4)$$

где  $EJ$  – жесткость буровой колонны.

Сила трения скольжения труб о стенку скважины препятствует вращению участка колонны в направлении, задаваемого буровым станком, а, достигая определенной величины  $F_{т.к.}$ , вызывает качение по стенке скважины (рис. 3.8).

Качение колонны связано с тем, что, прижимаясь к стенке скважины гребнем полуволны, колонна в точке прижатия воспринимает действие силы трения  $F_t$ . В момент контакта это сила трения скольжения,

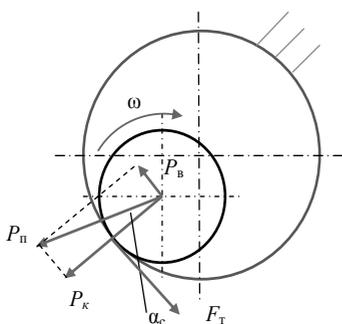


Рис. 3.9. Схема к анализу работы буровой колонны

оказывающая тормозящее вращение колонны действие. Под действием силы трения полуволна колонны поворачивается на некоторый угол  $\alpha_c$  (рис. 3.9), что приводит к тому, что направление силы прижатия колонны к стенке скважины  $P_n$  ориентировано уже не в точку контакта, а смещается по направлению вращения колонны. Таким образом, устанавливается баланс сил, который дан в виде схемы на рис. 3.9.

Сила трения в этом случае будет равна:

$$F_t = P_n \mu_c \cos \alpha_c, \quad (3.5)$$

где  $\mu_c$  – коэффициент трения скольжения колонны о стенку скважины.

Если сила прижатия колонны к стенке скважины  $P_n$  увеличивается, например, вследствие роста частоты вращения колонны, то при определенном значении этой силы сила трения становится способной повернуть колонну вокруг её оси и заставить катиться по стенке скважины. Учитывая, что коэффициент трения скольжения  $\mu_c = 0,1-0,2$ , а коэффициент трения качения  $\mu_k = 0,01-0,02$ , т. е. меньше примерно в 10 раз, качение колонны по стенке скважины будет вполне устойчивым видом движения, так как сила трения скольжения больше силы трения качения.

При этом связанный с колонной породоразрушающий инструмент вместо вращения вокруг своей оси, увлекаемый катящимся по стенке скважины участком колонны, совершает окатывание по периметру забоя скважины (нутационное движение относительно ее оси), проявляющееся в виде периодически повторяющихся полных остановок породоразрушающего инструмента, а также в образовании отличного от круглой формы многоугольного забоя, винтовой многозаходной формы ствола скважины и столбика керна. Подобный режим работы инструмента и бурильных труб приводит к раскручиванию колонны, т. е. в бурильной колонне возбуждаются крутильные фрикционные автоколебания. Последние крайне нежелательны с позиций кернообразования, энергоемкости бурового процесса, ресурса инструмента.

Таким образом, решение проблемы повышения показателей буровых работ, связанных с работой колонны, состоит в том, чтобы подобрать значения параметров системы «колонна – скважина», которые бы снижали вероятность

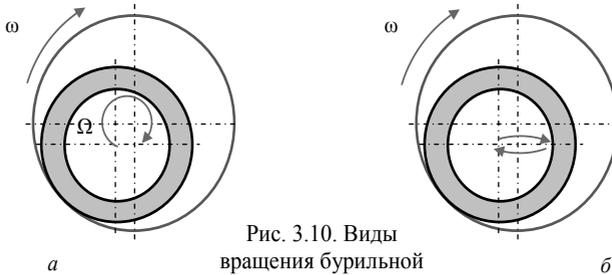


Рис. 3.10. Виды вращения бурильной колонны –  $\Phi_1$  и  $\Phi_2$

возникновения обратной прецессии. Этот вид движения по известной и уже принятой терминологии имеет условное обозначение  $\Phi_3$ .

Другие стационарные виды движения колонны  $\Phi_1$  и  $\Phi_2$  не отражают всего многообразия форм динамики бурильных колонн, но дают представление об основных ее видах. Вид движения  $\Phi_1$  – вращение колонны вокруг собственной оси и вокруг оси скважины в направлении, которое задано буровым станком (рис. 3.10, а). Вид вращения  $\Phi_2$  – вращение колонны только вокруг собственной оси (рис. 3.10, б).

Анализ влияния видов движения бурильной колонны на показатели процесса бурения (табл. 3.1), показывает, что бурильная колонна – недостаточно эффективный инструмент передачи разрушающих усилий к забою, поскольку существенны потери мощности, осевой нагрузки и частоты вращения, снижаются показатели, определяющие эффективность бурового процесса по мере роста статических и динамических нагрузок на колонну.

Последнее особенно характерно для высокочастотного алмазного бурения бурильными колоннами малого диаметра.

Таблица 3.1

Влияние видов движения бурильной колонны на параметры и показатели процесса бурения

Параметры и показатели процесса бурения	Виды вращения бурильной колонны		
	$\Phi_1$	$\Phi_2$	$\Phi_3$
$N$ – затраты мощности на вращение колонны			
$v_m$ – механическая скорость бурения			
Вибрация, аварии с бурильной колонной	Минимальный и средний уровень вибрации, отсутствие знакопеременного изгиба, аварийность минимальна	Минимальный уровень вибрации, отсутствие знакопеременного изгиба, аварийность минимальна	Максимальный уровень вибрации, знакопеременный изгиб, условия для возникновения аварий с колонной
Ресурс породоразрушающего инструмента, условия кернообразования	Хорошие условия для работы инструмента и кернообразования	Идеальные условия для работы инструмента и кернообразования	Тяжелые условия работы инструмента (динамическая повышенная нагрузка на резцы), разрушение и самозаклинивание керна
Искривление скважины	Минимально возможное	Максимально возможное	От минимального до половины максимального
Равномерность и полнота передачи $P_{ос}$	Потери минимальные и средние	Потери минимальные	Потери 30 – 50 %, пульсация при передаче нагрузки
Равномерность и полнота передачи $\omega$	Равномерная, без крутильных колебаний	Равномерная, без крутильных колебаний	Неравномерная, крутильные колебания

Из графиков, представленных на рис. 3.11, следует, что параметры режима бурения, при которых возникает нежелательный вид движения  $\Phi_3$ ,

соответствуют основному диапазону используемых при современном бурении, что уже сейчас накладывает определенные ограничения на возможности технологий современного бурения с передачей крутящего момента к забою через колонну бурильных труб. Именно поэтому становятся крайне актуальны технические решения и проекты, связанные с использованием забойных высокочастотных гидро- и электродвигателей при алмазном бурении скважин малого диаметра, расширение номенклатуры и возможностей турбобуров и винтовых забойных двигателей при бурении скважин на нефть и газ, создание гидродвигателей нового поколения с изменяемым объемом рабочих камер и с одновременной реализацией ударного действия на инструмент и горную породу, создание забойных мультипликаторов – средств повышения частоты вращения бурового инструмента, особенно алмазного, при невысоком значении частоты вращения, передаваемой бурильной колонне от бурового станка.

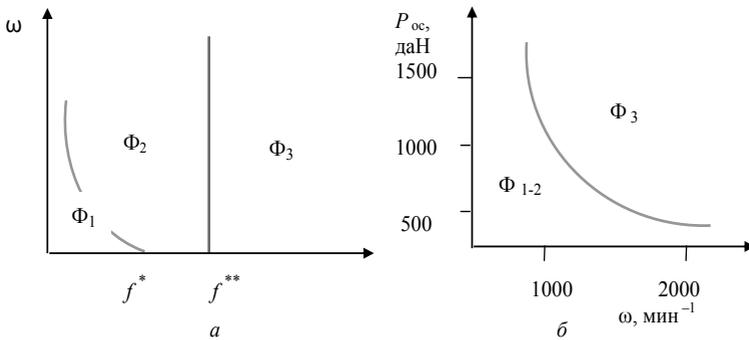


Рис. 3.11. Графики, отражающие связь параметров режима бурения с видами вращения бурильной колонны ССК-59

**Гидродвигатели – турбобур и винтовой забойный двигатель.**

*Турбобур – агрегат для бурения, включающий статор-корпус и вал-ротор.* Статор и ротор оснащены множеством крыльчаток, которые обеспечивают при прокачивании бурового раствора под давлением через полость между ротором и статором вращение ротора и, соответственно, долота, который соединяется с ротором через шпindel-редуктор. Характеризуется высокой частотой вращения.

**ВЗД – гидродвигатель в основе которого используется героторная пара «статор – ротор».**

При этом, если ротор выполнен в виде многозаходного винта с числом витков  $M$ , то статор имеет многозаходную внутреннюю полость, причем число витков в полости статора равно  $M+1$ . Ротор установлен внутри статора с некоторым смещением продольной оси от продольной оси статора. При прокачивании промывочной жидкости через полости между статором и ротором последний получает импульс вращения. Характеризуется высоким значением крутящего момента и умеренной частотой вращения ( $300-400 \text{ мин}^{-1}$ ).

**Забойный мультипликатор** – редуктор, выполненный, например, на основе планетарной волновой передачи, который позволяет в 30–80 раз увеличить частоту вращения породоразрушающего инструмента в сравнении с частотой вращения бурильной колонны. Рассматривается как перспективный генератор механической энергии при бурении, особенно алмазном, так как может быть существенно повышена частота вращения породоразрушающего инструмента – основной резерв повышения механической скорости алмазного бурения без повышения частоты вращения бурильной колонны.

В процессе бурения крайне важно по определенным признакам осуществить диагностику обратной прецессии бурильной колонны с целью устранения данного нежелательного вида движения.

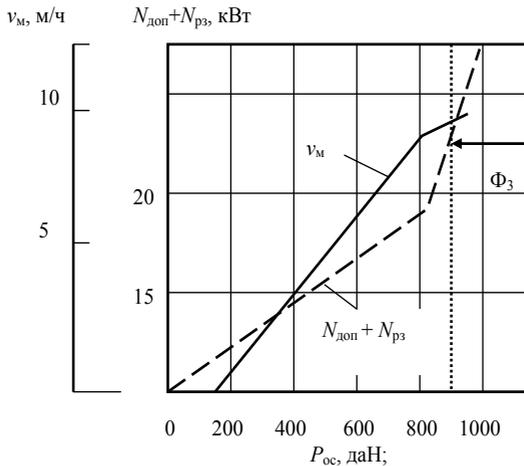


Рис. 3.12. Зависимость суммы дополнительной мощности  $N_{доп}$  и мощности на разрушение забоя  $N_{рз}$  и механической скорости  $v_M$  от задаваемой осевой нагрузки ( $\omega = 1\ 015\ \text{мин}^{-1}$ ) в системе КССК 76/100 (исследования на горизонтальном стенде)

Возбуждение обратной прецессии бурового снаряда или его элементов возможно:

- в процессе бурения при неизменных параметрах режима бурения;
- при изменении параметров режима бурения, в том числе при дохождении до забоя;
- непосредственно после включения станка при холостом вращении колонны.

В первом случае обратная прецессия уверенно выделяется по скачкообразному увеличению мощности, снижению механической скорости бурения (рис. 3.12) или увеличению нагрузки на забой. Признаком возбуждения качения колонны при холостом вращении снаряда и при дохождении до забоя является повышение усилия проталкивания колонны в скважину, а также повышение вибрации снаряда.

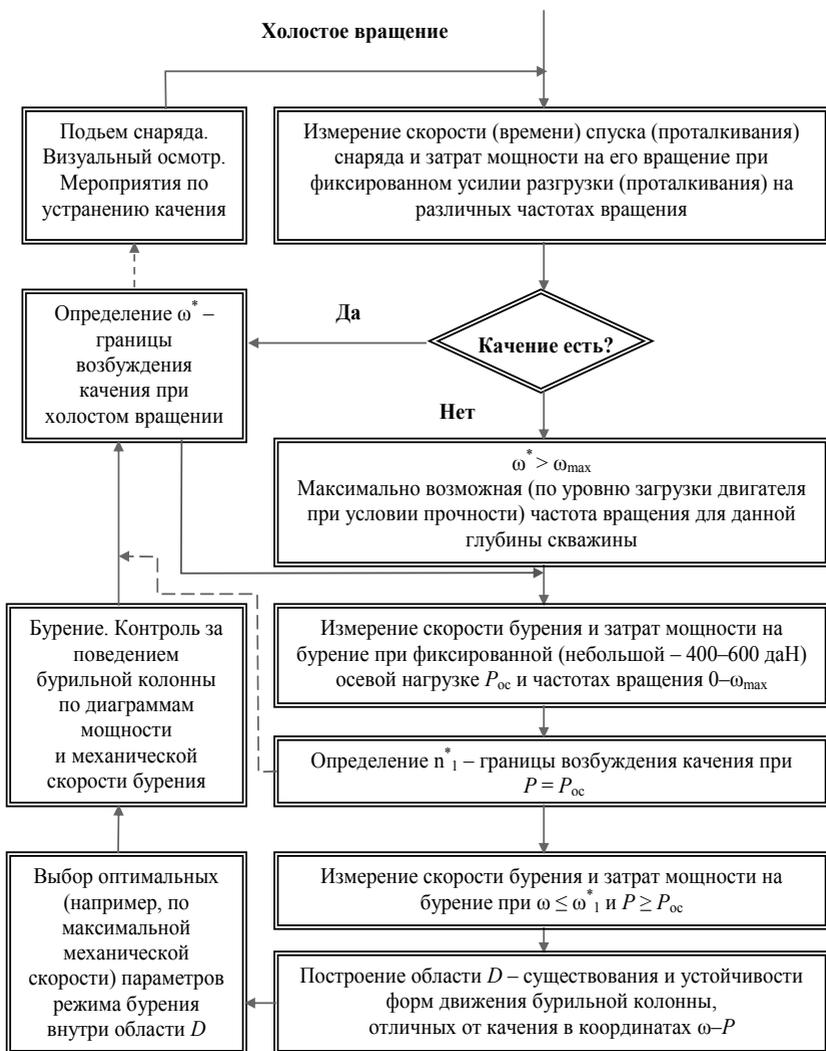


Рис. 3.13. Схема алгоритма диагностики обратной прецессии (качения колонны)

Результаты исследований движения колонны на горизонтальном стенде. Эксперименты показали, что обратная прецессия уверенно диагностируется в системах «колонна – скважина» с малыми радиальными зазорами.

На рис. 3.13 приведена схема алгоритма диагностики обратной прецессии [3]. Зависимости, служащие признаком для диагностики обратной прецессии, отражены на рис. 3.14.

Таким образом, на основании изложенного можно сделать следующий вывод: на этапе управления процессом бурения важнейшая задача – оперативное распознавание обратной прецессии (качения) бурового снаряда, что позволит существенно повысить эффективность бурения, особенно алмазного, при высоких частотах вращения колонны.

Дополнительным источником информации для диагностики обратной прецессии служат данные визуальных наблюдений за износом элементов

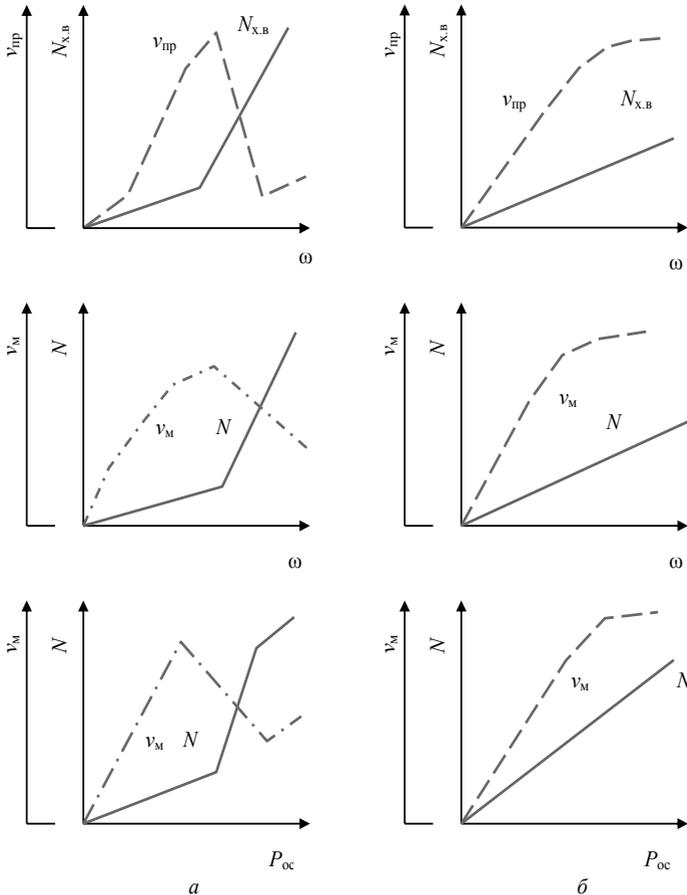


Рис. 3.14. Вид зависимостей, служащих признаками для диагностики обратной прецессии (качения бурового снаряда):

а – зависимости, указывающие на возбуждение качения –  $\Phi_3$ ;

б – зависимости, указывающие на вид движения –  $\Phi_{1-2}$ ;

$v_{пр}$  – скорость проталкивания колонны;  $v_m$  – механическая скорость бурения;

$N_{х.в}$  – мощность на холостое вращение колонны;  $N$  – мощность при бурении

бурового снаряда (характерен повышенный износ) и состоянием кернового материала (характерна повышенная раздробленность керна).

Рассмотрим процесс углубления скважины с учетом работы бурильной колонны как средства передачи энергии от бурового станка к забою. Особенностью модели для анализа процесса передачи энергии через колонну к забою (рис. 3.15) состоит в том, что канал передачи энергии от бурового станка представлен в виде упругой пружины, которая деформируется как в осевом, так и продольном направлении, а также подвержена закручиванию. Забой скважины также оказывает воздействие на буровой инструмент, так как горная порода обладает определенной упругостью.

Углубление инструмента за один оборот вращения рассчитывается по зависимости [3]:

$$h_{об} = t - \sqrt{\frac{kfR}{\rho^2\delta}}, \quad (3.6)$$

где  $t$  – выпуск резцов из матрицы коронки;

$k$  – комплексный параметр свойств горных пород, влияния раствора, вызывающих «всплытие резца» – клиновой эффект;

$f$  – коэффициент внешнего трения при взаимодействии инструмента с забоем;

$\rho$  – радиус инерции буровой компоновки;

$\delta$  – сопротивление (демпфирующая способность материала колонны и корпуса коронки) по оси  $x$ .

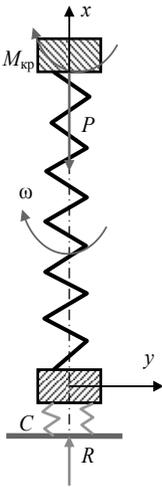
Радиус инерции буровой компоновки определяется по зависимости:

$$\rho = \sqrt{I/S}, \quad (3.7)$$

где  $I$  – осевой момент инерции поперечного сечения буровой компоновки;

$S$  – площадь поперечного сечения буровой компоновки.

Рис. 3.15. Модель бурильной колонны



Анализ зависимости (3.6) показывает, что снижение углубки за один оборот инструмента на забое связано с ростом сил сопротивления со стороны забоя, а также с изменением других факторов, противодействующих внедрению резцов в породу: с ростом коэффициента трения колонны о стенку скважины и диаметра бурового инструмента, со снижением диаметра буровой компоновки и ее жесткости по оси  $x$ , демпфирующей способности материала компоновки и корпуса коронки.

**Демпфирование** (нем. *dämpfer* – глушитель) – *принудительное гашение колебаний системы.*

Для повышения углубления за один оборот следует добиваться более равномерного вращения инструмента на забое. Причины неравномерного вращения инструмента на забое связаны с вибрацией и вынужденными

колебаниями колонны и буровой компоновки с породоразрушающим инструментом.

В процессе бурения возникают крутильные, поперечные и продольные колебания бурового инструмента.

*Крутильные колебания* бурового инструмента сопровождаются скручиванием-раскручиванием бурильной колонны, что обуславливает изменение угловой скорости вращения колонны вокруг геометрического центра поперечного сечения.

Таким образом, крутильные колебания приводят к неравномерному вращению бурового инструмента и, соответственно, к колебаниям величины передаваемых на забой крутящего момента и усилия резания-скалывания породы.

*Поперечные колебания* бурового инструмента задаются режимом движения бурильной колонны, а также действием поперечных усилий со стороны забоя, которые возникают как реакция разрушаемой горной породы на буровой инструмент. Эти реакции будут максимально проявляться при следующих условиях:

- при бурении трещиноватых, неоднородных по структуре, анизотропных и перемежающихся по твердости горных пород;
- значительной деформации буровой компоновки и перекосе бурового инструмента.

Поперечные колебания приводят к снижению эффективности бурения вследствие неоправданного дополнительного разрушения горной породы стенки скважины и, соответственно, к повышенному износу бурового инструмента, снижению механической скорости бурения.

*Продольные колебания* бурового инструмента возникают в процессе крутильных колебаний бурильной колонны, а также в результате динамического режима взаимодействия бурового инструмента с забоем. Последнее из названных явлений может происходить в процессе бурения шарошечными долотами твердых пород в режиме дробящее-скалывающего действия, а также при ударно-вращательном бурении в случае недостаточной осевой нагрузки, обеспечивающей прижатие инструмента к забою.

В процессе продольных колебаний происходит значительное изменение действующей осевой нагрузки на буровой инструмент, что существенно влияет на механическую скорость бурения и ресурс бурового инструмента.

Основными причинами возникновения колебаний бурового инструмента являются:

- несовершенство системы подачи буровых станков;
- наличие упругой и деформируемой бурильной колонны между буровым инструментом и буровым станком, которая может иметь свою чрезвычайно сложную динамику;
- неравномерность резания-скалывания, дробления горной породы, чему способствует перекося бурового инструмента на забое.

Потенциальная энергия упругого деформирования бурильной колонны может определяться следующей зависимостью:

$$U_k = 0,5M_{кр} \varphi_k,$$

$$U_k = 0,5P_{ос} \mu_k R \varphi_k,$$

или

где  $M_{кр}$  – крутящий момент, даН·м;

$R$  – радиус торца бурового инструмента, м;

$\mu_k$  – коэффициент сопротивления на забое скважины;

$\varphi_k$  – угол закручивания колонны при бурении, рад.

Неравномерность подачи бурового инструмента и динамические процессы при вращении деформированной колонны приводят к колебаниям осевой нагрузки на инструмент  $P_{ос}$  (рис. 3.16).

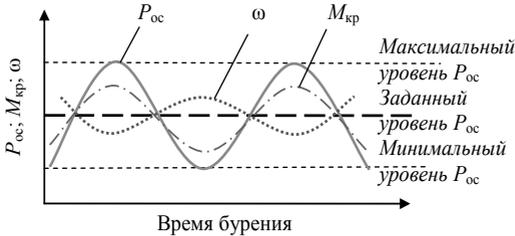


Рис. 3.16. Графики колебаний величины осевого усилия  $P_{ос}$ , крутящего момента  $M_{кр}$  и частоты вращения  $\omega$  в процессе бурения при наличии крутильных колебаний бурового инструмента

По некоторым оценкам, полученным в результате проведенных экспериментальных работ, колебания величины осевого усилия могут составлять  $\pm 30\text{--}50\%$ . Колебания величины осевой нагрузки вызывают изменение глубины внедрения резцов в породу и углубки инструмента за один оборот, что получило отражение в формуле для определения  $U_k$  через влияние коэффициента сопротивления разрушению породы при вращении бурового инструмента  $\mu_k$ : уменьшение глубины внедрения резцов в породу приводит к снижению, а повышение – к росту коэффициента  $\mu_k$ . Соответственно, происходит изменение и величины крутящего момента.

