

**20-летию Академии
горных наук Украины
ПОСВЯЩАЕТСЯ**

**ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ПРОЕКТИРОВАНИЯ
СИСТЕМ УГОЛЬНЫХ ШАХТ, ПРОЦЕССОВ
ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ И ЗАБОЙНОГО
ОБОРУДОВАНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ
МАТЕМАТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

Монография

*Под общей редакцией
академика Академии горных наук Украины, доктора
технических наук, профессора