Частота колебаний величин осевой нагрузки на инструмент и крутящего момента может быть различна и задается, как правило, частотой колебаний бурильной колонны, вызванной, в том числе, и дискретным характером разрушения горной породы на забое. За один оборот инструмента на забое может быть несколько периодов изменения величин осевого усилия и крутящего момента.

При уменьшении глубины внедрения резцов в породу снижается момент сопротивления вращению, а освобожденная энергия обуславливает вращение бурового инструмента с ускорением. Однако глубина внедрения резцов вновь увеличивается при повышении осевого усилия, соответственно, нарастает сопротивление со стороны породы, и буровой инструмент вращается с замедлением, пока не произойдет разрушение породы.

Таким образом, скорость вращения, передаваемая буровому инструменту, так же как и величина осевого усилия, не постоянны, а изменяются в пределах среднего значения с амплитудой и частотой, которые зависят от многих факторов и, прежде всего, от свойств буримых горных пород, характеристик системы «бурильная колонна – скважина», параметров режима бурения. При этом минимальное значение осевого усилия будет соответствовать ускоренному вращению бурового инструмента, а повышение осевой нагрузки приведет к снижению частоты вращения инструмента.

В работе [16] на основе результатов экспериментальных исследований с использованием скоростной киносъемки процессов работы бурильной колонны и бурового инструмента на горизонтальном стенде Загорского полигона (см. рис. 3.4, 3.6) Московского геологоразведочного института (ныне Российский государственный геологоразведочный университет) приведена классификация режимов работы бурового инструмента (табл. 3.2).

Режимы работы коронки на забое проиллюстрированы графиками (рис. 3.17), на которых представлены зависимости соотношения угловой скорости вращения алмазной коронки и угловой скорости вращения бурильной колонны, задаваемой вращателем бурового станка.

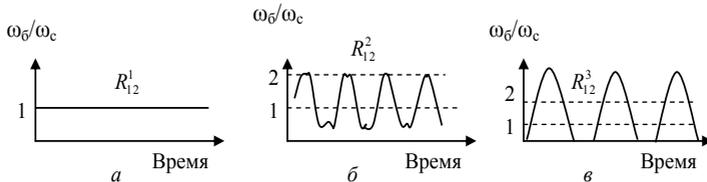


Рис. 3.17. Зависимости соотношения угловых скоростей вращения бурового инструмента  $\omega_b/\omega_c$  от времени

Из этих схем следует, что наиболее благоприятен для эффективного разрушения породы режим равномерного вращения  $R_{12}^1$  (рис. 3.17, а). В режиме вращения  $R_{12}^2$  происходит значительное колебание угловой скорости вращения коронки под влиянием крутильных колебаний. В режиме гипоциклического движения, реализуемого как качение бурового инструмента по стенке скважины в сторону, обратную заданному вращателем станка направлению вращения  $R_{12}^3$ , возможны остановки бурового инструмента и резкие ускорения, что крайне неблагоприятно влияет на ресурс бурового инструмента и, как уже рассмотрено выше, может приводить к формированию ствола скважины и керна сложной винтообразной формы.

Принятые обозначения:  $\Omega$  – частота поперечных колебаний инструмента на забое;  $\omega_b$  – угловая скорость вращения коронки;  $\omega_c$  – угловая скорость, задаваемая вращателем бурового станка.

Таблица 3.2

## Классификация режимов работы алмазной коронки

Режим работы бурильной колонны	Режим работы бурового инструмента		
Вращение колонны вокруг собственной оси и оси скважины $\Phi_{12}$	$R_{12}^1$	$\omega_6/\omega_c = 1; \Omega = 0$	Равномерное вращение
	$R_{12}^2$	$\omega_6/\omega_c > 1; \Omega = 0$	Крутильные колебания без остановок бурового инструмента
	$R_{12}^3$	$\omega_6/\omega_c \geq 0; \Omega = 0$	Крутильные колебания с остановками бурового инструмента
Режим качения колонны по стенке скважины (гипоциклическое движение) $\Phi_3$	$R_3$	$\omega_6/\omega_c = 1; \Omega \neq 0$	Режим качения бурового инструмента (гипоциклическое движение)

Влияние повышения осевого усилия на трансформацию режима работы бурового инструмента определяется следующей связью:  $R_{12}^1 \Rightarrow R_{12}^2 \Rightarrow R_{12}^3 \Rightarrow R_3$ .

Влияние увеличения частоты вращения на возможные режимы работы бурового инструмента описываются обратной последовательностью  $R_3 \Rightarrow R_{12}^3 \Rightarrow R_{12}^2 \Rightarrow R_{12}^1$ , которая отражает, прежде всего, влияние повышения частоты вращения на глубину внедрения резцов в породу, углубление за один оборот инструмента на забое и сопротивление вращению инструмента (см. рис. 3.17).

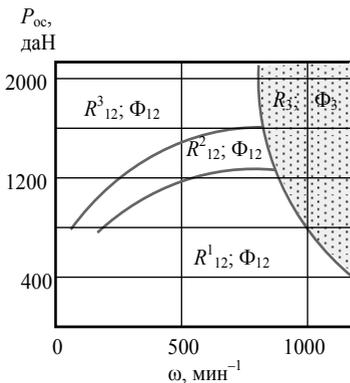


Рис. 3.18. Диаграмма областей режимов работы алмазной коронки

и бурового инструмента в зависимости от совокупного влияния осевого усилия и частоты вращения для случая бурения алмазным инструментом диаметром 59 мм представлены на рис. 3.18 [3].

Как следует из графиков (рис.3.18), область наиболее благоприятного для эффективного бурения режима работы бурового инструмента  $R_{12}^1$

Увеличение подачи промывочной жидкости приводит к изменению режима работы бурового инструмента аналогично влиянию частоты вращения, поскольку за счет давления под торцом бурового инструмента возникает гидрподпор, противодействующий осевому усилию, что обуславливает уменьшение глубины внедрения резцов в породу.

Области существования режимов работы бурильной

ограничивается определенными диапазонами изменений осевой нагрузки и частоты вращения, а это значит, что направления совершенствования бурового инструмента и буровых технологий должны соответствовать определенным требованиям:

1) при вращательном бурении должны использоваться сбалансированные бурильные колонны, либо, что еще более эффективно, забойные приводы;

2) величины осевых нагрузок должны быть ограничены, а поиск возможностей повышения механической скорости должен связываться с использованием эффективных способов интенсификации процесса разрушения горных пород;

3) при бурении должны использоваться технические решения, снижающие или исключающие колебательные процессы бурильной колонны и бурового инструмента.

Для снижения колебательных процессов при бурении наиболее перспективны следующие решения:

- снижение коэффициента трения между колонной и стенками скважины путем повышения смазывающей способности промывочных растворов и применения консистентных смазок бурильной колонны, устраняющих зазор между стенками скважины и колонной;

- уменьшение коэффициента трения между колонной и стенками скважины путем наложения вибрации на колонну посредством использования гидроударников или специально разработанных вибраторов;

- снижение деформированности бурильных колонн путем уменьшения радиального зазора между колонной и стенками скважины, понижения осевого усилия на инструмент, например, применением тонкоматричных алмазных коронок и других инструментов, способных создавать высокие контактные давления на породу при умеренных осевых нагрузках, наложения ударных импульсов на буровой инструмент при работе гидроударников и др.;

- увеличение радиуса инерции буровых компоновок [3], например, применением специальных тяжелых труб-маховиков, устанавливаемых над буровым инструментом и гасящих его колебания, что приводит к росту механической скорости бурения (рис. 3.19);

- применение буровых компоновок со смещенным центром тяжести поперечного сечения, при работе которых реализуется механизм компенсации сил трения бурильной колонны о стенку скважины за счет проявляющегося при работе таких компоновок эффекта самоцентрирования;

- повышение демпфирующей способности материала буровых компоновок, что будет способствовать гашению колебательных демпфационных процессов в материале бурильных труб;

- установка специальных устройств для гашения крутильных и продольных колебаний бурильной колонны – упругих и инерционных демпферов;

- использование для бурения забойных электро- или гидродвигателей, исключающих вращение бурильных колонн, или забойных мультипликаторов.

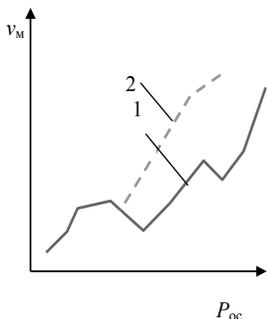


Рис. 3.19. Зависимость механической скорости бурения от осевой нагрузки при бурении стандартной компоновкой (1) и компоновкой с увеличенным моментом инерции (2)

### Способ снижения коэффициента трения между колонной бурильных труб и стенкой скважины применением вибраторов

различного типа является известным из практики ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения. При этих способах бурения ударные импульсы, передаваемые к забою с целью породоразрушающего действия, воспринимаются также бурильной колонной, что способствует более эффективной её работе в стволе скважины.

Коэффициент трения виброударной системы, применительно к бурильной колонне, можно определить по формуле:

$$\mu^* = \frac{U}{\sqrt{v^2 + U^2 + 2vU\cos\varphi}} \mu, \quad (3.8)$$

где  $v, U$  – скорости движения ударника и бурильных труб, м/с;

$\varphi$  – угол встречи вектора ударного импульса и бурильной трубы, град;

$\mu$  – коэффициент трения скольжения в состоянии покоя.

Из формулы следует, что эффективная с точки зрения снижения коэффициента трения  $\mu$ , виброударная система должна иметь высокий уровень ударного импульса, который повышается при повышении скорости приложения удара  $v$  и угол  $\varphi$ , равный  $0^\circ$ .

Скорость воздействия ударника на инструмент при бурении забойной машиной ударного действия определяется формулой [15]

$$v = \sqrt{\frac{2p_c F_n l_n g}{m_y}}, \quad (3.9)$$

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

$F_n$  – площадь торцевой части ударника, м<sup>2</sup>;

$l_n$  – ход ударника, м.

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

С помощью формул (3.8) и (3.9) можно оценить эффективность виброударных систем и их параметров для повышения эффективности передачи ударного импульса, как на забой скважины, так и в направлении бурильной колонны для снижения коэффициента трения между колонной и стенкой скважины.

Таким образом, снижение коэффициента трения между колонной бурильных труб и стенкой скважины можно достигать применением машин ударного действия, например, гидроударников, но устанавливать такие машины, очевидно, следует не только непосредственно над забоем с целью интенсификации разрушения породы, но и в интервале сжатой части бурильной колонны.

Например, разместив гидроударник над колонковой или направляющей бурильной трубой при бескерновом бурении, второй ударный механизм можно установить на расстоянии  $\frac{1}{4}$ – $\frac{1}{3}$ , а третий – на расстоянии  $\frac{1}{2}$ – $\frac{2}{3}$  длины сжатой зоны колонны от забоя.

Учитывая, что серийно выпускаемые гидро- и пневмоударники могут эффективно работать только при условии создания высоких давлений и расхода промывочного раствора или воздуха, что неблагоприятно влияет на выход керна и создает определенные проблемы энергопотребления, целесообразно ставить вопрос о создании и использовании в составе бурильных колонн виброударных машин иного, отличного, от гидро-пневмосистем, принципа действия. Например, электромагнитных или использующих для развития ударных колебательных процессов энергию движущейся по колонне жидкости при рациональных значениях подачи агента и давления в системе.

***Применение технических средств со смещенным центром тяжести поперечного сечения в компоновках нижней части бурильной колонны [13].***

Специалисты КазИМСа одни из первых в стране начали исследования нетрадиционных методов снижения искривления скважин, которые основываются на работах по изучению динамических процессов при работе бурильных колонн.

В этом институте разработаны и испытаны колонковые наборы со смещенным центром тяжести поперечного сечения (КСМ). Первые КСМ создавались из стандартных колонковых труб с закреплением на внутренней поверхности металлической полосы, которая в сечении имеет форму кольцевого сектора с углом обхвата 30–40°. Испытания таких буровых наборов в Кировской геологоразведочной экспедиции (70 г. XX в., Украина) показали перспективность данного направления. Отмечалось значительное снижение интенсивности естественного искривления, уменьшался уровень вибрации и повышалась механическая скорость бурения.

В США достаточно широко используются компоновки со смещенным центром тяжести поперечного сечения, но в основном при роторном низкочастотном бурении скважин большого диаметра. Например, фирма *Xp. Por Drilling* использует утяжеленные бурильные трубы типа *Wood pecker* с боковым смещением центра тяжести. Результаты использования таких УБТ показывают, что происходит рост механической скорости бурения на 24 %, расход долот (несмотря на рост скорости) не увеличивается, сокращается число усталостных поломок соединений труб, вибрация колонны уменьшается. Кроме того, отмечено улучшение качества ствола скважины, что положительно влияет на спуск колонн.

Приведенные результаты работ фирмы *Xp. Por Drilling* полностью подтверждаются исследованиями, проводимыми специалистами КазИМСа и ИрГТУ при алмазном и бескерновом бурении геологоразведочных скважин.

Механизм работы компоновок КСМ предусматривает проявление нового

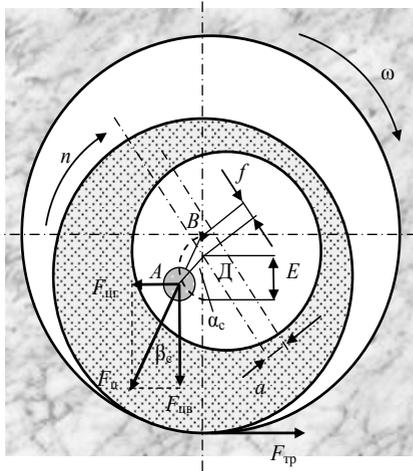


Рис. 3.20. Схемы для анализа работы компоновки со смещенным центром тяжести поперечного сечения:  
 $\omega$  – направление вращения колонны, задаваемое буровым станком;  
 $n$  – направление качения колонны по стенке скважины

технического свойства, которое состоит в регулировании центробежной силы  $F_{ц}$  с одновременным обеспечением вида движения  $\Phi_1$  (вращение компоновки вокруг оси скважины), что позволяет снизить искривление скважин, повысить эффективность бурения.

При вращении КСМ в скважине с частотой  $\omega$  (рис. 3.20) вектор центробежной силы  $F_{ц}$  направлен из точки вращения колонны через центр тяжести поперечного сечения. В точке контакта поверхности компоновки со стенкой скважины возникает сила трения  $F_{тр}$ , под действием которой вращение КСМ притормаживается, и она занимает такое положение в скважине, при котором  $F_{ц}$  получает векторную направленность с отклонением от точки контакта со стенкой скважины, что нехарактерно для

бурильных труб с поперечным сечением в виде кольца.

Величины углов  $\beta_c$  и  $\alpha_c$  (рис. 3.20) ориентации вектора  $F_{ц}$  определяются в зависимости от направления вращения инструмента и действия других факторов. При повышении частоты вращения наблюдается рост центробежной силы  $F_{ц}$  (в квадрате от частоты вращения) и, соответственно, силы трения компоновки о стенку скважины  $F_{тр}$ .

При определенной частоте вращения сила трения достигает критической величины  $F_{т.к.}$ , при которой возникают условия для качения КСМ в направлении, обратном направлению вращения колонны  $n$ . Но качение КСМ, в данном случае может происходить лишь как проворот компоновки вокруг продольной оси своей наружной поверхности, поскольку при этом происходит уменьшение расстояния  $AB$  от центра тяжести поперечного сечения компоновки до оси вращения, что сдерживает рост центробежной силы и силы трения компоновки о стенку скважины, так как сила  $F_{ц}$  пропорциональна этому расстоянию. При провороте компоновки КСМ одновременно наблюдается уменьшение прогиба буровой компоновки  $f$ .

Таким образом, КСМ обладает свойством повышения устойчивости при работе вследствие **динамической самоцентриции**.

Возможное повышение центробежной силы, соответственно, сил прижатия компоновки к стенке скважины и трения компоновки о стенку скважины, вызванные, например, ростом частоты вращения колонны, может приводить только к повороту компоновки на угол  $\alpha_c$ , после чего устанавливается прежний (до повышения частоты вращения) уровень возмущающих равномерное вращение сил, а потому качения КСМ в скважине не произойдет. Расстояние  $AB$ , определенное из геометрических построений (рис. 3.20), равно

$$AB = \frac{\sin \alpha_c E}{\sin \beta_c}, \quad (3.10)$$

где

$$\beta_c = \arctg \frac{\sin \alpha_c E}{(f + \cos \alpha_c E)}.$$

В формулах  $\alpha_c$  изменяется от 0 до  $180^\circ$ , а расстояние  $AB$  от максимального  $BM = (f + E)$  уменьшается до  $BK$  (при  $E = f$   $BK = 0$ ). При этом поворот КСМ происходит на угол, который уменьшает расстояние  $AB$  ровно на столько, насколько это требуется для предотвращения качения компоновки по стенке скважины. В результате практически всегда проявляется свойство КСМ обеспечивать в скважине вид движения  $\Phi_1$  за счет динамического регулирования внешних сил, определяющих вид движения компоновки.

Для обеспечения наиболее стабильного вида движения колонны  $\Phi_1$  при минимальном эксцентриситете центра масс требуется соблюдение следующих условий:

- высокие частоты вращения бурильных колонн;
- минимальная деформированность колонны, что предполагает использование технологий и инструментов, позволяющих эффективно бурить при пониженных осевых нагрузках, а также систем «колонна – скважина» с минимальными радиальными зазорами;
- минимальное значение коэффициента трения между компоновкой, колонной и стенкой скважины.

Соответственно, стабильность движения вида  $\Phi_1$  может повышаться с ростом эксцентриситета центра масс, веса отдельной КСМ и числа отдельных КСМ, распределенных вдоль сжатого участка бурильной колонны с некоторым шагом.

На рис. 3.21 представлены графики, полученные расчетом в соответствии с аналитическими выкладками. Графики дают значения, достаточного для реализации вида движения  $\Phi_1$ , эксцентриситета компоновки, располагаемой над породоразрушающим инструментом. Расчет сделан для одной полутоллы колонны ЛБТН-54 и компоновки длиной 5 м, массой 50 кг, при  $f = 0,5$  мм.

Графики показывают зависимость эксцентриситета от коэффициента трения колонны о стенку скважины и частоты вращения. Представленные данные показывают, что значения эксцентриситета центра масс буровых компоновок вполне реальны с точки зрения реализации при их изготовлении.

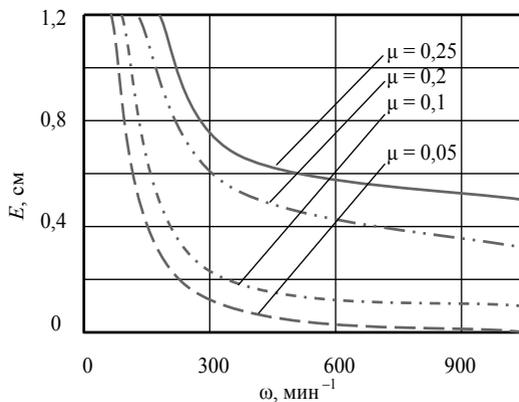


Рис. 3.21. Расчетные графические зависимости эксцентриситета буровой компоновки от частоты вращения колонны, коэффициента трения колонны о стенку скважины  $\mu$

Можно выделить два основных направления совершенствования колонн с КСМ.

1. Трубы со смещенным центром масс используются в нижней части стандартной статически сбалансированной бурильной колонны в качестве буровых наборов для бурения с отбором керна либо компоновок для бескернового бурения (рис. 3.22).

2. Трубы со смещенным центром масс устанавливаются по всей длине сжатой зоны бурильной колонны с определенным шагом, который способен обеспечить всему сжатому участку колонны режим вращения  $\Phi_1$  (рис.3.23).

Испытанием компоновок КСМ доказана высокая эффективность колонн с эксцентриситетом центра масс. Применение КСМ при бескерновом бурении позволило увеличить механическую скорость бурения на 10 %, снизить вибрацию снаряда, затраты мощности на вращение колонны и естественное искривление скважин.

Установлено, что для повышения эффективности работы буровой компоновки, представленной на рис. 3.22, важной является схема установки долота [19]. Двухшарошечное долото, установленное с совпадением осей вращения шарошек и более длинной оси поперечного сечения компоновки  $x$  (вдоль которой имеется наибольший осевой момент инерции поперечного сечения компоновки), при бурении анизотропных и перемежающихся по твердости горных пород обеспечит максимальную устойчивость компоновки, а значит и повысится эффект по снижению интенсивности естественного искривления скважин (рис. 3.24).

Долото ДДА характеризуется асимметрией вооружения торцевой части вследствие различного размера шарошек [12]. Асимметрия торцевой части долота приводит к появлению изгибающего момента при бурении  $M_d$ ,

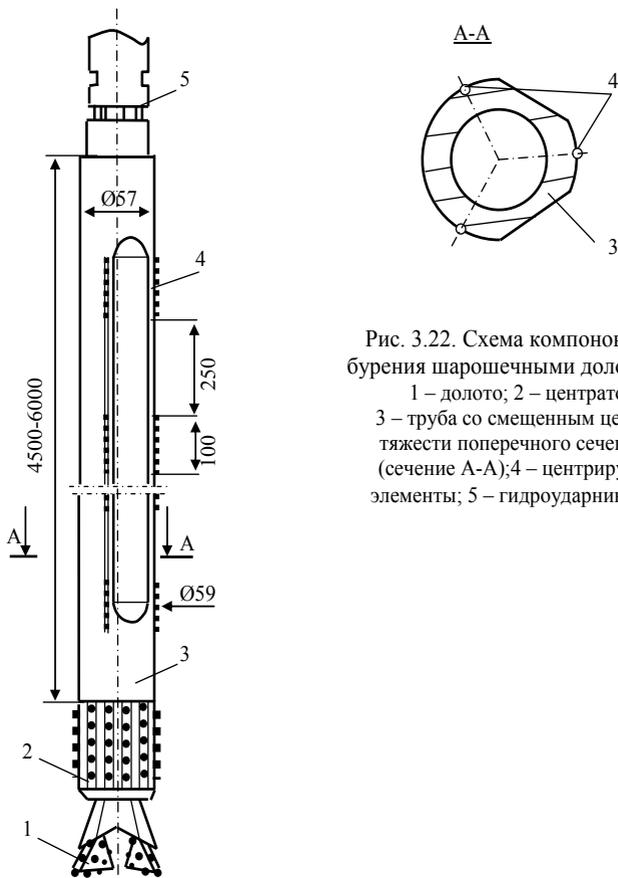


Рис. 3.22. Схема компоновки для бурения шарошечными долотами:

- 1 – долото; 2 – центратор;  
 3 – труба со смещенным центром тяжести поперечного сечения (сечение А-А); 4 – центрирующие элементы; 5 – гидроударник ГВ

который вызван различной глубиной внедрения торцевых элементов вооружения долота в породу.

Указанный изгибающий момент пропорционален величине осевого усилия и прочности горных пород, под его действием снижается устойчивость буровой компоновки, т. е. увеличивается прогиб компоновки и может снизиться эффективность по стабилизации направления скважины. В то же время компоновка КСМ имеет смещенный центр тяжести поперечного сечения, что также способствует росту прогиба компоновки вследствие внецентренного приложения осевой нагрузки. В этом случае в сечении компоновки будет действовать изгибающий момент

$$M_b = P_{oc} \cdot E,$$

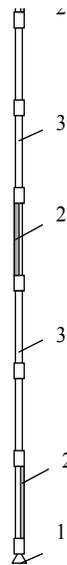


Рис.3.23.

- Бурильная колонна с КСМ: 1 – бурильная труба; 2 – КСМ; 3 – буровая коронка

где  $E$  – эксцентриситет поперечного сечения компоновки.

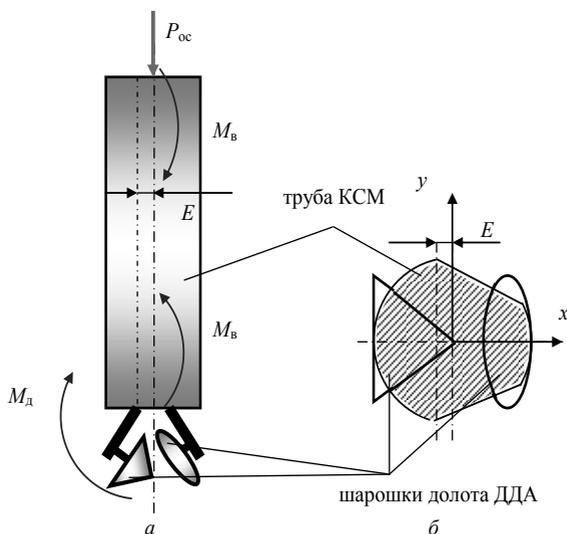


Рис. 3.24. Схема установки долота в КСМ с учетом действующих опрокидывающего момента  $M_d$  со стороны долота и изгибающих моментов  $M_b$  от внецентричного приложения осевой нагрузки  $P_{oc}$

Если установить двухшарошечное долото типа ДДА таким образом, чтобы действие момента  $M_d$  компенсировало действие момента от внецентричного нагружения  $M_b$  (рис. 3.24), то компоновка будет более устойчива, а значит и более эффективна.

Рассмотренные технические решения созданы с учетом аналитических и экспериментальных стендовых исследований работы бурильных колонн. Это направление исследований является достаточно продуктивным при создании новых технических средств и буровых инструментов и позволяет получить оптимальные решения, ориентированные на снижение осложнений и аварий с бурильными колоннами, повышение производительности бурения, создание условий для автоматизации производственного процесса.

## 4. АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ БУРЕНИЯ

### 4.1. Общие сведения об автоматизированных системах управления

Оптимизация бурения, как и всякого иного производственного процесса, невозможна без использования средств контроля, анализа и автоматизации операций технологического цикла. В данном случае средствами оптимизации на *первом этапе* могут являться контрольно-измерительные приборы, такие

как измерители осевого усилия МКП, скорости бурения ИСБ, регистратор затрат мощности Н-348, ограничитель крутящего момента ОМ-40, расходомеры промывочной жидкости, комплексы приборов для регистрации параметров и контроля процесса бурения РУМБ, КУРС, которые регистрируют различные параметры бурового процесса и позволяют достаточно точно контролировать и устанавливать заданные технологические режимы.

На *втором этапе* совершенствования системы управления буровые агрегаты, оснащенные комплексами контрольно-измерительных приборов, должны включать системы автоматического управления процессом бурения, которые решают задачу поиска оптимальных условий бурения и поддержания выбранных параметров в заданных пределах. К таким средствам можно отнести такие отечественные системы, как АСУТП-Б и «Карат-2» ПГО «Кировгеология» и САОПБ-1 ПГО «Севургеология».

*Третий этап* создания автоматизированных систем управления в бурении связан с появлением буровых установок, способных работать автономно в автоматическом режиме: на первом этапе при углубке скважины, а на втором этапе и при проведении спуско-подъемных операций. При этом система управления бурением, управляемая процессором, руководствуется программой и критериями, ориентированными на поиск оптимальных условий и параметров режима бурения. К таким средствам в настоящее время можно отнести буровые агрегаты компании *Atlas Copco* с системами *APC* и роботизированную буровую систему РБК-4.

**Автоматизация производства** – процесс в развитии технической системы, при котором функции управления и контроля, ранее выполнявшиеся человеком, передаются приборам и автоматическим устройствам.

**Цель автоматизации производства** заключается в повышении эффективности и безопасности производства, оптимальном использовании производственных ресурсов.

**Пример 1.** В компании *Ford* в 1990 г. на создание автомобиля – от концепции до поставки потребителю – уходило пять с лишним лет, а на каждые 100 машин появлялось 150 дефектов. К 1998 г. *Ford* сократила продолжительность цикла более чем вдвое – теперь он менее двух лет. Уровень брака снизился со 150 до 81 дефекта на 100 автомобилей. Такой качественный рывок стал возможен благодаря применению автоматизированной компьютерной программы инженерного проектирования *MSC/NASTRAN for Windows*, с использованием которой, например, полностью спроектированы в малые сроки автомобили марки *Ford Focus*.

**Основа автоматизации производства – автоматическое управление** – совокупность действий, направленных на поддержание или улучшение функционирования управляемого объекта без непосредственного участия человека в соответствии с заданной целью управления. Алгоритм управления производственным процессом в обязательном порядке должен включать функции поиска оптимальных условий.

**Цель управления** тем или иным образом связывается с изменением во времени регулируемой (управляемой) величины – **выходной величины управляемого объекта**. Для осуществления цели управления, с учетом

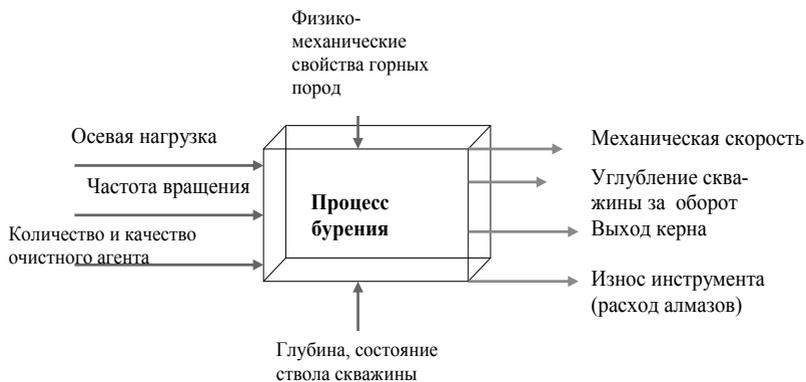


Рис. 4.1. Структура модели процесса бурения скважины

особенностей управляемых объектов различной природы и специфики отдельных классов систем, организуется воздействие на управляющие органы объекта – **управляющее возмущение**. Оно предназначено для компенсации эффекта **внешних возмущающих воздействий**, стремящихся нарушить требуемое поведение регулируемой величины. Управляющее воздействие вырабатывается устройством управления.

При бурении в качестве факторов управляющего возмущения применяются параметры режима бурения: осевая нагрузка, частота вращения, количество и качество очистного агента, подаваемого в скважину и др. (рис. 4.1).

Параметры режима бурения, их вариация оказывают управляющее воздействие на объект – процесс углубки скважины с учетом внешних возмущающих воздействий – изменчивых по своим физико-механическим свойствам горных пород, изменяющейся глубины, профиля и состояния ствола скважины, проявления последствий геологических осложнений бурения и др.

Выходные величины процесса бурения – механическая скорость бурения, углубка за один оборот, выход керна, износ истирающих материалов – являются параметрами, которые оценивают качественные и количественные стороны процесса бурения и могут выступать в качестве критериев управления процессом бурения, путем взвешенной корректировки управляющих воздействий.

В основе автоматического управления процессом находится вырабатываемое **управляющее воздействие** на объект или систему объектов.

Управляющее воздействие вырабатывается по одному из двух фундаментальных принципов:

- по принципу регулирования;
- по принципу поиска.

Соответственно, все системы делятся на два класса: системы регулирования и системы поиска.

В *автоматической системе регулирования* управляющие воздействия вырабатываются в результате сравнения истинного значения управляемой величины с её предписанным значением. Системы регулирования применяют для управления несложными объектами, характеристики которых заранее изучены и для которых заранее известно, в каком направлении и насколько нужно изменить управляющее воздействие при определенном отклонении управляемой величины от заданного значения. Например, это системы подогрева воды, воздуха в помещении или агрегатах, системы автоматического отключения набора воды в емкость и др.

В *автоматической системе поиска* основные управляющие воздействия формируются с помощью пробных управляющих воздействий и путем анализа результатов пробных воздействий. Такую процедуру поиска правильных управляющих воздействий приходится применять в случаях, когда характеристики объекта меняются или известны не полностью. Например, известен тип зависимости управляемой величины от управляющего воздействия, но неизвестны числовые значения параметров этой зависимости. Поэтому системы поиска называют также системами с неполной информацией.

Наиболее часто принцип автоматического поиска применяют для управления объектами, характеристики которых имеют экстремальные значения параметров. Целью управления является отыскание и поддержание управляющих воздействий, соответствующих экстремальному значению управляемой величины. Такие системы поиска называют *экстремальными системами*.

Экстремальной системой управления является система управления процессом бурения.

На рис. 4.2 приведена упрощенная принципиальная схема экстремальной системы управления буровым станком. Принцип действия системы основан на экстремальном характере зависимости скорости бурения  $v$  от усилия подачи  $F$  инструмента в скважину. Каждому значению твердости горной породы  $Z$  соответствует определенное значение усилия  $F$ , при котором механическая скорость бурения будет максимальной. Поэтому задача системы – отыскивать при разных, заранее не известных твердостях пород оптимальное значение усилия  $F$ . В качестве отклика может использоваться и иной параметр, например, углубка за один оборот инструмента на забое, или величина крутящего момента.



напряжение, равное разности двух значений: предыдущего, которое теперь находится в памяти конденсатора, и текущего, пропорционального скорости бурения в данный момент. Реле включится и изменит направление вращения двигателя ИД. Одновременно через контакт P2 произойдет разряд конденсатора (сброс старого значения  $U_x$ ). Теперь усилие подачи начнет уменьшаться, и скорость бурения будет приближаться к максимальному значению по противоположной ветви экстремальной характеристики (рис. 4.2, а). В дальнейшем этот процесс реверсирования двигателя ИД многократно повторяется, благодаря чему бурение происходит в основном при оптимальном усилии подачи.

#### **4.2. Автоматизированные системы управления процессом бурения скважин**

Автоматическая система управления технологическим процессом бурения скважин АСУТП-Б (Кировское ПГО) предназначена для осуществления технологического процесса управления углубки скважины алмазным инструментом в автоматическом или ручном режиме управления (табл. 4.1).

Система АСУТП-Б обеспечивает:

- оптимизацию технологического процесса по критерию – стоимость 1 м бурения или реализацию управления по частным критериям – максимум производительности с ограничением по расходу алмазов или минимум расхода алмазов с ограничением по производительности;
- качественное выполнение буровых работ по выходу керна;
- предупреждение технологических осложнений и аварий;
- улучшение организации труда буровой бригады;
- снижение психологических нагрузок на бурильщика в условиях форсированного технологического процесса;
- независимость технико-экономических показателей бурения от квалификации персонала буровой бригады;
- возможность оперативной корректировки технологического процесса программными средствами;
- возможность создания разветвленной автоматизированной системы производством буровых работ по всему геологоразведочному объекту.

АСУТП-Б включает в себя комплект средств управляющей вычислительной техники; программное обеспечение; телевизионный индикатор.

Применяется для управления буровым агрегатом СКБ-5 и его модификациями и включает комплект серийных преобразователей параметров режима бурения.

При работе в автоматическом режиме управления выполняются следующие операции:

- промывка скважины;

Таблица 4.1

*Техническая характеристика комплекта АСУТП-Б*

Параметры	Значения
Быстродействие, тыс. опер./с	500
Объемы, Кб	
Оперативное запоминающее устройство	16
Постоянная память запоминающего устройства	16
Вводы, каналы:	32
аналоговый	32
цифровой	
Выводы:	2
аналоговый	16
цифровой	
Питание	От сети переменного тока, напряжение 220 В, частота 50 Гц (с защитным заземлением)
Потребляемая мощность, Вт	625
Условия эксплуатации (в буровом здании):	
температура окружающего воздуха, С°	5–40
относительная влажность воздуха, %	До 95 (при 30 °С)
атмосферное давление, кПа	84,0–106,7

- постановка на забой породоразрушающего инструмента в начале рейса;
- приработка породоразрушающего инструмента;
- поиск оптимальных значений осевой нагрузки, расхода промывочной жидкости и скорости вращения бурового снаряда;
- корректировка параметров режима бурения в соответствии с изменяющимися геолого-техническими условиями;
- контроль и предупреждение аварийно-опасных ситуаций;
- отображение основных параметров бурения на телевизионном индикаторе в виде гистограмм;
- вывод оперативных сообщений и подача звукового сигнала при возникновении аномальных ситуаций в технологическом процессе;
- прекращение рейса при реализации замера или возникновении неликвидируемой аварийно-опасной ситуации.

В автоматическом режиме работы система АСУТП-Б позволяет:

- осуществлять бурение в режиме ручного управления при отображении параметров технологического процесса на телевизионном индикаторе;
- выполнять цикл операций в автоматическом режиме при ручном регулировании скорости вращения бурового снаряда;
- осуществлять переход с автоматического на ручной режим управления и обратно без остановки процесса углубки скважины;

– производить оперативную корректировку технологического процесса путем оперативной замены уставок, используемых в алгоритме, а также осуществлять подрыв бурового снаряда и возврат к бурению в любой момент рейса по желанию бурильщика.

При проведении работ в автоматическом режиме функции бурильщика заключаются в выполнении спуско-подъемных операций, наращивании бурового снаряда, пуске системы, техническом обслуживании оборудования, подготовке к работе технологического инструмента.

По данным испытаний и производственной эксплуатации АСУТП-Б в условиях пород IX, X категории по буримости получены следующие технико-экономические показатели: механическая скорость 3–4 м/ч; расход алмазов 0,3–0,5 кар./м; длина рейса и выход керна – на 5–10% выше, чем при ручном управлении.

Устройство управления процессом углубки скважин «Карат-2» (рис. 4.3), созданное в ПГО «Кировгеология», успешно эксплуатируется на буровых агрегатах СКБ-4, СКБ-5, СКБ-7, причем наличие на них

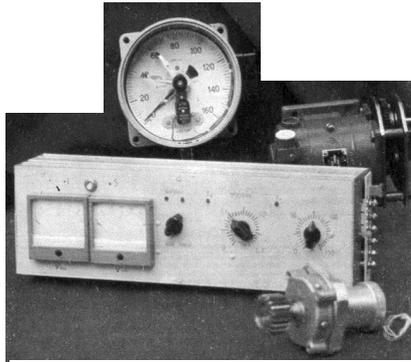


Рис. 4.3. Устройство управления процессом углубки скважин «Карат- 2»

регулируемого электропривода не обязательно. «Карат-2» может быть установлен также на буровом агрегате ЗИФ-650М, но для этого необходимо оснастить агрегат гидропультом станка СКБ-5 или провести доработку его гидросистемы.

Техническая характеристика устройства «Карат-2» приведена в табл.4.2.

Аналогом устройства «Карат-2» является система автоматизированной оптимизации управления технологическим процессом бурения САОПБ-1, созданная в ПГО «Севукргеология».

По сравнению с аналогом «Карат-2» обладает такими преимуществами: способностью адаптироваться к изменению пород в процессе бурения, что повышает его эффективность в условиях перемежаемых, трещиноватых и дробленных пород; использованием при его изготовлении изделий, широко применяемых в промышленности, что резко снижает стоимость устройства.

Примером создания полностью автоматизированного бурового агрегата является система РБК-4 – роботизированная буровая установка для бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые.

Таблица 4.2

*Техническая характеристика устройства «Карат-2»*

Параметр	Значение
Управляемый параметр	Осевая нагрузка
Контролируемые параметры	Механическая скорость, давление промывочной жидкости, ток электропривода станка
Время реакции на предварительную ситуацию, с	2
Диапазоны регулирования механической скорости бурения, м/ч, по категориям пород по буримости:	0–150
II-IV	0–30
выше IV	220 при частоте 50 Гц
Напряжение питания, В	50
Потребляемая мощность, Вт	1 000
Наработка на отказ, ч	1
Среднее время восстановления, ч	1–45
Условия эксплуатации:	95
температура, °С	420×150×180
влажность, %	10
Габаритные размеры, мм	
Масса, кг	

Глубина бурения установкой РБК-4 (рис. 4.4) определяется использованием труб различного типоразмера: стальных 68 мм – 350 м, ССК-76 – 400 м, стальных 54 мм – 500 м, ССК-59 и стальных труб 42 мм – 700 м, ЛБТН-54 – 800 м, ЛБТН-42 – 1 000 м.

Буровая установка РБК-4 содержит (табл.4.3):

- буровой агрегат БА-РБК-4, имеющий в своем составе систему числового программного управления и промывочный насос НБ-4-160/63 с плавнорегулируемым гидроприводом и с насосом-водозабором для жидких добавок и промывочной жидкости, а также замкнутую циркуляционную систему, состоящую из емкости с промывочной жидкостью и блока очистки промывочного раствора от шлама;
- инструментальный блок БИ-РБК-4 с двумя бортовыми накопителями для бурильных труб, устройствами для обслуживания колонковых труб и керна, устройствами для измерения и заточки алмазных коронок, емкостью и нагревателем технической воды, а также стандартными геофизическими зондами для скважинного каротажа и кабиной оператора.

Блоки оснащены гидродомкратами с системой автогоризонтирования. Инструментальный блок на трубной базе может работать независимо от буровой установки.

Укрытие установки от атмосферных воздействий – полужесткое полное.

Буровой агрегат БА-РБК-4 размещен на шасси тракторного полуприцепа, а инструментальный блок на шасси тракторного прицепа. Буровая установка может иметь три транспортных положения (в сцепе друг с другом, раздельная транспортировка бурового и инструментального блока, подтаскивание на ограниченное расстояние лебедкой или гусеничным тягачом) и три рабочих положения (основное – продольное; параллельное со сцепными устройствами в противоположные стороны и без инструментального блока). Комплекс может транспортироваться трактором.

В процессе бурения скважин измеряются и адаптируются в автоматическом режиме следующие показатели: частота вращения шпинделя вращателя, крутящий момент на шпинделе вращателя, осевое усилие на механизме подачи, скорость перемещения вращателя, текущее положение вращателя, положение инструмента в скважине, путь подъемника от реперной точки, усилие тяги на тросе лебедки ССК, скорость на тросе лебедки ССК, положение керноприемника в скважине, усилие тяги на геофизической лебедке, скорость на геофизической лебедке, положение зонда в скважине, расход промывочной жидкости на прямом и возвратном потоке, давление промывочной жидкости, плотность промывочной жидкости, мощность на приводе, полная мощность, длина бурильной трубы, контроль расходуемых запасов (промывочной жидкости, добавок в промывочную жидкость, бурильных труб, инструмента), ресурс бурового инструмента. Установка автоматически осуществляет прогноз состояния и выдача рекомендаций.

Наибольший эффект от применения роботизированных буровых установок может быть получен при эксплуатации в составе автоматизированной производственной системы (АПС). Основное назначение АПС – создание замкнутой информационной системы, элементы которой являются источниками информации и её потребителями. Система АПС

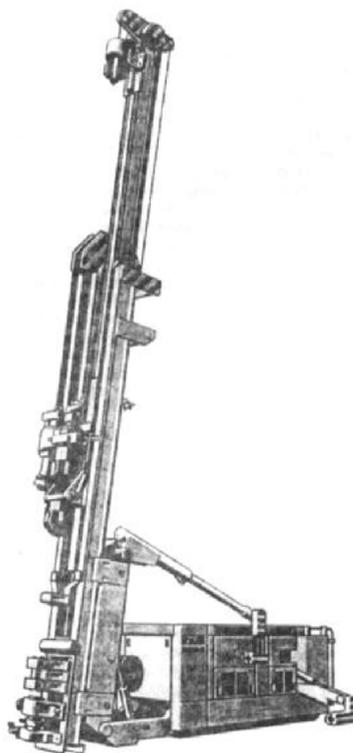


Рис. 4.4. Буровой агрегат БА-РБК-4

должна обеспечить получение качественной информации геологического, технологического и производственного характера, быструю передачу информации и автоматизированную её обработку с целью принятия решений, передачу информации и решений производственным звеньям для исполнения.

Таблица 4.3

*Техническая характеристика роботизированного комплекса*

Параметры	Значения параметров
<i>Агрегат буровой БА-РБК-4</i>	
Механизм подачи: вид привода усилие подъема подачи, кН: вверх вверх при ликвидации аварии вниз скорость подачи, мм/мин длина хода, мм угол наклона, град	Гидрофицированный  50 70 25 3–5 000 4900 0–90
Вращатель: тип приводная мощность, кВт частота вращения, мин <sup>-1</sup> то же при сменных элементах, мин <sup>-1</sup> максимальный крутящий момент, даН·м то же кратковременно, даН·м диаметр проходного отверстия, мм	Подвижной гидроприводной 45 10–1 500 20–2 000 140 175 75
Вращатель вспомогательный: назначение привод частота вращения, об/мин максимальный крутящий момент, даН·м диаметр проходного отверстия, мм оснащение	Для колонковых и обсадных труб От основного вращателя 200 400 15 Гидропатрон, гидропатроны для обеспечения наклона при приемке труб с горизонтальной поверхности
Лебедка для съемного керноприемника: вид привода грузоподъемность, даН максимальная скорость навивки троса, м/с	Гидродвигатель 500 3,5
Вспомогательные механизмы	Труборазворот низкомоментный; манипулятор для работы с бурильными трубами
Силовой блок: вид привода мощность привода, кВт напряжение электродвигателя в системах освещения и управления, В	Электродвигатель 55 24

Окончание таблицы 4.3

Насос буровой гидроприводной: расход максимальный, л/мин давление, МПа управление расходом	НБ-4-160/63 с насосом-дозатором для добавок 160 6,3 Бесступенчатое автоматическое с поддержанием расхода или давления
Лебедка кабельная геофизическая: вид привода грузоподъемность, даН	Гидродвигатель 500
<i>Блок инструментальный БИ-РБК-4</i>	
Комплектность	Блок накопителей, блок вспомогательный, кабина оператора, блок числового программного управления, база транспортная, укрытие
Количество накопителей	2
Количество труб, размещаемых в накопителях, диаметром: 42, 43 50 54, 55 68, 70	264 220 198 112
Маслостанция вспомогательная: тип мощность привода, кВт давление в системе, МПа расход, дм <sup>3</sup> /мин	ПБ2-952-086 4 12,5 0–16

В составе АПС могут эксплуатироваться буровые станки, оснащенные локальными системами управления и сбора данных.

АПС состоит из трех производственных единиц:

- буровой подсистемы, включающей объединенные в блоке автоматизированные рабочие места (АРМ) технолога и диспетчера (блок оснащен радиосвязью и системой передачи информации; роботизированные буровые комплексы; электронносервисные и гидросервисные средства; трубную базу и склад инструмента; растворный узел;

- геологической подстанции, включающей: АРМ «геолог объекта», автоматизированное кернохранилище; проведения экспресс-анализа, блок подготовки проб и аналитический блок;

- хозяйственной подсистемы, включающей: АРМ руководителя работ; службы: транспортная, энергетическая, ремонтная, инженерного обеспечения и т.д.

Из зарубежных буровых агрегатов наиболее известны автоматизированные буровые системы компании *Atlas Copco*. Это буровые агрегаты *Diamec® U6 APC* (рис.1.13) и *Diamec® U8 APC*.

Буровая установка колонкового бурения с автоматическим контролем параметров бурения с ССК (*A-H*) и прямым керноприемником *Diamec® U6 APC* оснащен гидроцилиндром подачи прямого действия (без цепи), штангодержателем с газовым патроном с большим сроком службы и вращателем с изолированным редуктором.

Вращатели для установки поставляются двух размеров: *N* и *H*. Для размера *N* имеются два варианта гидромотора. Вращатель размера *H* имеет две установки для регулирования давления/потока, изменяющие соответственно максимальный крутящий момент и скорость вращения. Гидромоторы обоих размеров легко заменяются.

Характеристики вращателей даны в табл. 4.4 .

Вращатель состоит из гидромотора, редуктора с уплотнением, шпинделя с отверстием и гидравлического зажимного патрона. Зажимное усилие гидropатрона регулируется, а зажимные кулачки легкоъемные. Зажимные кулачки поставляются из стали и с карбидовольфрамовыми вставками.

Частота вращения вращателя регулируется с пульта управления, действия гидropатрона и штангодержателя синхронизируются.

Мощность электрического силового агрегата установки достигает 55 кВт, дизельного 85 кВт. Первый вариант привода имеет массу 1 000 кг и размеры 1 854×1 250×790 мм, второй вариант имеет массу 980 кг и размеры 2 000×1 030×810 мм. Главный гидронасос буровой установки развивает давление 30 МПа при максимальной производительности 130 л/мин. Вспомогательный насос имеет производительность 40,5 л/мин и давление 30 МПа.

Станком управляет один оператор благодаря новой конструкции позиционирования, убыстряющей подготовку станка при смене направления бурения, а также за счет полной автоматизации процессов бурения.

Система *APC* (автоматического контроля бурения), которой оснащен станок позволяет осуществлять бурение в автоиматическом режиме. Системой *APC* в память компьютера записываются данные бурения: глубина скважины, количество и давление воды на входе, частота вращения, скорость бурения, усилие на коронке, давление в гидросистеме и др. Система *APC* оптимизирует скорость бурения, регулирует усилие подачи, частоту вращения и крутящий момент в соответствии с изменением условий бурения. Это позволяет оператору выполнять при бурении другие работы – опорожнять керноприемники ССК, готовить коронки и штанги.

Мощность электрического привода установки в базовой комплектации составляет 75 кВт. Электродвигатель приводит в действие два гидронасоса установки, с помощью которых приводятся в действие гидродвигатели узлов агрегата: вращатель, буровой насос, лебедка ССК.

Буровая установка способна бурить скважины под любым углом заложения (от вертикального вниз до вертикального вверх).

Буровой агрегат *Diamec U6* оснащен подвижным вращателем с ходом 1800 мм. Осевое усилие подачи 65 кН, скорость подачи до 1 м/с.

Таблица 4.4

*Технические характеристики вращателей бурового агрегата Diames® U6 APC*

Параметр	Вращатель			
	размера <i>N</i>		размера <i>H</i>	
	Стандартный	С высоким крутящим моментом	Стандартный	С высоким крутящим моментом
Размер штанги	<i>A-N</i>	<i>B-N</i>	<i>B-H</i>	<i>B-H</i>
Максимальная скорость вращения, мин <sup>-1</sup>	1 800	1 600	1 400	1 200
Максимальный крутящий момент, Н·м	645	860	1 275	1 590
Гидромотор вращателя, см <sup>3</sup>	60	80	110	110
Внутренний диаметр шпинделя, мм	78	78	101	101
Осевое усилие удержания гидropатрона, кН	100	100	150	150

Штангодержатель станка открывается гидравлически и закрывается под давлением газового патрона. Максимально возможный диаметр бурильных труб равен 89 мм, осевое усилие удержание 45 кН, возможен вариант исполнения штангодержателя с твердосплавными плашками, что позволяет повысить осевое удержание до 90 кН.

Буровой агрегат может оснащаться вращателями двух типоразмеров: *N* и *H*. Для вращателя размера *N* имеется два варианта мотора: стандартный с максимальной частотой вращения 1800 мин<sup>-1</sup> и крутящим моментом 645 Нм и высокомоментный – частота вращения до 1600 мин<sup>-1</sup> и крутящим моментом 860 Нм.

Вращатель размера *H* имеет две установки давления/потока, изменяющиеся соответственно максимальный крутящий момент и частоту вращения. Возможен вариант, при котором частота вращения достигает 1400 мин<sup>-1</sup>, а крутящий момент достигает 1275 Нм. Другой вариант управления параметрами вращателя позволяет получить частоту вращения до 1200 мин<sup>-1</sup> и крутящий момент до 1850 Нм.

Вращатели обоих типоразмеров взаимозаменяемы.

Вращатель состоит из гидромотора, редуктора с уплотнением, шпинделя с отверстием и гидравлического зажимного патрона. Зажимное усилие гидropатрона регулируется. Осевое удержание гидropатрона для вращателя типа *N* составляет 100 кН, вращателя типа *H* 150 кН.

Глубина бурения скважин снарядам типа *AQ* составляет 1 200 м, *BQ* – 1 000 м, *NQ* – 800 м и *HQ* – 600 м.

Буровая установка оснащается буровыми насосами типа *TRIDO 80H* или *TRIDO 140H*.

Возможны варианты установки с электрическим и дизельным приводами. В первом случае установка может оснащаться приводом

мощностью 55 или 75 кВт. Во втором случае буровой агрегат оснащается дизельным приводом типа 110 ДТ мощностью 112 кВт.

Для бурения глубоких скважин с поверхности возможен вариант телескопического удлинения мачты, которая монтируется сверху на раме податчика. Таким образом, можно удлинить раму податчика с мачтой до 3,5–4,5 м, а с дополнительными трубами – до 7,5 м.

Для работы с мачтой на установке может монтироваться талевая лебедка емкостью 425 или 1 000 м, управляемые с пульта. Привод лебедки от гидромотора. Скорость подъема в первом случае варьирует от 2,1 до 4,5 м/с, во втором – от 1,7 до 4,2 м/с. Тяговое усилие лебедки может достигать в первом случае 8,1 кН, а во втором –10 кН.

Буровой агрегат *Diamec U8 APC* предназначен для колонкового бурения глубоких скважин на поверхности или из подземных горных выработок с автоматическим контролем параметров ССК типоразмера *BQ–HQ*.

Мощность электрического привода установки в базовой комплектации составляет 110 кВт, дизельного 149 кВт. Двигатель привода приводит в действие два гидронасоса установки, с помощью которых приводятся в действие гидродвигатели узлов агрегата: вращатель, буровой насос, лебедка ССК.

Буровая установка способна бурить скважины под любым углом заложения (от вертикального вниз до вертикального вверх).

Буровой агрегат *Diamec U8* оснащен подвижным вращателем с ходом 1 800 мм. Привод подачи гидравлический. Осевое усилие подачи 133 кН, скорость подачи до 0,73 м/с.

Штангодержатель станка открывается гидравлически и закрывается под давлением газового патрона. Максимально возможный диаметр бурильных труб равен 117,5 мм, осевое усилие удержание –133 кН.

Буровой агрегат может оснащаться вращателями двух типоразмеров: стандартным с максимальной частотой вращения 1 400 мин<sup>-1</sup> и крутящим моментом 1 275 Н·м и высокомоментный – частота вращения до 1 200 мин<sup>-1</sup> и крутящим моментом 2 300 Н·м.

Вращатели обоих типоразмеров взаимозаменяемы.

Вращатель состоит из гидромотора, редуктора с уплотнением, шпинделя с отверстием и гидравлического зажимного патрона. Зажимное усилие гидропатрона регулируется. Осевое удержание гидропатрона 150 кН.

Все работы на станке выполняет один оператор. Управление бурением осуществляется автоматически бортовым компьютером.

Глубина бурения скважин снарядом типа *BQ* составляет 2 000 м, *NQ* – 1 500 м и *HQ* – 1 000 м.

Буровая установка оснащается буровым насосом *TRIDO 140H*.

Для бурения глубоких скважин с поверхности возможен вариант телескопического удлинения мачты, которая монтируется сверху на раме податчика. Таким образом, можно удлинить раму податчика с мачтой до 3,0 м. Для бурения в подземных горных выработках удлинение податчика осуществляется на 2 м.

Для работы с мачтой при проведении спуско-подъемных операций на установке может монтироваться талевая лебедка емкостью 2000 метров, управляемая с пульта. Привод лебедки от гидромотора. Скорость подъема варьирует от 1,8 до 4,8 м/с. Тяговое усилие лебедки достигает 9,7 кН.

Применение современных станков с автоматизированной системой управления показывают очень высокие результаты производительности бурения. В США (шт. Айдахо) на станке *Diamec U8* при колонковом алмазном бурении в автоматическом режиме за 10-часовую смену проходка достигала 185,6 м. Полученный результат показывает возможности автоматизированных систем, способных оптимально управлять процессом бурения.

## 5. ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ

### 5.1. Основные признаки прогрессивности технологических процессов при проведении горно-проходческих работ

В соответствии с работой [17] под прогрессивностью технологии или отдельных процессов понимают оптимальный вариант, отражающий достижения науки и техники, отличающийся простотой, высокой механизацией, благоприятными условиями труда, его высокой производительностью и низкой себестоимостью единицы работы.

Таким образом, *прогрессивность – последовательность развития технологического процесса в направлении повышения его оптимальности, когда каждому периоду развития техники и технологии соответствует свой высший уровень оптимальности, который неизменно повышается по мере совершенствования и преобразования технической системы.*

При проектировании могут использоваться различные варианты технологических процессов, отличающиеся применяемым оборудованием, содержанием и последовательностью производственных и технологических операций, и имеющие различную степень прогрессивности.

В работе [17] предложен критерий прогрессивности или, иначе говоря, оптимальности технологического процесса:

$$V_n = \frac{AK_m K_3 B}{C(1-dp)}, \quad (5.1)$$

где  $A$  – коэффициент роста производительности труда за счет новизны технологии,  $A = \frac{A_2}{A_1}$ . Определяется отношением достигаемой производительности труда  $A_2$  к ее базовому значению  $A_1$ ;

– коэффициент непрерывности процессов, устанавливаемый отношением общей продолжительности производственного процесса  $T_n$  к длительности рабочей смены  $T_c$ ,  $K_m = \frac{T_n}{T_c}$ ;

$K_3$  – коэффициент электровооруженности, который рассчитывается как отношение числа подземных рабочих  $n$  к суммарной мощности электродвигателей  $W$ ,  $K_3 = \frac{n}{W}$ ;

$B$  – коэффициент, характеризующий степень использования материалов, представляющий отношение достигаемого уровня использования материалов  $B_2$  к нормативному  $B_1$ ,  $B = \frac{B_2}{B_1}$ ;

$C$  – коэффициент изменения себестоимости проходки 1 м выработки, определяемый отношением достигаемого уровня себестоимости  $C_2$  к базовому или начальному уровню  $C_1$ ,  $C = \frac{C_2}{C_1}$ ;

$d$  – изменение уровня механизации технологического процесса, рассчитываемого по отношению достигаемого уровня механизации  $d_2$  к базовому  $d_1$ ,  $d = \frac{d_2}{d_1}$ ;

$p$  – коэффициент эффективности механизации технологического процесса, зависящий от степени её технического совершенства.

Определить коэффициент  $p$  достаточно сложно. В первом приближении величину этого коэффициента можно принимать по аналогии с другими отраслями в пределах 0,1–0,5.

При  $V_n > 1$  технологую или отдельные технологические процессы можно считать прогрессивными.

Сопоставление показателей  $V_n$ , рассчитанных через промежутки времени, позволит дать картину прогрессивности и сделать выводы о совершенствовании технологического процесса, а также об изменении уровня используемой в процессе техники.

## 5.2. Основные направления повышения эффективности буровзрывных работ

В одном забое обычно размещаются 2–3 бурильные машины для бурения шпуров, а площадь забоя в расчете на один перфоратор колеблется в пределах 1,25–4,25 м<sup>2</sup>, составляя в среднем 1,75–3,25 м<sup>2</sup> [17]. При скоростном проведении горных выработок, например, на Миргалимсайском руднике (скорость 1 237,6 м/мес.) на один перфоратор приходилось около 1 м<sup>2</sup> площади забоя.

В горно-разведочных выработках ограниченной площади поперечного сечения основные производственные процессы проходческого цикла целесообразно выполнять последовательно. В этих условиях трудно добиться

уменьшения площади забоя на одну бурильную машину до  $1 \text{ м}^2$ , поскольку это связано с увеличением числа проходчиков в забое, что не всегда выгодно и целесообразно. Именно поэтому считается, что при проведении горно-разведочных выработок малых сечений площадь забоя на одну бурильную машину должна составлять  $1,8\text{--}2,8 \text{ м}^2$  [17].

Основными резервами повышения производительности бурения шпуров являются следующие направления:

- применение совершенного бурового оборудования и инструмента;
- уменьшение диаметра и увеличение глубины шпуров;
- обеспечение оптимального давления сжатого воздуха;
- правильная организация процесса разметки и бурения шпуров, использование систем автоматизированного управления разметки и бурения шпуров;
- рациональная организация процесса изготовления и заточки бурового инструмента.

Бурение шпуров может осуществляться ручными пневматическими перфораторами типа ПР-30ЛУ устанавливаемых на пневмоподдержках и буровых установках.

Ручные перфораторы на пневмоподдержках целесообразно применять при площади забоя до  $5 \text{ м}^2$ , в этом случае в забое может размещаться 1–2, в крайнем случае, 3 перфоратора.

Использование буровых установок позволяет в среднем увеличить производительность труда в 2–4 раза по сравнению с ручными перфораторами. Установки целесообразно применять при площади поперечного сечения выработки свыше  $5 \text{ м}^2$  [17]. При использовании буровых установок полностью механизмуется процесс бурения, повышается безопасность труда, а использование воды при бурении улучшает санитарно-гигиенические условия работ. При применении буровой установки обеспечивается более высокая точность бурения шпуров, особенно оконтуривающих, что способствует получению более ровного контура выработки, снижает вероятность её зауживания или неоправданного расширения.

К буровым установкам, которые могут применяться при проходке горно-разведочных выработок, можно отнести установку БУЭ-1 или самоходную установку СКБНС-2.

Установка СКБНС снабжена двумя пневматическими бурильными машинами КС-50.

Сравнительный анализ показывает, что использование буровой установки СКБНС позволяет на 15 % увеличить производительность проведения выработки и уменьшить трудоемкость бурения шпуров в 3,4 раза. При этом суммарные затраты стоимости бурения шпуров, отнесенные к 1 м выработки, при использовании буровых установок оказались ниже на 51 %, чем при использовании ручных перфораторов. В то же время оказалось, что применение буровых установок будет экономически обосновано только при

значительных объемах работ – не менее 2 300 м горных выработок сечением не менее 5 м<sup>2</sup> [17].

Существенные возможности повышения производительности бурения шпуров заключаются в правильном выборе буровой стали и инструмента. Основными факторами, определяющими стойкость штанг, являются:

- химический состав и технология изготовления буровой стали;
- качество изготовления буровых штанг;
- режим ковки, термической обработки и упрочнения поверхности штанг;
- буримость горных пород, способы и приемы производства буровых работ.

Первые два фактора зависят от завода-изготовителя инструмента, остальные – от геологической организации, ведущей горно-проходческие работы. Нужно обратить внимание на то, что правильно подобранный режим термообработки увеличивает прочность и вязкость стали. Как показывают наблюдения, буровые штанги часто выходят из строя из-за преждевременных поломок конусной части и хвостовиков. Причиной этого является некачественная термообработка штанг.

Для армирования бурового инструмента используют в основном спеченные вольфрамкобальтовые твердые сплавы типа ВК, которые имеют большую твердость, сочетающуюся с высокой износостойкостью при нагреве до 1 000° С. Сплавы ВК почти не подвергаются заметной деформации, имеют большую прочность на сжатие, но в то же время обладают невысокой прочностью на изгиб и растяжение, небольшой ударной вязкостью.

Спеченные твердые сплавы состоят из карбида вольфрама WC и кобальта Co в различных процентных отношениях. Карбид вольфрама придает сплаву высокую твердость и износостойкость, он не магнитен, имеет высокую теплопроводность и весьма хрупок.

*Кобальт* – ковкий и вязкий металл, в расплавленном состоянии он хорошо смачивает зерна карбида вольфрама и при затвердении прочно связывает их, обеспечивая прочность и упругость сплава, его сопротивляемость скалыванию.

Спеченный сплав типа ВК3, ВК6, ВК8, ВК10, ВК15, ВК20, ВК25 изготавливают из порошковой смеси карбида вольфрама и кобальта путем прессовки в специальных графитовых пресс-формах и спекания при температуре ниже температуры плавления карбидов. Цифры в марке сплава соответствуют процентному содержанию кобальта, в зависимости от которого сплавы отличаются, прежде всего, прочностью на изгиб, плотностью и твердостью.

Прочность на изгиб у сплава ВК3 составляет 1 100 МПа (минимальная), у сплава ВК25 – 2 000 МПа (максимальная). Более твердым является сплав ВК6 – 90 МПа. Твердость сплава ВК25 составляет 82 МПа.

Твердость сплава возрастает с увеличением содержания карбида вольфрама и уменьшением размеров его зерен. По структуре сплавы разделяются на мелко-, средне- и крупнозернистые. Мелкозернистые сплавы с размером зерен 1 мкм имеют индекс «М», крупнозернистые с размером

зерен до 3–5 мкм – индекс «В», среднезернистые с размером зерна 1–2 мкм не имеют индекса.

При увеличении содержания кобальта и зернистости увеличивается ударная вязкость сплава. Предел прочности резцов из твердых сплавов может быть существенно повышен упрочнением, например, охлаждением в азоте или алмазным шлифованием. Алмазное шлифование удаляет с поверхности резцов дефектный слой, что существенно повышает предел прочности сплава на изгиб и ударную вязкость на 20–50 %, ударную долговечность – в 10 раз.

С учетом основных физико-механических свойств среднезернистые и крупнозернистые сплавы с малым содержанием кобальта применяют для армирования инструмента, работающего в условиях безударных нагрузок, т. е. бурового инструмента для вращательного бурения. Сплавы со средним и высоким содержанием кобальта используют для армирования инструмента, работающего в условиях ударных нагрузок, т. е. инструмента для ударно-вращательного бурения и шарошечных долот, предназначенных для бурения пород высокой твердости. Эти сплавы обладают наибольшей прочностью, но они менее износостойки.

Для бурения шпуров применяют коронки с долотчатым, трехперым, крестовым, звездчатым, Т-образным расположением лезвий и др. Наиболее распространены долотчатые, трехперые и крестовые коронки. Скорость бурения этими коронками изменяется в соотношении 1:0,75:0,84. При выборе коронок не всегда учитывается, что долотчатые коронки с прямым лезвием удобнее затачивать, но они быстрее затупляются, чем коронки с закругленным лезвием, которые еще и более износостойки.

При заточке коронок, особенно долотчатых, важно грамотно выполнять заточку. Рациональной считается заточка с соблюдением геометрии лезвия, его симметрии. Именно поэтому при заточке необходимо использовать специальные заточные станки (например, ВЗ-130М). Механизмы заточки обеспечивают заданные углы приострения и радиусы кривизны лезвий коронки, снижают затраты времени на процесс заточки.

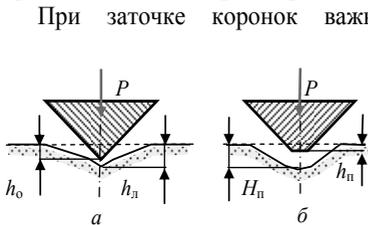


Рис. 5.1. Схема разрушения породы острым (а) и притупленным индентором (б)

Действительно, при проведении опытов по внедрению в породу клиновидных (угол приострения 90°) инденторов и аналогичных по форме клиновидных инденторов с площадками притупления шириной 4 мм получены интересные результаты, которые дополняют сведения о механизме разрушения горных пород при ударном воздействии (рис. 5.1).

предварительного затупления лезвий с площадкой притупления шириной 0,7–1,0 мм, поскольку выявлено, что наличие острой грани клиновидного резца не способствует возрастанию скорости бурения шпуров в твердых породах, а только повышает вероятность разрушения пластинок твердого сплава.

Действительно, при проведении опытов по внедрению в породу клиновидных

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

Глубина внедрения острого индентора  $h_o$  мало отличается от глубины лунок разрушения  $h_n$  (рис. 5.1, а).

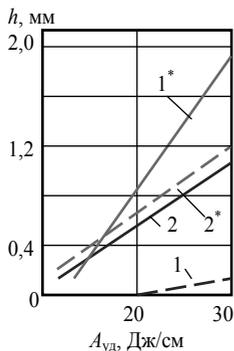


Рис. 5.2. Зависимости глубины внедрения инденторов в гранит (линии 1,2) и глубины лунки разрушения (линии 1\*, 2\*) от энергии удара:  
1, 2 – притупленный индентор;  
1\*, 2\* – острый индентор

При разрушении породы индентором с площадкой притупления глубина внедрения индентора  $H_n$  в 10–15 раз меньше глубины лунки разрушения  $h_n$ , и эта разница возрастает с увеличением энергии удара  $A_{y\partial}$  (рис. 5.1, б; рис. 5.2) [15].

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

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

Результаты экспериментальных исследований по изучению влияния формы и размеров инденторов на процесс разрушения, представленные в работе [17], показали следующие результаты:

– увеличение удельной энергии удара приводит к резкому снижению энергоемкости разрушения различных пород (рис. 5.3) до определенного

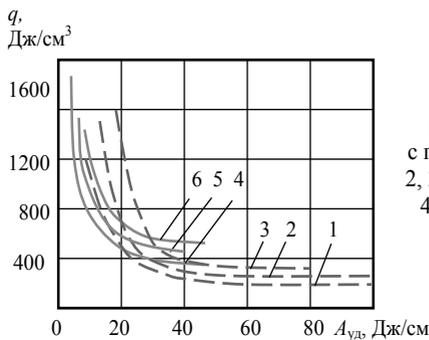


Рис. 5.3. Зависимости удельной энергоемкости разрушения различных пород  $q$  инденторами с площадкой притупления (кривые 1, 2, 3) и острыми инденторами (кривые 4, 5, 6) от удельной энергии удара:  
1, 4 – мрамор; 2, 5 – гранит;  
3, 6 – кварцит

предела, после которого этот показатель снижается незначительно (в пределах условий эксперимента);

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



Рис. 5.4. Инструмент компании *Sandvik* с долотами, вооруженными вставками, изготовленными по технологии *DP*

– при повышении удельной энергии удара очевидное преимущество имеет индентор с площадкой притупления, который способен воспринимать более высокие значения ударного импульса, при этом различие величин энергоемкости разрушения для различных пород сокращается, и при высоком уровне энергии удара становится совершенно незначительным;

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

При ударном бурении изнашивание породоразрушающих элементов сопровождается их скалыванием вследствие приложения динамических ударных нагрузок. В данном случае возникает противоречие, которое состоит в том, что очень твердый сплав, отличаясь высокой износостойкостью,

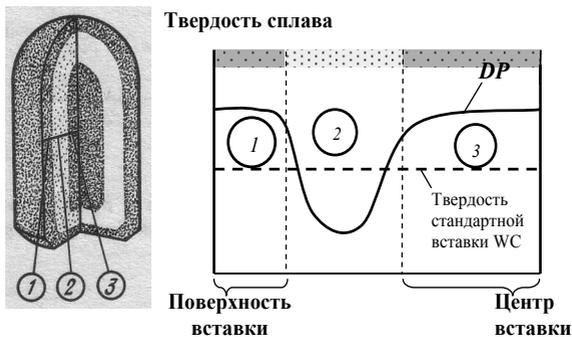


Рис. 5.5. Породоразрушающая вставка *DP* компании *Sandvik* и ее характеристика твердости

приобретает хрупкость, а значит, низкую ударную вязкость.

Компания *Sandvik* (Швеция) разработала твердосплавный материал с двойными свойствами (*Dual Property – DP*) для изготовления твердосплавных вставок долот для ударно-вращательного бурения (рис. 5.4). За счет варьирования содержанием кобальта достигается изменение твердости и прочности материала. При изготовлении породоразрушающих вставок производится изменение характеристик материала послойно по сечению вставки, что позволяет получить на поверхности и в центре вставки максимальную, а в среднем слое пониженную твердость, что в целом приводит к более высокой агрегатной прочности породоразрушающего элемента.

Варьируя состав и размеры слоев, специалисты компании *Sandvik* добиваются максимальной сопротивляемости резов изнашиванию в поверхностном слое и растрескиванию и последующему скалыванию резов при возникновении динамических ударных нагрузок (бурение трещиноватых пород, бурение с приложением ударных импульсов и др.) (рис. 5.5).

Особенно актуальным становится применение высокопрочных сплавов типа *DP* в связи с повышением энергии сжатого воздуха и соответственно энергии удара ударника о наковальню забойной машины и долота о забой скважины или шпура. Установлено, что рост энергии удара значительно повышает эффективность разрушения горных пород (рис. 5.6). Из графиков следует, что повышение энергии удара в 4,5 раза привело к росту объема разрушения в 2,4 раза, при этом энергоемкость снизилась примерно в 4 раза!

Именно поэтому ведущие компании, такие как *Atlas Copco*, активно внедряют технологии ударно-вращательного бурения с использованием высокого давления сжатого воздуха. Рекомендации же отечественных

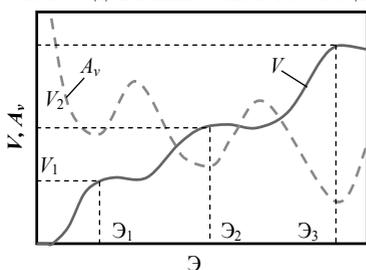


Рис.5.6. Зависимости объема разрушения породы ( $V$ ) и удельной объемной работы разрушения ( $A_v$ ) породы от энергии удара:  $\mathcal{E}_1$ ,  $\mathcal{E}_2$ ,  $\mathcal{E}_3$  – уровни энергии при первой, второй и третьей формах разрушения породы

специалистов, основанные на выводах о низкой стойкости инструмента при высоком ударном нагружении, теперь уже не являются верными.

На рис. 5.7 и 5.8 приведены графики, отражающие влияние давления воздуха на механическую скорость в режиме ударно-вращательного бурения, причем графики на рис. 5.7 получены на отечественном оборудовании при умеренных давлениях сжатого воздуха, а графики на рис. 5.8 – специалистами компании *Atlas Copco*.

Сопоставление этих графиков показывает, что линии на рис. 5.8 являются продолжением линий роста механической скорости, представленных на рис. 5.7, а значит, практически независимо от применяемого инструмента повышение давления сжатого воздуха дает неуправляемый рост механической

скорости бурения. При этом безусловным условием использования технологии проходки шпуров и скважин при высоком давлении сжатого воздуха является применение высокопрочных материалов для изготовления вооружения долот и коронок, штанг и бурильных молотков.

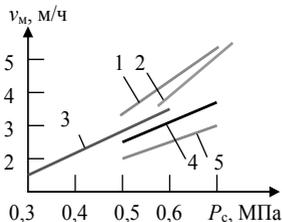


Рис. 5.7. Зависимость механической скорости бурения от давления воздуха в различных типах пород: 1 – VIII; 2 – IX; 3 – X; 4 – IX; 5 – X категорий по буримости

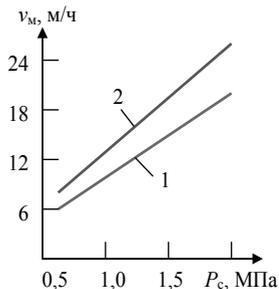


Рис. 5.8. Зависимость механической скорости бурения пневмоударниками высокого давления типа СОР в известняке (2) и граните (1)

От правильного выбора взрывчатого вещества (ВВ) зависит эффективность буровзрывных работ. При выборе ВВ необходимо учитывать физико-механические свойства (плотность, трещиноватость, крепость, взрываемость, дробимость и др.) и обводненность пород, газовость и запыленность участка работ с точки зрения возможности образования взрывоопасных пылегазовых смесей.

Обычно при выборе ВВ критериями их эффективности с точки зрения действия взрыва на массив породы считают работоспособность и бризантность. Но более важным показателем при технико-экономической оценке ВВ является стоимость использования единицы энергии ВВ с учетом коэффициента полезного действия взрыва. Этот показатель позволяет однозначно и комплексно оценить эффективность применяемого ВВ.

Расчет можно производить по следующей формуле [17]:

$$A = \frac{B}{Q} + \frac{C}{Q\Delta L} + \frac{d}{Q\Delta}, \quad (5.2)$$

где  $A$  – затраты на реализацию взрыва, руб/ккал;

$B$  – стоимость ВВ, руб/кг;

$Q$  – теплота взрыва, ккал/кг;

$C$  – стоимость бурения шпуров, руб/дм<sup>3</sup>;

$\Delta$  – плотность заряжения, кг/дм<sup>3</sup>;

$L$  – коэффициент заряжения, равный отношению объема заряда к объему заряжаемой части шпура;

$d$  – стоимость заряжения единицы объема шпура, руб/дм<sup>3</sup>.

Эффективность ВВ оценивается по совокупности всех удельных затрат, входящих в уравнение (5.2). При этом значимость каждой из них в основном определяется соотношением величин  $B$ ,  $C$ ,  $d$ . При постоянных или близких значениях удельной теплоты взрыва эффективность его можно повысить, уменьшая стоимость ВВ. С увеличением стоимости бурения, определяемой, например, ростом крепости пород, а также стоимости заряжания может оказаться экономически выгодно повышать энергию или плотность ВВ, даже если это приведет к возрастанию стоимости единицы массы ВВ или единицы энергии.

В табл. 5.1 представлены показатели эффективности ВВ [17].

Из табл. 5.1 следует, что для крепких пород несколько более предпочтительно применение детонита М, но, учитывая фактор повышенной опасности при обращении с ним, а также некоторую токсичность, предпочтение необходимо отдать патронированному аммониту № 6 ЖВ.

Для пород средней крепости предпочтительнее использовать гранулит АС-8, который несколько эффективнее патронированного аммонита № 6 ЖВ.

Для пород малой крепости гранулированные ВВ, такие, как гранулит АС-4, игданит и зерногранулит, оказались самыми выгодными.

В геологических организациях, применяющих гранулированные ВВ взамен патронированных, отмечаются следующие показатели:

Таблица 5.1

*Показатели эффективности ВВ*

Взрывчатые вещества	Теплота взрывания, ккал/кг	Цена ВВ, руб/т	Плотность заряжания, кг/дм <sup>3</sup>	Затраты на заряжание, бурение руб/дм <sup>3</sup>	Относительная эффективность, руб./1000 ккал
<i>Крепкие и весьма крепкие породы</i>					
Аммонит №.6 ЖВ	1 030	315	0,83	0,042/0,291	0,9992
Детонит М	1 382	545	0,90	0,042/0,291	0,8847
<i>Породы средней крепости</i>					
Аммонит №.6 ЖВ	1 030	315	0,83	0,042/0,251	0,9242
Детонит М	1 382	545	0,90	0,072/0,251	0,8337
Гранулит АС-8	1 242	185	1,20	0,032/0,251	0,5065
<i>Слабые породы</i>					
Аммонит №.6 ЖВ	1 030	315	0,83	0,042/0,207	0,8432
Гранулит АС-4	1 080	150	1,20	0,032/0,207	0,4967
Гранулит М	920	112	1,20	0,032/0,207	0,0628
Зерногранулит	1 030	165	1,20	0,032/0,207	0,5759
Игданит	910	80	1,20	0,032/0,207	0,4353

- удельный расход ВВ снизился на 10–5 %;
- расход шпурометров уменьшился на 13–20 %;
- продолжительность заряжания сократилась на 15–17 %;
- коэффициент использования шпуров (КИШ) повысился на 10–15 %;
- производительность труда возросла на 10–12 %;

– стоимость проходческих работ уменьшилась на 12–16 %.

Замена патронированных ВВ гранулированными при одинаковой линейной концентрации энергии обеспечивает сопоставимые результаты взрыва. Пониженная скорость детонации гранулированных ВВ способствует менее резкому воздействию взрыва на массив пород, существенно снижая переизмельчение породы и ее законтурное разрушение.

### 5.3. Оптимизация параметров буровзрывных работ

Оптимизация параметров буровзрывных работ – сложная многовариантная задача. Основными параметрами буровзрывных работ являются:

- удельный расход ВВ;
- глубина, число и диаметр шпуров;
- расход ВВ на цикл;
- расстояние между шпурами.

Рассмотрим методы расчета названных параметров с учетом опыта проведения выработок и накопленного экспериментального материала.

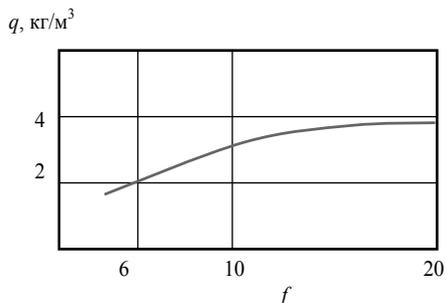


Рис. 5.9. Зависимость удельного расхода ВВ  $q$  от коэффициента крепости горных пород  $f$

**Удельный расход ВВ** является важным параметром буровзрывных работ, предопределяющим качество дробления и дальность разброса породы в забое, устойчивость выработки и целостность крепи, общий расход ВВ, производительность погрузки породы, величину продвижения выработки за цикл.

Удельный расход ВВ рассчитывается по следующей формуле:

$$q = \left( \frac{0,37}{\frac{1}{f} + 0,0418} \right) eK_r K_n, \quad (5.3)$$

где  $f$  – коэффициент крепости породы;

$K_r$  – коэффициент, отражающий влияние глубины шпуров;

$e$  – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ;

$K_n$  – коэффициент, учитывающий площадь поперечного сечения выработки.

На рис. 5.9 приведена зависимость, полученная статистическими методами, удельного расхода ВВ от коэффициента крепости горных пород в диапазоне значений  $5 \leq f \leq 20$ .

Из представленных данных следует, что удельный расход ВВ возрастает с ростом крепости пород, но по мере увеличения крепости породы темп повышения удельного расхода замедляется. Очевидно, что с увеличением расхода ВВ в момент взрыва наступает энергонасыщение породы. Как следствие энергонасыщения в породе образуются дополнительные трещины, возрастает степень дробления пород. Влияет также и то, что с повышением крепости породы возрастает ее хрупкость, а значит, и способность эффективно разрушаться при динамическом воздействии.

Величина коэффициента  $K_e$  устанавливается, исходя из опытной взаимосвязи между удельным расходом ВВ и глубиной шпуров (рис. 5.10):

$$q = 1,65 + l, \quad (5.4)$$

где  $l$  – глубина шпуров, м.

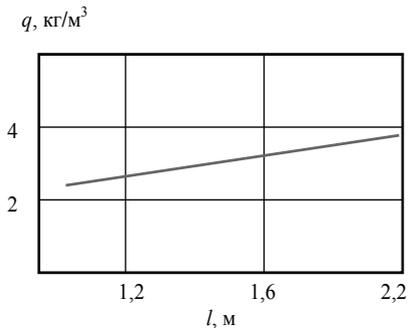


Рис. 5.10. Зависимость удельного расхода взрывчатых веществ  $q$  от глубины шпуров  $l$

Для практических расчетов по формуле (5.3) на основании установленной зависимости (5.4) рекомендуются [17] следующие значения коэффициента  $K_r$ :

Глубина шпуров, м	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2
$K_r$	0,61	0,88	0,94	1,0	1,06	1,13	1,19

Значения коэффициента  $K_n$ , полученные статистической обработкой материала, приведены ниже:

Площадь поперечного сечения выработки, $m^2$	4,0	5,1	5,8	6,4	7,5
$K_n$	1,34	1,11	1,0	0,93	0,83

**Оптимальная глубина шпуров** при проходке выработок в конкретных горно-геологических условиях может определяться на основании накопленных статистических данных, которой располагают экспедиции и партии. Например, можно осуществить оптимизацию глубины шпуров через производительность труда, связанную с трудоемкостью обратной зависимостью. Имея данные о производительности труда при различной глубине шпуров, можно установить такую глубину шпуров, которая будет отвечать максимуму функции производительности труда. По материалам скоростных проходок методами математической статистики в работе [17] выявлена такая зависимость между глубиной шпуров и производительностью труда проходчика. Наиболее точно данная зависимость выражается уравнением квадратной параболы (рис. 5.11):

$$П = -40,35 + 66,84l - 19,85l^2, \quad (5.5)$$

где  $П$  – производительность труда проходчика, м/мес.;

$l$  – средняя глубина шпуров, м.

Переменная  $П$  получает максимум при следующем уровне переменной  $l$ :

$$66,84 + 2(-19,85)l = 0,$$

откуда

$$l = \frac{66,84}{2 \cdot 19,85} = 1,7 \text{ м.}$$

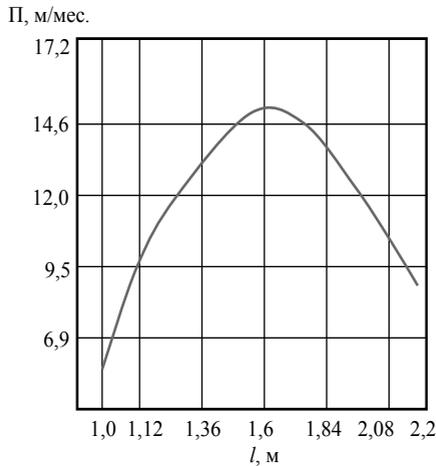


Рис. 5.11. Зависимость производительности труда проходчика  $П$  при различной глубине шпуров

Отметим, что увеличение глубины шпуров при существующих средствах их разметки и забурировании (при отсутствии этих средств) приводит к повышению отклонений при забурировании и бурении шпуров. Такие отклонения могут быть настолько большими, что эффект от увеличения глубины шпуров станет не заметен.

Иногда возникает необходимость выбрать такую глубину шпуров, которая позволяет обеспечить получение необходимой скорости проходки выработки:

$$l = \frac{vT_{ц}}{nm\eta T_{см}}, \quad (5.6)$$

где  $v$  – заданная скорость проходки выработки, м/мес.;

$n$  – число рабочих дней в месяце;

$m$  – число рабочих смен в сутки;

$\eta$  – коэффициент использования шпуров;

$T_{ц}, T_{см}$  – продолжительность цикла и смены соответственно, ч.

Качественные и количественные показатели взрыва в большой степени зависят от **числа шпуров** в забое. Оптимальное число шпуров обеспечивает хорошее оконтуривание выработки и минимальные затраты на её проведение. При проведении горизонтальных разведочных выработок число шпуров в зависимости от крепости пород, площади сечения выработки и некоторых других факторов колеблется от 17 до 32–33.

В.М. Рогинский [17], применительно к условиям проведения горизонтальных разведочных выработок, предлагает следующую зависимость для определения числа шпуров:

$$N = S(2 + 0,14f), \quad (5.7)$$

где  $S$  – площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;

$f$  – коэффициент крепости горных пород.

Число врубовых шпуров составляет 4–8.

Число оконтуривающих шпуров можно уточнить по формуле:

$$N_o = n_o 4\sqrt{S}, \quad (5.8)$$

где  $n_o$  – число оконтуривающих шпуров на 1 м периметра выработки.

В зависимости от крепости пород величина коэффициента  $n_o$  определяется на основании статистической выборки:

Коэффициент крепости пород $f$	4–5	6–7	8–11	16–17	18–19	20
$n_o$	0,75	0,9	0,98	1,07	1,15	1,22

При проходке горизонтальных выработок **диаметр шпуров** составляет 40–46 мм. В практике горно-проходческих работ отмечается тенденция к уменьшению диаметра шпуров. Уменьшение диаметра шпуров с 40–46 до 29–36 мм способствует увеличению скорости бурения в 1,3–2,1 раза, что сопровождается сокращением удельного расхода ВВ на 10–15 %, а также снижением стоимости проходческих работ.

Наиболее часто при проведении горно-разведочных выработок для разрушения породы применяют разнообразные **конструкции врубов**. Принятые схемы расположения шпуров в забое должны обеспечить отрыв породы в забое выработки в соответствии с ее проектным контуром, а также равномерное дробление породы.

**Врубовые шпур**ы предназначены для предварительного образования вруба (углубления) с целью создания дополнительных плоскостей обнажения в массиве породы в пределах контура выработки. Врубовые шпуры взрываются первыми, создавая поверхность обнажения, в направлении которой отбивают породу вспомогательные, а затем и оконтуривающие шпуры.

**Вспомогательные шпур**ы служат для расширения выемки, образованной при взрывании врубовых шпуров. Применяются вспомогательные шпуры при проходке выработок большого поперечного сечения.

**Оконтуривающие шпур**ы служат для отбойки породы до пределов проектного контура сечения выработки, поэтому располагаются они по периметру выработки и взрываются с задержкой последними.

Результативность буровзрывных работ в большой степени зависит от целесообразного размещения шпуров в забое. При расположении шпуров принимаются во внимание тип и конструкция вруба, основным назначением которого является образование дополнительной обнаженной поверхности. В практике проведения горно-разведочных выработок применяются преимущественно *наклонные врубы*, в частности вертикальный клиновидный вруб.

Значительно реже используют *прямые врубы* – спиральный, щелевой и др. Опыт работ показывает, что при равном коэффициенте использования шпура 0,72–0,94 длина шпуров при прямом врубе может быть больше на 20 %, что свидетельствует о некотором преимуществе прямых врубов. Стремление же к исполнению наклонных врубов объясняется простотой их исполнения. Наклонный вруб образуется шпурами, которые бурят с наклоном к забою и горизонтальной оси выработки. Расстояние между парами шпуров вертикального клиновидного вруба при коэффициенте крепости пород по М. М. Протодьяконову 2–8 принимают равным 50–45 см; при 16–20 – 40–25 см. Угол наклона шпуров при этом изменяют от 70 до 65°, а число шпуров принимают равным, соответственно, от 4 до 6. Наилучшие результаты клиновидный вруб дает при отбойке пород с вертикальным направлением слоев или трещин.

Точность бурения наклонных шпуров вруба или отклонения от заданного направления при бурении отражается на показателях взрыва в меньшей степени, чем при прямых врубах.

К существенным недостаткам клиновидных врубов относятся ограниченность глубины шпуров, недостаточная дробимость породы, но при наличии ярко выраженных слоев породы и трещин в породе клиновидные врубы более эффективны, чем прямые, которые дают более высокие результаты в монолитных горных породах.

На рис. 5.12 – 5.14 даны схемы расположения шпуров с клиновидным врубом, форма и расположение которого заданы с учетом условий залегания горных пород.

Схема расположения шпуров с центральным клиновидным врубом (рис. 5.12) применяется при вертикальной слоистости горных пород, когда слои породы совпадают с направлением продвижения горной выработки, либо в случае

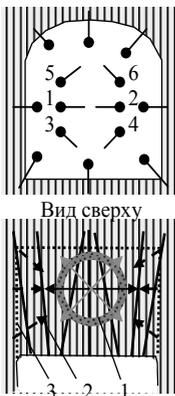


Рис. 5.12. Схема расположения шпуров с центральным клиновым врубом (шпурь 1–6): 1 – очаг взрыва врубовых шпуров; 2 – направление отбойки породы при взрыве оконтуривающих шпуров; 3 – контур отбитой породы в результате взрывания

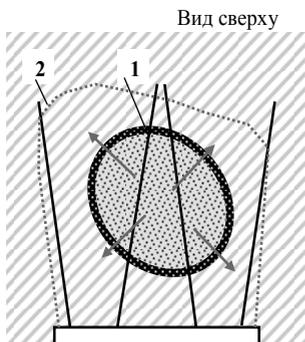


Рис. 5.14. Схема действия взрыва в слоистом массиве при использовании центрального клинового вруба: 1 – центр взрыва врубовых шпуров; 2 – контур поверхности выработки после взрыва комплекта шпуров

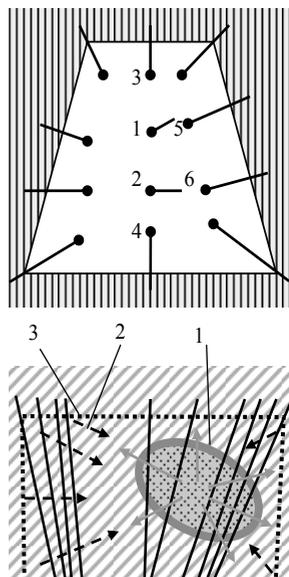


Рис. 5.13. Схема расположения шпуров при выраженной слоистости горной породы, направленной под углом к оси выработки: 1 – центр взрыва врубовых шпуров; 2 – направление отбойки породы при взрыве оконтуривающих шпуров; 3 – контур отбитой породы в результате взрывания

разрушения равномерно-зернистой горной породы. Для образования клинового вруба бурят четное количество врубовых шпуров, которые располагают в двух вертикальных плоскостях, направленных под углом к центру выработки.

При взрывании шпуров первыми приводят в действие врубовые шпуров, взрыв которых создает полость в центральной части массива породы 1 (рис. 5.12). Вслед за врубовыми шпуров с замедлением 0,1–0,2 с производят взрывание вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При взрыве оконтуривающих шпуров порода отбивается в направлении центра взрыва

врубовых шпуров 2. В результате взрывания всего комплекта шпуров образуется новая поверхность горной выработки 3 (рис. 5.12).

В ряде случаев после взрывания врубовых шпуров и замедления взрывают вспомогательные шпуры и только после очередного микрозамедления – оконтуривающие. Последняя схема применяется в случае проходки горных выработок большого сечения.

В случае, если при вертикальном расположении слоев горной породы они пересекают выработку под углом со стороны правой стенки (рис. 5.13), вруб направляется в сторону правой же стенки выработки, т. е. в направлении слоев горных пород. Данная схема расположения вруба позволяет направить энергию взрыва туда, где массив породы располагает наибольшей прочностью, поскольку порода в этом случае более деформируема и активнее разрушается вкрест слоистости и менее податлива в направлении слоев.

Отмеченная закономерность предопределена анизотропией механических свойств слоистых горных пород, в которых деформации и разрушающие напряжения развиваются неравномерно, а преимущественно в направлении минимальной прочности.

При смещении врубовых шпуров от оси выработки вправо центр взрыва врубовых шпуров 1 смещается от оси выработки также вправо, а взрывание оконтуривающих шпуров с замедлением позволит добиться более равномерного и полного разрушения массива породы перед выработкой и создание новой поверхности выработки в соответствии с проектным контуром 3 (рис. 5.13).

При симметричном расположении шпуров горная порода со стороны, совпадающей с направлением слоев, будет разрушаться не в полной мере, а более интенсивно – с противоположной стороны. В результате не будет сохранено прямолинейное проектное направление горной выработки и нарушена форма ее поперечного сечения (рис. 5.14).

Как уже отмечалось, при проходке выработок в монолитных породах более предпочтительны прямые врубы. Достоинствами прямых врубов являются: более значительное продвижение выработки за взрыв, кучный развал породы после взрыва и ее хорошее дробление.

Прямые врубы бурят перпендикулярно плоскости забоя, а шпуры – параллельно друг другу. Большинство прямых врубов представляют собой комбинацию из заряженных и незаряженных (холостых) шпуров, создающих дополнительную поверхность обнажения.

В ряде случаев целесообразно применение *комбинированных врубов*, когда используют прямые и наклонные шпуры. При этом наиболее эффективную схему вруба часто определяют опытным путем, изучая результативность взрывания.

## 6. МЕТОДЫ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ И ПЛАНИРОВАНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТА ПРИ ПОИСКЕ ОПТИМАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ

### 6.1. Общие положения теории

Экспериментальные исследования являются основным источником получения достоверных сведений об объектах реального мира. Такие исследования проводятся с целью выбора рациональных технологических режимов функционирования или оптимизации параметров систем, оценки степени выполнения технических требований к создаваемым изделиям, выяснения закономерностей функционирования, анализа влияния факторов на показатели качества систем и т. д. Натурные исследования свойств технических средств или сложных моделей требуют значительных затрат ресурсов, что заставляет уделять серьезное внимание рациональной организации экспериментального изучения объектов.

Не является исключением и буровой процесс, отличающийся сложным влиянием множества факторов на конечный результат, например, механическую скорость бурения или затраты мощности на бурение.

*Планирование эксперимента* – процедура выбора числа и условий проведения опытов, необходимых и достаточных для решения поставленной задачи с требуемой точностью.

При реализации методов планирования эксперимента существенны следующие обстоятельства [1, 2]:

- стремление к минимизации общего числа опытов;
- одновременное варьирование всеми переменными, определяющими процесс, по специальным правилам – алгоритмам;
- использование математического аппарата, формализующего многие действия экспериментатора;
- выбор четкой стратегии, позволяющей принимать обоснованные решения после каждой серии экспериментов.

Планирование эксперимента начинают с выбора объекта исследования, который изучается с определенной целью. Для описания понятия «объект исследования» удобно пользоваться представлением о кибернетической системе, которую часто называют «черным ящиком», под которым следует понимать «объект управления», например, процесс углубки скважины. Для проведения эксперимента необходимо иметь возможности для воздействия на поведение объекта управления, с целью получения результата или отклика объекта управления на обстоятельство воздействия.

Все обстоятельства такого воздействия принято называть *факторами* ( $x$ ). *Параметры оптимизации*  $y$  – численные характеристики целей исследования, связаны с факторами  $x$  функциональной зависимостью  $y = f(x_1, x_2, \dots, x_k)$ . Эту зависимость называют *функцией* или *поверхностью отклика*.

Факторы эксперимента могут быть качественными и количественными. Качественные факторы, как правило, *квантифицируют* – придают им числовые обозначения, тем самым переводя их в количественные значения.

Экспериментальные данные формируются путем либо *пассивного* наблюдения, либо с помощью *активного* эксперимента – целенаправленного воздействия на объект исследования с целью получения достоверной информации. При пассивном наблюдении информация получается путем регистрации необходимых сведений в условиях обычного функционирования объекта.

Активный эксперимент позволяет расширить область исследования, точнее раскрыть закономерности функционирования, сократить потребности в ресурсах на проведение исследования. Но организация и постановка активного эксперимента сложнее пассивного. Кроме того, следует учитывать и принципиальные ограничения в проведении активных экспериментов на действующих объектах, невозможность их осуществления для недоступных объектов.

В настоящее время теория планирования эксперимента является самостоятельным научным направлением и находит практическое применение там, где проводятся сложные научные и технические экспериментальные исследования. Теория использует аппарат математической статистики, линейной алгебры, комбинаторики и других разделов математики.

Методы планирования экспериментов, оптимизации и прогнозирования приобретают все большее значение при постановке исследований, направленных на изучение сложных буровых процессов. Планирование экспериментов предусматривает включение в практику инженерных исследований способов, позволяющих увеличивать эффективность работ. Многие методы, разработанные применительно к планированию экспериментов, способствуют принятию оптимальных решений на различных стадиях исследовательской работы. Они оказываются эффективными и при прогнозировании показателей, характеризующих эффективность разведочного бурения.

Поиск оптимальных условий является одной из наиболее распространенных научно-технических задач. Они возникают в тот момент, когда установлена возможность проведения процесса и необходимо найти наилучшие (оптимальные) условия его реализации.

Изучение свойств горных пород, прогнозирование, проектирование будущих образцов новой буровой техники, разработка новых устройств управления, сравнительные испытания породоразрушающего инструмента и решение разнообразных технологических задач бурения требуют широкого проведения экспериментальных исследований. Математические методы планирования экспериментов – средства рациональной организации исследовательских работ, сокращения затрат и средств их проведения. При этом исследователь активно вмешивается в эксперимент, не ожидая его окончания, может в ходе эксперимента изменить его направление или переформулировать задачу.

Эксперименты, как правило, являются многофакторными и связаны с оптимизацией качества материалов, отысканием оптимальных условий проведения технологических процессов, разработкой наиболее рациональных конструкций оборудования и т. д. Системы, которые служат объектом таких исследований, очень часто являются такими сложными, что не поддаются теоретическому изучению в определенные сроки. Поэтому, несмотря на значительный объем выполненных научно-исследовательских работ, из-за отсутствия реальной возможности достаточно полно изучить значительное число объектов исследования, как следствие, многие решения принимаются на основании информации, имеющей случайный характер, и поэтому далеки от оптимальных.

Применение планирования эксперимента делает поведение экспериментатора более целенаправленным и организованным, существенно способствует повышению производительности труда и надежности полученных результатов. Важным достоинством является его универсальность, пригодность в огромном большинстве областей исследований.

Ниже рассмотрены только некоторые, наиболее простые методы математической статистики и планирования эксперимента в виде примеров, использование которых необходимо при проведении экспериментов и решении основных задач оптимизации в бурении.

## 6.2. Метод наименьших квадратов

Одна из важных задач математической статистики – нахождение связи между двумя случайными величинами  $x$  и  $y$ . Например, если в результате

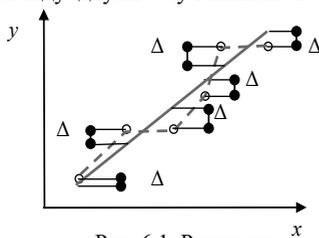


Рис. 6.1. Результат эксперимента и его обработка по методу наименьших квадратов

какого-либо эксперимента получен набор точек на плоскости, то нужно провести через эти точки линию, которая бы отражала существующую зависимость  $y = f(x)$ . Линию, выражающую зависимость  $y = f(x)$  нужно провести так, чтобы она наилучшим образом согласовывалась со всеми экспериментальными точками. Для этого сумма квадратов отклонений  $\Delta$  (рис. 6.1) у всех точек должна быть минимальной. Это правило метода наименьших квадратов.

Метод наименьших квадратов является одним из методов *регрессионного анализа*.

При анализе экспериментальных данных возможны варианты *линейной* и *нелинейной регрессии*.

В первом случае функция  $y = f(x)$  линейна и зависит только от одного независимого переменного фактора, т. е. выражается уравнением прямой линии  $y = a + bx$ .

Во втором случае наблюдается параболическая зависимость между  $x$  и  $y$ , которая в общем виде выражается формулой  $y = a + bx + cx^2$ .

Коэффициенты  $a$ ,  $b$  и  $c$  в приведенных формулах общего вида рассчитываются по методу наименьших квадратов [6].

В основу метода положены следующие положения. Квадрат любого числа всегда не отрицателен, сумма квадратов также не отрицательна, т.е., ограничена снизу и имеет минимум. При нахождении минимальной суммы квадратов максимальная ошибка уменьшается. Например, иметь в двух точках ошибку в 5 ед. лучше, чем в первой точке иметь нулевое отклонение, а во второй точке отклонение 10. Сумма отклонений в обоих случаях будет одинаковой, но сумма квадратов отклонений в первом случае будет меньше.

Когда искомая величина может быть измерена непосредственно, как, например, длина отрезка или угол, то для повышения точности измерение производится много раз и за окончательный результат принимается среднее арифметическое из всех отдельных измерений. *Правило арифметической середины* основывается на представлениях теории вероятностей. Например, несложно показать, что сумма квадратов отклонений отдельных измерений от арифметической середины будет меньше, чем сумма квадратов отклонений отдельных измерений от какой бы то ни было другой величины. Правило арифметической середины представляет простейший случай метода наименьших квадратов.

В качестве примера приведем решение следующей задачи. Пусть в процессе проведения экспериментальных работ имеются результаты измерений значения какого либо условного параметра  $y$  при различных значениях другого условного параметра  $x$  (например, измерения скорости бурения при задаваемых экспериментатором значениях частоты вращения):

$x$	1	3	5
$y$	1,1	1,98	3,2

Предположим, что параметры  $y$  и  $x$  связаны линейной зависимостью  $y = kx + b$ . Параметры  $k$  и  $b$  являются искомыми.

Построив график зависимости, видим, что полученные точки лежат примерно на одной прямой (рис. 6.2). Именно *примерно*, так как для построения прямой достаточно иметь две точки. Для повышения точности решения метод наименьших квадратов позволяет найти прямую, проходящую через три полученные в ходе эксперимента точки, что обеспечивает высокий уровень точности обработки данных.

Для решения поставленной задачи составим таблицу 6.1.

Таблица 6.1

*Результаты расчета по методу наименьших квадратов*

$x$	$y$	Ошибка	Квадрат ошибки
1	1,1	$k \cdot 1 + b - 1,1$	$(k \cdot 1 + b - 1,1)^2$
3	1,98	$k \cdot 3 + b - 1,98$	$(k \cdot 3 + b - 1,98)^2$
5	3,2	$k \cdot 5 + b - 3,2$	$(k \cdot 5 + b - 3,2)^2$
Сумма		$(k \cdot 1 + b - 1,1)^2 + (k \cdot 3 + b - 1,98)^2 + (k \cdot 5 + b - 3,2)^2$	

Задача заключается в нахождении таких значений  $k$  и  $b$ , чтобы сумма, представленная в последней строке таблицы, была минимальной. Экстремум (минимум или максимум) функции многих переменных достигается в точке, где ее частные производные равны нулю. Таким образом,

$$\frac{d}{dk} E = 70 \cdot k + 18 \cdot b - 46,08,$$

$$\frac{d}{db} E = 18 \cdot k + 6 \cdot b - 12,56.$$

Приравняв производные к нулю, получим систему уравнений:

$$18 \cdot k + 6 \cdot b - 12,56 = 0,$$

$$70 \cdot k + 18 \cdot b - 46,08 = 0.$$

В результате решения системы уравнений получим следующие значения параметров:  $k = 0,525$ ,  $b = 0,518$ .

В случае, когда система имеет несколько решений, нужно доказать, что полученный результат является глобальным минимумом. Для этого в заданный набор данных впишем полином и найдем решение, которое будет являться глобальным минимумом, а уравнение прямой запишем в следующем виде:  $y = 0,525x + 0,518$ .

В соответствии с данной, нами полученной, формулой построим график зависимости (рис. 6.2).

Отыскание уравнения прямой по эмпирическим данным называется *выравниванием по прямой*, в свою очередь, отыскание уравнения параболы – *выравниванием по параболе*. Довольно часто встречаются эмпирические формулы, выражающие обратно пропорциональную зависимость, графически изображаемую гиперболой.

Метод наименьших квадратов оказывается особенно полезным при обработке данных экспериментальных работ, так как может применяться для приближенного представления заданной, часто усложненной экспериментально полученной функции, другими упрощенными функциями.

Например, требуется решить систему уравнений

$$\begin{cases} a_1x + b_1y + c_1z + \dots + n_1 = 0, \\ a_2x + b_2y + c_2z + \dots + n_2 = 0, \\ a_3x + b_3y + c_3z + \dots + n_3 = 0, \\ \dots \end{cases}$$

число которых больше числа неизвестных  $x$ ,  $y$ ,  $z$ .

Для решения системы уравнений методом наименьших квадратов составляется новая система так называемых *нормальных уравнений*, число которых равно числу неизвестных.

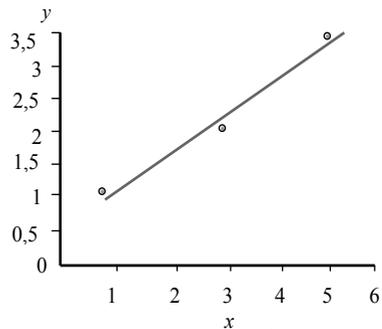


Рис. 6.2. Построение графика по трем точкам

Решение вновь составленной системы уравнений будет производиться по правилам алгебры. Правило составления новой системы уравнений выглядит следующим образом:

- умножают все данные уравнения на коэффициенты у первой неизвестной  $x$  и, сложив почленно, получают первое нормальное уравнение;
- умножают все данные уравнения на коэффициенты у второй неизвестной  $y$  и, сложив почленно, получают второе нормальное уравнение и т. д.

Обозначив для краткости:

$$\begin{cases} [aa] = a_1 a_1 + a_2 a_2 + \dots, \\ [ab] = a_1 b_1 + a_2 b_2 + \dots, \\ [ac] = a_1 c_1 + a_2 c_2 + \dots, \\ \dots \\ [ba] = b_1 a_1 + b_2 a_2 + \dots, \\ [bb] = b_1 b_1 + b_2 b_2 + \dots, \\ [bc] = b_1 c_1 + b_2 c_2 + \dots, \\ \dots \end{cases}$$

получим нормальную систему уравнений в более простом виде:

$$\begin{cases} [aa]x + [ab]y + [ac]z + \dots + [an] = 0, \\ [ba]x + [bb]y + [bc]z + \dots + [bn] = 0, \\ [ca]x + [cb]y + [cc]z + \dots + [cn] = 0, \\ \dots \end{cases}$$

Как следует из этой системы, коэффициенты нормальных уравнений можно составить из коэффициентов данных, при этом коэффициент у первой неизвестной во втором уравнении равен коэффициенту у второй неизвестной в первом, коэффициент у первой неизвестной в третьем уравнении равен коэффициенту у третьей неизвестной в первом и т. д.

**Пример 1.** Рассмотрим методику решения пяти уравнений с двумя неизвестными:

$$\begin{cases} 5x - 8y - 16 = 0, \\ 8x - y - 32 = 0, \\ 16x + 8y - 55 = 0, \\ 9x + 7y - 32 = 0, \\ 9x + 20y - 29 = 0. \end{cases}$$

Поскольку в данном случае два неизвестных, будем стремиться составить два нормальных уравнения, используя имеющиеся в нашем распоряжении зависимости. Для этого, подставив значения

$$\begin{aligned} ([aa] &= 5 \cdot 5 + 8 \cdot 8 + 16 \cdot 16 + 9 \cdot 9 + 9 \cdot 9 = 507), \\ ([ab] &= 5 \cdot -8 + 8 \cdot -1 + 16 \cdot 8 + 9 \cdot 7 + 9 \cdot 20 = 323), \\ ([ac] &= 5 \cdot -16 + 8 \cdot -32 + 16 \cdot -55 + 9 \cdot -32 + 9 \cdot -29 = -1765) \text{ в первое уравнение и} \\ ([ba] &= 5 \cdot -8 + 8 \cdot -1 + 16 \cdot 8 + 9 \cdot 7 + 9 \cdot 20 = 323), \\ ([bb] &= 8 \cdot 8 + -1 \cdot -1 + 8 \cdot 8 + 7 \cdot 7 + 20 \cdot 20 = 578), \end{aligned}$$

$([bc] = -8 \cdot -16 + -1 \cdot -32 + 8 \cdot -55 + 7 \cdot -32 + 20 \cdot -29 = -1084)$  во второе уравнение, рассчитанные в соответствии с изложенной выше методикой, получим нормальные уравнения:

$$\begin{cases} 507x + 323y - 1765 = 0, \\ 323x + 578y - 1084 = 0. \end{cases}$$

Решая данные уравнения методом подстановки получим  $x = 3,55$ ;  $y = -0,109$ .

Рассмотренные уравнения представляют систему линейных уравнений, в которых все неизвестные имеют первую степень. В большинстве случаев уравнения, связывающие задаваемые и соответствующие им определяемые величины, бывают высших степеней и даже *трансцендентные* (не удовлетворяющие никакому алгебраическому уравнению с целыми коэффициентами), но это не изменяет сущности метода наименьших квадратов: предварительными исследованиями всегда могут быть найдены величины искомого с таким приближением, что, разложив соответствующие функции в ряды и пренебрегая высшими степенями искомого поправок, можно привести любое уравнение к линейному.

**Пример 2.** Построить линейную регрессионную модель, показывающую зависимость механической скорости бурения  $y_i$ , м/ч от осевой нагрузки  $P_{oc}$ , кН.

В результате проведения эксперимента получены следующие значения механической скорости при различных значениях осевой нагрузки (табл. 6.2). При проведении эксперимента удалось получить 10 наблюдений значений скорости бурения  $n = 10$ .

Таблица 6.2

*Результаты измерений значений скорости бурения при изменении осевой нагрузки на инструмент*

$X_i = P_{oc}$ , кН	$y_i$ , м/ч		
0,8	1,4	1,5	1,5
1,1	2,0	1,9	нет измерения
1,3	2,4	2,3	нет измерения
1,5	2,8	2,7	2,75

С помощью обработки данных по методу наименьших квадратов определены значения коэффициентов линейной модели и получено уравнение эмпирической линии регрессии:

$$y = -0,077 + 1,9x.$$

После получения численных оценок параметров по уравнению регрессии можно вычислить для каждого значения  $x_i$  (1, 2, ...,  $n$ ) величины  $y_i$ , называемые предсказанными или расчетными значениями переменной  $y$ . Для реального процесса бурения это справедливо при неизменных условиях: не меняется горная порода, нет или весьма незначителен износ коронки и т.д.

Оценка точности метода наименьших квадратов производится по методике, представленной в работе [6]. Этот раздел расчета рекомендуется выполнить в процессе самостоятельной работы студента.

Важно отметить, что обработка данных по методике наименьшего квадрата в виде специальной компьютерной программы представлена в электронной системе расчетов *Excel for Windows*. Студенты могут воспользоваться данной программой и выполнить необходимые расчеты на компьютере.

### 6.3. Полный факторный эксперимент

Факторный эксперимент считается полным, если в нем учтены все возможные комбинации на двух или трех уровнях [1,2]. *Уровнями* называются некоторые количественные или качественные соотношения фактора. Общее число опытов при реализации всех комбинаций факторов выражается следующей зависимостью:

$$N = 2^k, \quad (6.1)$$

где  $k$  – число рассматриваемых факторов.

Под факторами, применительно к буровому процессу, понимают те или иные параметры, влияющие на результативность процесса. Например, это могут параметры режима бурения, такие как осевая нагрузка, частота вращения, количество промывочной жидкости при опытном исследовании влияния этих факторов на механическую скорость бурения. Возможен вариант эксперимента, когда оценивают влияние количества химических реагентов на показатели бурового раствора, например, количество полимера (1-ый фактор) и ПАВ (2-ой фактор) на вязкость бурового раствора, его водоотдачу, статическое напряжение сдвига и др.

При планировании эксперимента значения факторов кодируются. В этом случае натуральным значениям присваивают кодированные значения в пределах от -1 до +1 путем линейного преобразования координат факторного пространства с переносом начала координат в нулевую точку и выбором масштабов по осям в единицах интервалов варьирования факторов. Используют здесь соотношение

$$x_i = \frac{C_i - C_{0i}}{\varepsilon}, \quad (6.2)$$

где  $x_i$  – кодированное значение фактора (безразмерная величина);

$C_i, C_{0i}$  – натуральные значения фактора (соответственно текущее значение и на нулевом уровне);

$\varepsilon$  – натуральное значение интервала варьирования факторов  $\Delta C$ .

Таким образом, кодированные значения  $x_i$  принимают значения -1 (верхний уровень) и +1 (нижний уровень), соответственно, а множество всех точек в  $k$ -мерном пространстве, координаты которых являются комбинациями «+» и «-», называется планом *полного факторного эксперимента* типа  $2^k$ .

**Пример 1.** Ставится эксперимент по исследованию влияния добавок полиакриламида на вязкость бурового раствора. Для исследования выбираются возможные значения добавок полиакриламида в пределах от 0,01% до 0,2% от объема бурового раствора. Таким образом факторное пространство в данном случае ограничено пределом 0,01–0,2%. Поэтому

значению 0,01% будет соответствовать число в закодированном выражении равное -1, а значению 0,2% +1, нулевое значение будет равно  $(0,01\%+0,2\%)/2 = 0,105\%$ . Интервал варьирования фактором  $\varepsilon$  будет равен, например,  $\Delta C = (0,2\%-0,105\%)=0,095\%$ .

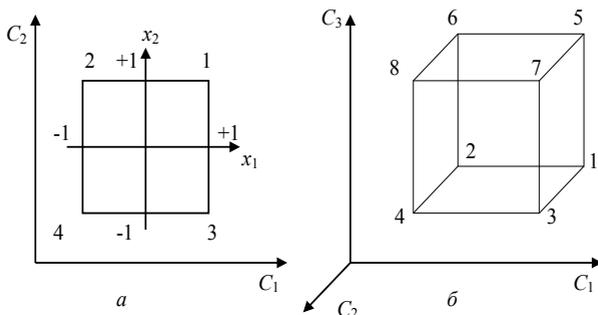


Рис. 6.3. Факторное пространство для полного факторного эксперимента при  $k = 2$  (а) и при  $k = 3$  (б)

По формуле (6.2) определим значения факторов в закодированном выражении. Например, дозировка реагента равна 0,15%. По формуле определяем закодированное значение, которое составит:  $(0,15\%-0,105\%)/0,095\%=0,47$ . Если содержание полиакриламида равно 0,05%, то в закодированном выражении это будет равно:  $(0,05-0,105\%)/0,095=-0,58$ .

**Пример 2.** В табл.6.2 приведены результаты эксперимента по определению механической скорости бурения в зависимости от осевой нагрузки. При проведении эксперимента значения осевой нагрузки изменялись от 0,8 до 1,5 кН. В данном случае значению осевой нагрузки 0,8 кН будет соответствовать минимальное число -1, а осевой нагрузке 1,5 кН +1 в закодированном выражении. Значение 0 в закодированном выражении будет равно 1,15 кН. Интервал варьирования осевой нагрузкой  $\varepsilon$  будет равен разности значений  $\Delta C$  – максимального и нулевого, т. е. 0,35 кН. В этом случае, если натуральное значение осевой нагрузки равно 1 кН, то в кодовом обозначении это будет следующее число:  $(1-1,15)/0,35 = -0,43$ .

Расположение экспериментальных точек в факторном пространстве для полного факторного эксперимента при  $k = 2$  и  $k = 3$  приведено на рис. 6.3. Как видим, точки плана  $2^2$  задаются координатами вершин квадрата, а точки плана  $2^3$  – координатами вершин куба. По аналогичному принципу располагаются экспериментальные точки при  $k > 3$ .

Прежде чем приступить к постановке экспериментов, необходимо выработать последовательность проведения экспериментов. В этом случае рекомендуется произвести *рандомизацию* – процесс случайного распределения испытуемых по опытным и контрольным группам, позволяющий свести к минимуму систематическую ошибку и предвзятость опытов во времени.

Например, при  $k = 3$  ставят восемь опытов, в каждом из которых должно быть различное сочетание значений рассматриваемых независимых переменных. Этому соответствует план эксперимента в виде табл. 6.3. План можно построить для любого числа факторов с учетом следующих правил: число строк равно числу опытов, которое определяется из уравнения (6.1); число столбцов равно числу факторов; в каждом столбце число плюсов (+1) равно числу минусов (-1); в первом столбце знаки чередуются через один (один плюс, один минус), во втором – через два (два плюса, два минуса), далее – через 4, 8, 16 и т. д.

Таблица 6.3

*План полного трехфакторного эксперимента*

Номер опыта	Факторы			Результативный признак или параметр оптимизации $y$
1	+1	+1	+1	$y_1$
2	-1	+1	+1	$y_2$
3	+1	-1	+1	$y_3$
4	-1	-1	+1	$y_4$
5	+1	+1	-1	$y_5$
6	-1	+1	-1	$y_6$
7	+1	-1	-1	$y_7$
8	-1	-1	-1	$y_8$

При сравнительно большом числе факторов дальнейшее уменьшение объема работы можно достигнуть, применив дробный факторный эксперимент [1]. Он связан с сокращением числа строк в матрице полного факторного эксперимента.

После выбора плана переходят к рабочей матрице – таблице, в которой для каждого опыта приведены именованные значения факторов и соответствующие интервалы варьирования.

Например, проводить эксперименты в последовательности, приведенной в табл. 6.3, нецелесообразно, так как в первых четырех опытах  $x_3$  находится на верхнем уровне, а в последних – на нижнем, что может вызвать появление систематической ошибки в определении параметра оптимизации.

При рандомизации условий эксперимента вероятность такой опасности уменьшается. С этой целью используется таблица случайных чисел.

Для каждого сочетания факторов на практике проводят не один опыт, а несколько. Обычно достаточна постановка двух опытов, которые называют *параллельными*. После тщательного проведения эксперимента, отбрасывания резко выделяющихся значений и проверки однородности дисперсий переходят к построению (по результатам опытов) математической модели.

Линейная модель для эксперимента  $2^3$  имеет следующий вид:

$$y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3, \quad (6.3)$$

где  $b_0$  – свободный член уравнения.

Следующий этап работы связан с вычислениями коэффициентов уравнения (6.3)  $b_1, b_2, b_3$ , характеризующих степень влияния факторов  $x_1, x_2$  и  $x_3$  на величину отклика  $y$ . Благодаря кодированию факторов расчет неизвестных коэффициентов модели в сравнении с методом наименьших квадратов значительно упрощается. Их можно вычислить по формулам:

$$b_0 = \frac{v_1 + v_2 + v_3 + v_4}{4}, \quad (6.4)$$

$$b_1 = \frac{-v_1 - v_2 + v_3 + v_4}{4}, \quad (6.5)$$

$$b_2 = \frac{-v_1 + v_2 - v_3 + v_4}{4}, \quad (6.6)$$

$$b_{12} = \frac{v_1 - v_2 - v_3 + v_4}{4}, \quad (6.7)$$

где  $v_1, v_2, v_3, v_4$  – усредненные значения откликов, полученные экспериментально.

Остается ответить на вопрос: возможно ли с помощью полученной модели описать изучаемый процесс, т. е. является ли найденное уравнение регрессии (данная модель) адекватным (верным с необходимой точностью) или нужно искать уравнение более сложного вида (квадратное и т. д.). С этой целью производится комплексная проверка модели на адекватность в соответствии с методикой, изложенной в работе [2]. Эту часть работы студенты должны выполнить самостоятельно в соответствии со стандартной методикой, подробно представленной в известных работах.

Важно отметить, что методика полного факторного эксперимента в виде специальной компьютерной программы представлена в электронной системе расчетов *Excel for Windows*. Данной программой студенты могут воспользоваться и получить как модели с их графической интерпретацией, так и результаты проверки моделей на адекватность и сходимость. Эта часть работы, по изучению компьютерной программы полного факторного эксперимента в *Excel for Windows*, также может быть вынесена для самостоятельного изучения.

**Пример 3.** Проведены экспериментальные работы с использованием методов математической статистики и планирования эксперимента.

Работы выполнялись с целью определения влияния параметров прочности горных пород на формирование кривизны на контактах горных пород различной твердости, а также для оценки влияния на процесс формирования локальной кривизны параметров режима бурения и типов долот (рис. 6.4).

При бурении различными типами долот (ЗШ-59К-ЦА, ДДА-59 и АДН-59) анализ локальной кривизны сделан по стволам скважин, пробуренных в искусственно полученных блоках. Результаты анализа служили для оценки влияния типов долот и параметров

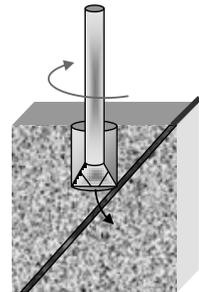


Рис. 6.4. Схема проведения эксперимента

режима бурения на искривление скважин.

В качестве критериев подобия экспериментальных блоков с горными породами месторождения приняты условия залегания перемежающихся по твердости горных пород (твердый пласт породы в массиве более мягкой породы) и соотношение твердостей пород  $K$ , при чем смоделированы условия, при которых угол встречи  $\gamma$  инструмента и контакта горных пород меньше критического значения угла встречи:  $\gamma < \gamma_{кр}$ .

Блоки размером  $0,7 \times 0,5 \times 0,5$  м (рис. 6.4) изготавливались из отвержденного цемента с пластинами гранита (плоскопараллельные пластины толщиной 2,2–2,5 см). Перед изготовлением блоков определено временное сопротивление на сжатие  $\sigma_r$  гранита и изменение временного сопротивления на сжатие  $\sigma_{ц}$  цементного раствора по мере его твердения.

Прочностной параметр цементного камня определен на кубиках  $5 \times 5 \times 5$  см через 3, 7, 10, 13 сут. Данные испытаний обработаны по методу наименьших квадратов. В результате получена формула следующего вида:

$$\sigma_{ц} = 74,08 + 5,52t - 0,004t^2,$$

где  $t$  – время, сут.

По данной формуле построен график, позволяющий определить прочность цементного камня в один из дней твердения. Для разбуривания блоков выбраны шестые сутки твердения цементного камня ( $\sigma_{ц} = 110 \cdot 10^5$  Па). Угол встречи  $\gamma$  долот и плоскостей пластин горных пород равен  $15^\circ$ .

Бурение изготовленных цементных блоков осуществлялось станком СБА-500, длина скважин не превышала 30 см, общий объем бурения составил более 6 м. Работы проводились в соответствии с планом полного факторного эксперимента вида  $2^2$  ( $k = 2$ ). План эксперимента приведен в табл. 6.4.

Таблица 6.4

*План экспериментальных работ по бурению цементного блока*

Номер опыта	Значения факторов в кодовых обозначениях			Интервалы варьирования и уровень факторов	Осевая нагрузка, кН	Частота вращения, $c^{-1}$
	$x_1$	$x_2$	$x_1 x_2$			
1	+	+	+	Основной уровень	10	5,21
2	+	–	–	Интервал варьирования	5	2,605
3	–	–	–	Нижний уровень	5	3,25
4	–	–	+	Верхний уровень	15	7,17
5	–	+	–	Кодовое обозначение	$x_1$	$x_2$

В качестве откликов на изменение факторов  $x_1$  и  $x_2$  измерялась механическая скорость бурения  $v_m$ , угол отклонения скважин от заданного направления в вертикальной плоскости  $\Delta\Theta$  и угол отклонения скважины от заданного направления в горизонтальной плоскости  $\Delta\alpha$ . Учитывая, что стволы забуривались вертикально, угол  $\Delta\Theta$  определял и полный угол искривления на интервале.

Для измерения углов  $\Delta\Theta$  и  $\Delta\alpha$  блок, разбуренный при проведении эксперимента, разбирался на части вдоль плоскостей контакта гранита с цементом. Профиль скважины замерялся индикатором часового типа КИ в

нормальном направлении к плоскости контакта. Замеры служили основой для расчета углов отклонения ствола скважины от заданного направления. По рассчитанным значениям  $\Delta\Theta$ ,  $\Delta\alpha$  и значениям механической скорости бурения строились математические модели влияния факторов  $x_1$  и  $x_2$  на соответствующие отклики.

Ошибка определения каждого отклика рассчитывали по результатам одного или нескольких параллельных опытов, проводимых при разных значениях факторов. Ошибку опыта определяли в соответствии с формулой [2]:

$$a = \sqrt{\frac{S_U^2}{mN-1}}, \quad (6.8)$$

где  $S_U^2$  – оценка дисперсии;

$m$  – число повторных опытов;

$N$  – число опытов.

Ошибка определения механической скорости бурения не превысила 9 %,  $\Delta\alpha$  – 20,3 %,  $\Delta\Theta$  – 6 % от среднего значения откликов, что позволило построить математические модели с достоверностью не менее 90 %.

Приведем в качестве примера модели бурения трехшарошечным долотом типа К:

$$\left. \begin{aligned} v_m &= 6,3 + 3,16x_1 + 2,05x_2 + 0,49x_1x_2, \\ \Delta\Theta &= 4,67 + 1,06x_1 - 0,48x_2 - 0,76x_1x_2, \\ \Delta\alpha &= 1,28 - 0,42x_1 - 0,32x_2 - 0,54x_1x_2. \end{aligned} \right\} \quad (6.9)$$

По зависимостям (6.9) построены графики, представленные на рис. 6.5.

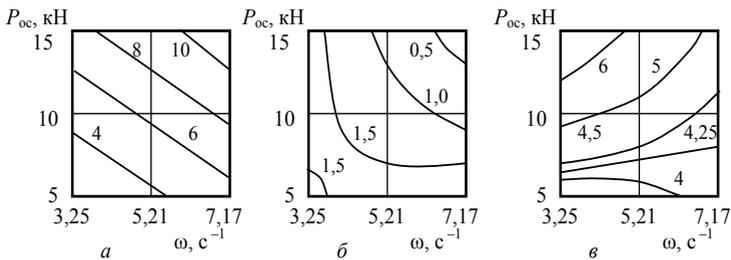


Рис.6.5. Графики зависимостей механической скорости бурения  $v_m$ , м/ч (а), углов отклонения  $\Delta\alpha$ , градус (б) и  $\Delta\Theta$ , градус (в) от осевого усилия  $P_{oc}$  и частоты вращения  $\omega$  при бурении долотом ЗШ-59К-ЦА

Полученные экспериментальные данные позволили сделать следующие выводы об особенностях формирования кривизны ствола скважины на контакте горных пород различной твердости:

– угол  $\Delta\Theta$  зависит от механической скорости бурения, при этом если рост  $v_m$  обусловлен повышением частоты вращения, то этот угол снижается, и наоборот, возрастает при повышении скорости бурения за счет увеличения  $P_{oc}$ ;

– искривление в направлении простирания контакта снижается при повышении механической скорости бурения, что позволяет характеризовать процесс искривления как фрезерование стенки скважины под действием отклоняющего усилия;

– процесс искривления на контакте пород различной твердости под действием доминирующего отклоняющего усилия включает асимметричное разрушение забоя (набор угла  $\Delta\Theta$ ) и фрезерование стенки скважины (набор угла  $\Delta\alpha$ ).

**Пример 4.** Применение полного факторного эксперимента для анализа процесса бурения горных пород алмазной коронкой при проведении экспериментальных работ.

Составляется план экспериментальных работ в виде табл. 6.5, в котором указываются факторы, уровни варьирования факторами и очередность проведения опытов.

Таблица 6.5

*План экспериментальных работ бурения алмазной коронкой*

Номер опыта	Значения факторов в кодовых обозначениях				Интервалы варьирования и уровень факторов	Осевая нагрузка, кН	Частота вращения, мин <sup>-1</sup>
	$B_0$	$P_{oc}$	$\omega$	$P_{oc} \cdot \omega$			
1	+	+	+	+	Основной уровень	10	435
2	+	+	–	–	Интервал варьирования	5	215
3	+	–	–	+	Нижний уровень	5	280
4	+	–	–	+	Верхний уровень	15	710
5	+	–	+	–	Кодовое обозначение	$P_{oc}$	$\omega$

В качестве факторов выбраны осевое усилие  $P_{oc}$  и частота вращения  $\omega$ , а количество промывочной жидкости фиксировалось на определенном постоянном уровне, применив третью скорость насоса НБ-3-120/40, что составило 30 л/мин. Поскольку выделено два влияющих фактора, значит, для получения результата нужно провести 4 опыта, и еще один опыт должен быть проверочным для расчета критериев адекватности и сходимости результатов опытных работ.

В качестве отклика будет фиксироваться время бурения интервала горной породы 1, 2 или 3 см в зависимости от величины механической скорости. Например, если скорость бурения будет невысокой – 1–5 м/ч, интервал может быть минимальным – 1 см; при более высокой скорости интервал бурения увеличивается до 2 см, а при скорости бурения 10–15 м/ч рекомендуемый интервал бурения составляет 5 см. Для получения достоверной информации следует на постоянных режимах бурения пробурить 3 интервала, а время бурения определить как среднее значение.

Для записи полученных в процессе эксперимента данных, готовится таблица 6.6, в которую в процессе эксперимента записываются отклики – время бурения интервала  $T$  и величина интервала, а также рассчитанные впоследствии значения механической скорости бурения  $v_m$ .

Скорость бурения по среднему значению времени  $T_{cp}$  бурения интервала  $l$  рассчитывается по формуле:

$$v_m = \frac{36l}{T_{cp}} \quad (6.10)$$

Для анализа модели процесса бурения уравнение регрессии воспроизводят в виде графиков равных скоростей в поле квадрата с вершинами  $(-P_{oc}; -\omega)$ ,  $(-P_{oc}; +\omega)$ ,  $(+P_{oc}; -\omega)$  – см. рис. 6.6.

Графики скоростей строят с шагом 1 или 2 м/ч.

Таблица 6.6

*План и результаты экспериментальных работ*

Номер опыта	Значения факторов в кодовых обозначениях				Значения откликов – $T$ – время бурения интервала, с/длина интервала, см				Механическая скорость бурения, м/ч $v_m$
	$B_o$	$P_{oc}$	$\omega$	$P_{oc} \cdot \omega$	$T_1$	$T_2$	$T_3$	$T_{cp}$	
1	+	+	+	+					
2	+	+	-	-					
3	+	-	-	+					
4	+	-	-	+					
5	+	-	+	-					

График на рис. 6.6 строится следующим образом. Принимается конкретное значение отклика  $v_m$  в пределах значений, полученных при эксперименте, затем задается величина  $P_{oc}$  и рассчитывается  $\omega$ .

Например, модель имеет вид

$$v_m = 2,5 + 2 \cdot P_{oc} + 1,5 \cdot \omega + 0,5 \cdot P_{oc} \cdot \omega \quad (6.11)$$

Принимаем  $v_m = 2$  м/ч и  $P_{oc} = 0$ , что позволяет рассчитать  $\omega = -0,33$ . Таким образом, на графике имеем точку на изолинии 2 м/ч с координатами  $P_{oc} = 0$  и  $\omega = -0,33$ .

Для более детального анализа процесса разрушения породы при бурении строятся графики зависимости углубления за один оборот инструмента на забое от осевой нагрузки при трех значения частоты вращения. Для этого на графике рис. 6.6 выбираются 3 значения частоты вращения min, med, max, и для точек пересечений с кривыми  $v_m$  определяются значения  $P_{oc}$ .

Углубление за один оборот инструмента на забое рассчитывается по формуле:

$$h_{об} = \frac{v_m}{60\omega}, \quad (6.12)$$

где  $\omega$  – частота вращения инструмента,

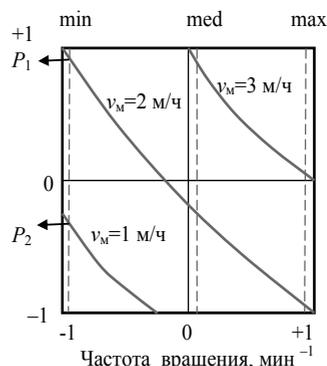


Рис.6.6. Графическая интерпретация математических моделей на отклик  $v_m$

мин<sup>-1</sup>.

$v_m$  – механическая скорость бурения, м/ч.

По результатам расчета  $h_{об}$ , при соответствующем на графике (рис. 6.6) значении  $P_{ос}$ , строится график  $h_{об} = f(P_{ос})$  (рис. 6.7). Каждый график строится на основании 2–5 точек, полученных с графиков на рис. 6.6 на вертикалях min, med, max, соответствующих различным значениям частоты вращения. Последнее необходимо с целью установления точной аналитической зависимости углубления за один оборот от осевой нагрузки.

Для шарошечного долота углубление за один оборот рассчитывается с использованием частоты вращения шарошек долота в формуле (6.12) вместо значения частоты вращения долота  $\omega$ :

$$\omega_m = \omega \cdot \frac{R_c}{r_m \cdot \sin\beta}, \quad (6.13)$$

где  $R_c$  – радиус скважины, м;

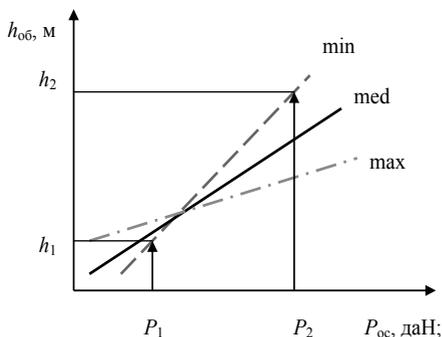


Рис. 6.7. Зависимость углубления за один оборот от осевой нагрузки и частоты вращения инструмента

$r_m$  – радиус шарошки по среднему венцу, м;

$\omega$  – частота вращения долота, мин<sup>-1</sup>;

$\beta$  – угол наклона оси шарошки по отношению к забою, град.

**Пример 7.** Построим график  $h_{об} = f(P_{ос})$ . Для этого выбираем минимальную (min)  $\omega = 230$  мин<sup>-1</sup>. Если верхний уровень  $\omega$  равен, например, 1 000, а нижний – 200 мин<sup>-1</sup>, т. е. 1 000 мин<sup>-1</sup> соответствует (+1) в кодовом обозначении, а  $\omega = 200$  мин<sup>-1</sup> – (-1), то в этом

случае на графике рис. 6.6  $\omega = 230$  мин<sup>-1</sup> будет соответствовать значению – 0,925. Проводим вертикальную линию с целью определения пересечений с кривыми  $v_m$  (таких пересечений должно быть не менее 3) и находим значения осевой нагрузки  $P_{ос}$  в натуральных величинах (используя уровни данного фактора) для каждого случая пересечения с графиком  $v_m$ , при одном значении  $\omega$  (значения  $P_1, P_2$  на рис. 6.6). Далее рассчитывается значение углубления за один оборот и строится график  $h_{об} = f(P_{ос})$  по соответствующим  $v_m$  значениям осевой нагрузки.

Анализ графиков, полученных при проведении работ по методике полного факторного эксперимента, позволяет выделить основные характеристики процесса разрушения пород при бурении.

Примеры графиков, подобных представленным на рис. 6.7, и их анализ, даны в первой главе (см. рис. 1.10 и 1.11).

#### 6.4. Методы поиска экстремума целевой функции

В процессе проведения эксперимента обычно стремятся найти такие условия реализации процесса, при которых может быть получен оптимальный результат. Как правило, он соответствует определенному экстремуму целевой функции.

Например, наиболее простым и чаще всего встречающимся примером в бурении может быть поиск сочетания режимных параметров, при которых достигается высокая механическая скорость или минимальная энергоемкость бурения (см. рис. 1.23).

При движении в область оптимальных условий чаще всего используется метод крутого восхождения (метод Бокса – Уилсона). Этот метод дает возможность найти оптимальную область за счет того, что при переходе от одной точки к другой предусмотрено одновременное изменение значений всех факторов. Выбор последующей точки эксперимента определяется

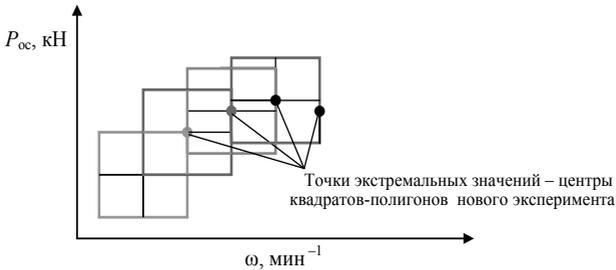


Рис. 6.8. Графическая интерпретация метода поиска оптимальных условий направлением наилучшего изменения параметра оптимизации. Особенности метода подробно рассмотрены (с решением числовых примеров) в работе [1]. Например, проведен эксперимент по оценке влияния осевого усилия и частоты вращения на механическую скорость бурения алмазными однослойной и импрегнированной коронками. Результаты обработки данных бурения представлены на рис. 2.26, а–г. Из графиков следует, что наибольшие в условиях эксперимента значения механической скорости получены при максимальных же значениях частоты вращения и осевой нагрузки. Таким образом, очевиден вывод о том, что поиск оптимальных значений осевой нагрузки и частоты вращения не завершен и его необходимо продолжить. Для этого следует организовать новый эксперимент, при котором точка, в которой получены максимальные в условиях эксперимента значения механической скорости, становится центром нового полигона (рис. 6.8). При рассмотрении компромиссных задач, связанных с учетом одновременно нескольких критериев оптимизации, наиболее эффективен метод случайного поиска. Он основан на шаговом движении в область оптимума в условиях, когда направление движения при каждом шаге выбирают как случайное из

совокупности возможных движений. Перемещение в факторном пространстве осуществляется от одной случайной точки к другой.

Чаще всего на практике применяют метод слепого поиска, который связан с движением в случайных направлениях, когда каждый следующий шаг выбирается независимо от остальных. Метод основан на сравнении значений функции цели в новых случайных точках и в точках, которые были найдены ранее. После нахождения точки с лучшими свойствами её запоминают (фиксируют значения критерия оптимизации и координаты точки), а затем продолжают случайный поиск более близкого приближения к оптимуму. Расчеты, связанные со стратегией случайного поиска, ведутся обычно с позиций теории вероятностей. После достижения области оптимума решают задачу детального изучения соответствующей части поверхности отклика с целью получения адекватной математической модели.

Информация об особенностях данного метода, а также эффективности методов *ортогонального* и *ротационного* планирования изложена в работе [1].

### 6.5. Метод случайного баланса

Метод случайного баланса основан на том, что если все эффекты, ответственные за объект исследования, расположить в порядке убывания вносимого ими вклада в дисперсию параметра оптимизации, то получится ранжированный ряд с убыванием экспоненциального типа. При приближенном воспроизведении с помощью небольшого числа опытов этого ранжированного ряда обычно можно выделить незначимые эффекты, которые относятся к шумовому полю, и несколько существенных эффектов, которые отсеивают, а затем учитывают в дальнейшей работе.

*Экспоненциальное убывание* (убывание в геометрической прогрессии) – убывание величины со скоростью, пропорциональной ее значению. Это означает, что любая экспоненциально убывающая величина, тем быстрее убывает, чем меньшее значение она принимает. Также это означает, что величина зависимой переменной и скорость ее убывания прямо пропорциональны.

Метод случайного баланса используется при реализации *насыщенного* или *сверхнасыщенного* планов эксперимента, когда их реализация не дает оценки всех коэффициентов. Указаниями на степень насыщенности плана является соотношение числа опытов плана эксперимента  $N$  и числа определяемых параметров  $l$ :

при  $N - l > 0$  планы эксперимента следует считать *ненасыщенными*;

при  $N - l = 0$  планы эксперимента являются *насыщенными*;

при  $N - l < 0$  планы эксперимента считаются *сверхнасыщенными*. В этом случае использование метода случайного баланса позволяет выделить существенные факторы эксперимента и произвести их ранжирование.

При сравнительно большом числе факторов ( $k \geq 7$ ) отсеивающие эксперименты обязательны, так как они позволяют исключить из дальнейшего изучения ряд незначимых факторов уже на первом этапе работы. Таким образом, производится сокращение числа опытов и существенно упрощается

изучение факторного пространства и описание поверхности отклика (параметра оптимизации).

При отсеивающих экспериментах методом случайного баланса работа осуществляется в две стадии: сначала по матрице случайного баланса ведут эксперимент с небольшим числом опытов и по диаграмме рассеяния узнают образ экспоненциальной кривой (характеризующей степень влияния факторов на параметр оптимизации), а затем эффекты, отобранные на шумовом поле с помощью диаграмм рассеяния визуально, уточняют посредством вычислений, известных из обычного дисперсионного анализа.

Построению матрицы планирования предшествуют кодирование факторов и выбор их уровней варьирования по всем правилам проведения полного факторного эксперимента.

Для построения матрицы случайного баланса используют случайный механизм (отсюда и название метода). Преимущественно используют двухуровневые случайно сбалансированные планы, хотя возможны и многоуровневые. Случайность порядка уровней достигается использованием таблицы случайных чисел. Иногда изучаемые факторы группируют в независимые полные или дробные факторные планы со стыковкой их в общую матрицу планирования с соблюдением условия  $\Sigma X_U = 0$ .

Число опытов выбирают с расчетом, чтобы оно было кратным 2 и превышало число  $k + 1$ , где  $k$  – число факторов. Это упрощает работу и позволяет оценить линейные эффекты во всех случаях.

Матрицу, предписывающую условия проведения отдельных опытов, можно строить двумя путями: используя случайное распределение уровней по столбцам с помощью известных таблиц случайных чисел (случайный баланс) или случайное смешивание регулярных дробных реплик факторного эксперимента. Второй путь построения матрицы наиболее распространен. Чистый случайный баланс считается менее эффективным, его рекомендуется применять только в случаях не столь ответственных или при варьировании факторов на разном числе уровней.

Когда матрица случайного баланса построена, ее пригодность проверяется специальными приемами. Матрица пригодна, если в ней нет полностью закоррелированных столбцов (знаки в столбцах двух различных эффектов не должны полностью совпадать или не совпадать). Кроме того, в матрице не должно быть столбцов, скалярное произведение которых на любой другой столбец дает столбцы с одинаковыми знаками.

После проведения эксперимента обрабатывают полученные данные с целью выделения факторов или их взаимодействия. Для этого строят диаграммы рассеяния (рис. 6.9). При построении диаграммы на оси ординат откладываются свойства  $y$ , а по оси абсцисс – изучаемые факторы  $x$ . Каждый фактор имеет ординату «+» и «-», т. е. на одной ординате откладываются значения  $y$ , которые получены при установлении фактора на уровне «+», на другой – на уровне «-».

Таким образом, для каждого фактора рассеяние точек представлено двумя группами, каждая из которых характеризуется медианным значением функции отклика. Медианой является такая линия, по обе стороны от которой лежат равные количества точек, независимо от их конкретных значений. Кроме того, обе группы характеризуются числом выступающих точек, которые могут быть в процессе обработки исключены из рассмотрения.

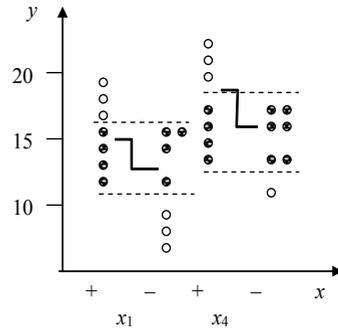


Рис. 6.9. Построение диаграмм рассеяния:

- – выступающие точки;
- ┌┐ – указатель положения медианных значений

Наибольшее значение  $\eta$  свидетельствует о существенности фактора.

Для выделения существенных факторов выбирают два-три фактора, имеющих максимальную разность между медианами или максимальное число выделяющихся точек. Строят таблицу с двумя или тремя входами, выписывая при этом из матрицы планирования значения функций отклика в ту клетку, которая соответствует комбинации знаков в данном опыте. В каждой клетке таблицы вычисляют средние арифметические  $\bar{y}_i$  (табл. 6.7).

Таблица 6.7

*Подготовка данных для оценки линейных эффектов*

$x_1$	$x_4$	+	$x_4$	-
		$x_7 +$	$x_7 -$	$x_7 +$
+	$y_{14}$	$y_2$	$y_6$	$y_8$
	$y_{16}$	$y_4$	$y_{12}$	$y_{10}$
	$y_1$	$y_2$	$y_5$	$y_6$
-	$y_1$	$y_3$	$y_5$	$y_9$
			$y_{11}$	
	$y_{15}$	$y_{13}$	$y_{11}$	$y_8$
	$y_3$	$y_4$	$y_7$	

В дальнейшем определяют коэффициенты регрессии для выделенных факторов

$$b_i = \frac{1}{2} b_i^1, \quad (6.14)$$

где  $b_i^1$  –  $i$ -ый эффект, определяемый, например, для  $x_1$ ,  $x_4$  и  $x_7$  по формулам (табл. 6.7).

$$x_1 = b_1^1 = \frac{y_1 + y_2 + y_5 + y_6}{4} - \frac{y_3 + y_4 + y_7 + y_8}{4}, \quad (6.15)$$

$$x_4 = b_4^1 = \frac{y_1 + y_2 + y_3 + y_4}{4} - \frac{y_5 + y_6 + y_7 + y_8}{4}, \quad (6.16)$$

$$x_7 = b_7^1 = \frac{y_1 + y_3 + y_5 + y_7}{4} - \frac{y_2 + y_4 + y_6 + y_8}{4}. \quad (6.17)$$

Статистическая значимость эффектов может быть проверена по формуле

$$t_{x_i}^{\text{экс}} = \frac{4b_i^1}{S_R \sqrt{\sum \frac{1}{n_i}}}, \quad (6.18)$$

где  $b_i^1$  – эффект, рассчитанный по указанным выше формулам для каждого фактора;

$S_R$  – среднеквадратическая ошибка, характеризующая отклонения средних по клеткам;

$n_i$  – число наблюдений в  $i$ -ой клетке.

Отклонение среднего в каждой клетке определяет дисперсия

$$S_{R_i}^2 = \frac{\sum y_i^2}{n_i - 1} - \frac{(\sum y_i)^2}{n_i(n_i - 1)}. \quad (6.19)$$

Среднеквадратическая ошибка  $S_R^2$  определяется как среднее значений  $S_{R_i}^2$ .

Экспериментальное значение  $t_{x_i}^{\text{экс}}$  сравнивается с табличным при числе степеней свободы  $\nu = \sum n_i - a$ , где  $a$  – число среднеарифметических значений в таблице с несколькими входами.

После выделения эффектов проводят корректировку исходных данных путем уменьшения тех  $y_i$ , которые соответствуют факторам  $x_i$ , находящимся на уровне «+», на эффект  $b_i^1$ . Получают новый набор данных  $y_i'$ , освобожденный от фактора  $x_i$ . Далее процесс выделения существенных факторов повторяется до тех пор, пока выполняется условие

$$F_p = \frac{S_r^2}{S_0^2} > F_T,$$

где  $S_r^2$  – оценка дисперсии результатов эксперимента относительно их среднеарифметического значения на  $r$ -м шаге процедуры;

$S_0^2$  – ошибка опыта, полученная по нескольким параллельным наблюдениям.

**Пример 1.** Необходимо выбрать оптимальные конструктивные параметры компонок, предназначенных для снижения интенсивности естественного искривления при бурении шарошечными долотами.

В геологоразведочной экспедиции №324 производственно-геологического объединения «Сосновгеология» при бурении плановых скважин проведены производственные испытания опытных компонок в объеме 1 200 м. Для определения оптимальных значений конструктивных параметров компонок полученные результаты (значения зенитных и азимутальных углов скважин) обработаны методом случайного баланса.

Влияющими факторами (конструктивными параметрами) на процесс искривления скважин принимались:

- степень центрирования компоновок в скважине (определялась как величина радиального зазора)  $x_1$ ;
- смещение центра тяжести поперечного сечения компоновки от оси вращения  $x_2$ ;
- устойчивость компоновки (определялась по величине критической силы при расчете на устойчивость при длине компоновки 5 м и шарнирной заделке нижнего и жесткой заделке верхнего концов)  $x_3$ .

Для устранения других влияющих факторов на процесс искривления в матрице планирования собраны данные по бурению скважин диаметром 59 мм только долотами типа ДДА-59, а при бурении использованы только колонны СБТМ-50. Из рассмотрения с целью избежания случайных ошибок были исключены данные о бурении, по которым имелось менее трех замеров азимутального и зенитного углов (интервалы инклинометрии менее 40 м, а интервалы бурения менее 50–55 м).

Интервалы варьирования факторов (изменения значений параметров компоновок) даны в табл. 6.8.

Таблица 6.8

**Интервалы варьирования факторов**

Действительные значения факторов	$x_1$ , мм		$x_2$ , мм		$x_3$ , даН	
	0	1	более 1	0	7 000	3 525
Кодированные значения факторов	+1	-1	+1	-1	+1	-1

Обработка данных позволила построить матрицу случайного баланса (табл. 6.9) с тремя откликами:

- интенсивность изменения зенитного угла  $i_\theta$ , град./10 м;
- интенсивность изменения азимутального угла  $i_\alpha$ , град./10 м;
- интенсивность изменения полного угла искривления  $i_\gamma$ , град./10 м.

В результате обработки данных испытаний опытных образцов компоновок с различными значениями параметров  $x_1$ ,  $x_2$ ,  $x_3$  получены модели влияния факторов, заложенных в конструкцию компоновок на интенсивность зенитного, азимутального и полного углов искривления скважин, что позволило не только оценить эффективность технических средств, но и выбирать наиболее оптимальные значения параметров и сочетания параметров в одной конструкции компоновки.

Полученные модели выглядят следующим образом.

$$i_\theta = 0,27 - 0,07x_1 - 0,12x_2 - 0,09x_3 + 0,08x_1x_2; \quad (6.20)$$

$$i_\alpha = 1,1 - 0,31x_1 - 0,23x_2 - 0,26x_3 + 0,48x_2x_3; \quad (6.21)$$

$$i_\gamma = 0,43 - 0,12x_1 - 0,11x_2 + 0,09x_1x_2 + 0,08x_1x_3 + 0,2x_2x_3. \quad (6.22)$$

Таблица 6.9

Матрица случайного баланса с тремя откликами

Номер опыта	$x_1$	$x_2$	$x_3$	$x_1x_2$	$x_1x_3$	$x_2x_3$	$i_0$ , град/10 м	$i_a$ , град/10 м	$i_\gamma$ , град/10 м
1	-	-	-	+	+	+	0,55	0,67	0,58
2	-	-	-	+	+	+	0,23	0,7	0,33
3	-	-	-	+	+	+	0,5	0,75	0,53
4	-	-	-	+	+	+	0,27	2,3	0,77
5	-	-	-	+	+	+	0,8	3,6	1,2
6	+	-	+	-	+	-	0,03	0,5	0,125
7	-	-	+	+	-	-	0,16	0,75	0,24
8	-	-	+	+	-	-	0,25	1,0	0,36
9	+	-	+	-	+	-	0,125	0,25	0,15
10	-	-	+	+	-	-	0,4	0,6	0,45
11	-	-	-	+	+	+	0,63	3,1	1,02
12	+	+	-	+	-	-	0,02	0,25	0,1
13	-	+	+	-	-	+	0,0	1,5	0,4
14	-	+	-	-	+	-	0,09	0,06	0,06
15	-	-	+	+	-	-	0,03	0,66	0,23
16	+	-	+	-	+	-	0,2	1,0	0,33

По моделям (6.20)–(6.22) построены графики, позволяющие интерпретировать эти модели при закрепленных значениях фактора  $x_3$  на трех уровнях:  $-1$ ;  $0$ ;  $+1$ .

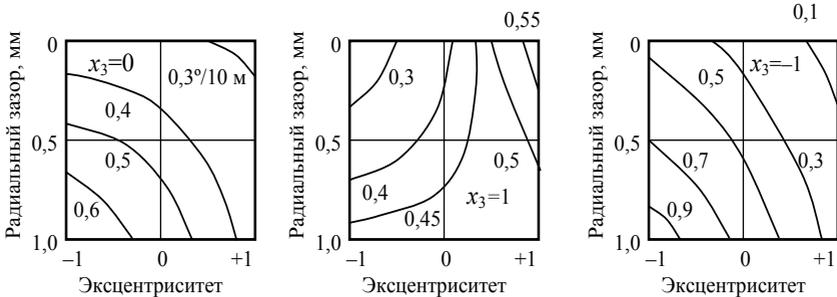


Рис. 6.10. Графическая интерпретация уравнений  $i_\gamma$

На рис. 6.10 приведена графическая интерпретация уравнения (6.22) при различных значениях устойчивости компонок ( $x_3 = 0$  – средняя устойчивость;  $x_3 = 1$  – максимальная устойчивость, присущая предаварительно-напряженной конструкции компонок);  $x_3 = -1$  – минимальная устойчивость, присущая обычной компоновке).

Анализ данных показывает, что для успешного снижения интенсивности естественного искривления при бурении шарошечными долотами компоновка должна отвечать следующим параметрам:

- иметь минимально заданную в условиях эксперимента устойчивость;
- иметь минимальный радиальный зазор со стенкой скважины;

– иметь эксцентриситет центра тяжести, при этом эксцентриситет должен увеличиваться по мере роста радиального зазора.

Компоновка с такими параметрами может изготавливаться из толстостенной трубной заготовки путем придания ей формы в виде двухгранного поперечного сечения (рис. 6.11). При  $\alpha = 85\text{--}90^\circ$  такая компоновка имеет осевой момент инерции  $J = 25\text{--}29 \text{ см}^4$  и эксцентриситет поперечного сечения, равный  $0,6\text{--}0,76 \text{ см}$ .

Таким образом, в результате обработки имеющихся данных методом случайного баланса выявлены оптимальные параметры буровой компоновки, отвечающие условиям производительного бурения скважин в условиях их естественного искривления.

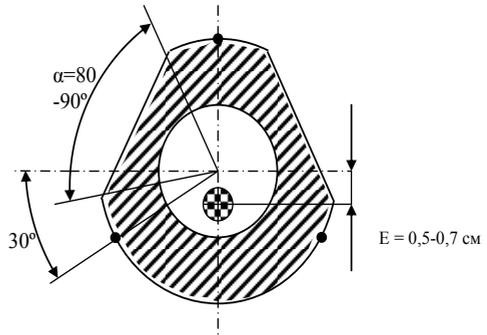


Рис. 6.11. Форма поперечного сечения компоновки с оптимальными параметрами

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Оптимизация процессов при геологоразведочном бурении и при реализации технологий проходки горно-разведочных выработок является важнейшим и основополагающим элементом технического прогресса при разведке месторождений полезных ископаемых. При системном походе к решению многих задач, стоящих перед геологическим предприятием, оптимизация работ по проведению скважин и других горных геологоразведочных выработок является важнейшей задачей, ибо оптимальная реализация разведочных буровых и горно-проходческих работ во многом определяет результативность и эффективность выполнения задач по иным направлениям деятельности предприятия.

В связи с этим хотелось бы подчеркнуть следующее:

– для успешной реализации методов оптимизации и автоматизации процессов бурения и проходки горно-разведочных выработок на предприятиях необходимо создавать технологические группы, члены которых способны грамотно проектировать и управлять процессами строительства разведочных скважин и горно-разведочных выработок с использованием современной аппаратуры и методов оптимального управления производственными процессами;

– оптимизация буровых процессов, геологоразведочного производства немислима без использования аппаратуры и средств автоматки;

– в процессе производственной деятельности должны быть решены вопросы оснащения технологической группы геологоразведочных

предприятий контрольно-измерительной регистрирующей аппаратурой с новой элементной базой;

– требуется уделить внимание разработке «буровых» алгоритмов и их реализации в автоматических системах управления процессом бурения скважин;

– является важным направлением развитие работ по компьютеризации процесса бурения, например, следует развивать программное обеспечение компьютерных систем, обеспечивающих оптимизацию процесса бурения по сумме критериев с контролем глобального критерия – стоимости 1 м бурения скважины;

– одним из направлений, развитие которого невозможно без методов оптимизации, является направление по созданию автоматизированных буровых комплексов;

– методы оптимизации должны использоваться на всех этапах создания буровой и горно-проходческой техники и инструмента, выборе оборудования и инструмента для производства работ, а также при анализе эффективности процессов геологоразведочных работ.

Применение методов оптимизации на производстве требует от специалистов специальной и углубленной подготовки в области компьютерных технологий и математических методов, знание средств и методик сбора и анализа данных, понимания необходимости создания высокотехнологичных автоматизированных систем производства буровых и горно-проходческих работ. Настоящее учебное пособие вводит обучающихся в круг этих основных задач, задавая направления их профессионального роста.

### ***Контрольные вопросы***

- 1. Назовите цели и задачи оптимизации процессов в геологоразведочном производстве.*
- 2. Каковы методы и средства оптимизации, основные направления развития средств и методов оптимизации?*
- 3. Как используются программы инженерного компьютерного анализа для решения задач оптимизации техники, технологии и организации производственной деятельности?*
- 4. Перечислите технологические критерии оптимизации буровых работ, их достоинства и недостатки.*
- 5. Дайте определение механической скорости бурения как критерию оптимизации процесса бурения.*
- 6. Как производится оценка оптимального времени нахождения бурового инструмента на забое?*
- 7. Дайте определение энергоемкости разрушения горных пород при бурении как критерию оптимизации бурения.*
- 8. В чем сходство критерия углубление за один оборот и критерия RPI по методике управления процессом бурения компании Voart Longyear?*
- 9. Назовите технологические решения оптимизации процесса бурения, связанные с интенсификацией разрушения горных пород.*

10. Назовите комплексные стоимостные критерии оптимизации буровых работ – стоимость метра проходки скважин и др.
11. Каковы методы поиска оптимальных условий и параметров режима бурения при управлении процессом бурения?
12. Назовите методы и средства исследования объектов при оптимизации.
13. В чем основные условия и закономерности динамики бурильных колонн и её влияние на эффективность бурения?
14. Какие стендовые исследования механики бурильных колонн Вам известны?
15. Назовите направления совершенствования и оптимизации работы бурильных колонн.
16. Каковы основные направления оптимизации горно-проходческих работ?
17. Какие осуществляют направления оптимизация процесса буровзрывных работ?
18. Как определяется влияние удельного расхода взрывчатых веществ на эффективность горно-проходческих работ?
19. В чем проявляется влияние длины шпуров и типа вруба на эффективность проходки горных выработок?
20. Назовите методы математической статистики и планирования эксперимента, используемые при оптимизации.
21. Для чего предназначены методы планирования экспериментальных работ?
22. Каково назначение метода наименьших квадратов?
23. Назовите методы поиска экстремума целевой функции.
24. Каковы возможности и назначение метода случайного баланса?
25. В чем сущность метода дробный факторный эксперимент?

## Список литературы

1. Адлер, Ю. П. Введение в планирование эксперимента / Ю. П. Адлер. – М. : Metallurgy, 1968. – 155 с.
2. Адлер Ю. П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий / Ю. П. Адлер, Е. В. Маркова, Ю. В. Грановский. – М. : Наука, 1976. – 279 с.
3. Алмазосберегающая технология бурения / Г. А. Блинов, В. И. Васильев, М. Г. Глазов [и др.]. – Л. : Недра, 1989. – 184 с.
4. Башкатов, Д. Н. Оптимизация процесса бурения : учеб. пособие для вузов. / Д. Н. Башкатов. – М. : РГГРУ, 2005. – 331 с.
5. Башкатов, Д. Н. Планирование эксперимента в разведочном бурении / Д. Н. Башкатов. – М.: Недра, 1985. – 181 с.
6. Ганджумян, Р. А. Математическая статистика в разведочном бурении / Р. А. Ганджумян. – М. : Недра, 1990. – 218 с.
7. Еркалов, В. И. Оптимизация процесса бурения методами планирования экспериментов : учеб. пособие / В. И. Еркалов. – Свердловск: Изд-во. Свердл. горн. ин-та, 1987. – 80 с.
8. Кардыш, В. Г. Энергоемкость бурения геологоразведочных скважин / В. Г. Кардыш, Б. В. Мурзаков, А. С. Окмянский. – М. : Недра, 1984. – 201 с.
9. Козловский, Е. А. Автоматизация геологоразведочного бурения / Е.А.Козловский. – М. : Недра, 1977. – 215 с.
10. Козловский, Е.А. Оптимизация процесса разведочного бурения / Е. А. Козловский, Р. Х. Гафиятуллин. – М. : Недра, 1975. – 303 с.
11. Корнилов, Н. И. Технология бурения скважин алмазным инструментом при высоких скоростях вращения/ Н. И. Корнилов, Г. А. Блинов, П. Н. Курочкин. – М. : Недра, 1978. – 237 с.
12. Нескоромных, В. В. Методологические и правовые основы инженерного творчества: учеб. пособие / В. В. Нескоромных, В. П. Рожков – Иркутск : Изд-во. ИрГТУ, 2011. – 304 с.
13. Нескоромных, В. В. Направленное бурение и основы кернометрии: учеб. пособие / В. В. Нескоромных. – Красноярск : Изд-во. СФУ, 2012. – 324 с.
14. Нескоромных, В. В. Проектирование скважин на твердые полезные ископаемые : учеб. пособие / В. В. Нескоромных. – Красноярск : Изд-во. СФУ, 2012. – 294 с.
15. Нескоромных, В. В. Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ : учеб. пособие / В. В. Нескоромных. – Красноярск : Изд-во. СФУ, 2012. – 297 с.
16. Повышение эффективности колонкового алмазного бурения / Б. И. Воздвиженский, Г. А. Воробьев, Л. К. Горшков [и др.]. – М. : Недра, 1990. – 208 с.
17. Рогинский, В. М. Повышение эффективности проходки горизонтальных выработок / В. М. Рогинский. – М. : Недра, 1978. – 150 с.
18. Техника и технология высокоскоростного бурения / Г. А. Блинов, О. А. Буркин, О. А. Володин [и др.]. – М. : Недра, 1982. – 408 с.

19. Штоф, В. А. Моделирование и философия / В. А. Штоф. – М.–Л. : Наука, 1966. – 301 с.

## Содержание

ВВЕДЕНИЕ	3
1. МЕТОДЫ, СРЕДСТВА И КРИТЕРИИ ОПТИМИЗАЦИИ	6
1.1. Общие сведения о методах, средствах и критериях оптимизации	6
1.2. Технологические критерии оптимизации буровых работ	14
1.3. Комплексные критерии оценки оптимальности бурового процесса	39
1.4. Методика определения оптимальных параметров режима и условий бурения скважин	54
2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ, НАПРАВЛЕННЫЕ НА ОПТИМИЗАЦИЮ ПРОЦЕССА БУРЕНИЯ СКВАЖИН	74
2.1. Оптимизация параметров режима алмазного бурения	74
2.2. Технологические решения оптимизации процесса бурения	79
2.3. Оптимизация режима и условий промывки	89
2.4. Выбор оптимальной по эффективности буровой техники	92
3. МЕТОДЫ И СРЕДСТВА ИССЛЕДОВАНИЯ И ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ БУРЕНИЯ	106
3.1. Методы исследования объектов	106
3.2. Стендовые исследования механики бурильных колонн при вращательном бурении	110
3.3. Основные аспекты построения модели «Бурение»	117
4. АВТОМАТИЗИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ БУРЕНИЯ	138
4.1. Общие сведения об автоматизированных системах управления	138
4.2. Автоматизированные системы управления процессом бурения скважин	143
5. ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ	153
5.1. Основные признаки прогрессивности технологических процессов при проведении горно-проходческих работ	153
5.2. Основные направления повышения эффективности буровзрывных работ	154
5.3. Оптимизация параметров буровзрывных работ	163
6. МЕТОДЫ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКИ И ПЛАНИРОВАНИЯ ЭКСПЕРИМЕНТА ПРИ ПОИСКЕ ОПТИМАЛЬНЫХ УСЛОВИЙ	170
6.1. Общие положения теории	170
6.2. Метод наименьших квадратов	172
6.3. Полный факторный эксперимент	177
6.4. Методы поиска экстремума целевой функции	186
6.5. Метод случайного баланса	187
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	193
Контрольные вопросы	194
Список литературы	196

*По вопросам приобретения книг обращайтесь:*  
**Отдел продаж «ИНФРА-М» (оптовая продажа):**  
127282, Москва, ул. Полярная, д. 31В, стр. 1  
Тел. (495) 280-15-96; факс (495) 280-36-29  
E-mail: books@infra-m.ru

•  
**Отдел «Книга—почтой»:**  
тел. (495) 280-15-96 (доб. 246)

---

*Учебное издание*

*Вячеслав Васильевич Нескоромных*

## **ОПТИМИЗАЦИЯ В ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ**

Учебное пособие

Подписано в печать 25.07.2014.  
Формат 60×90/16. Бумага офсетная. Гарнитура Newton.  
Усл. печ. л. 12,5. Уч.-изд. л. 12,92.  
Тираж 300 экз. Заказ №  
Цена свободная.

ТК 296100-13269-250714

ООО «Научно-издательский центр ИНФРА-М»  
127282, Москва, ул. Полярная, д. 31В, стр. 1  
Тел.: (495) 280-15-96, 280-33-86. Факс: (495) 280-36-29  
E-mail: books@infra-m.ru <http://www.infra-m.ru>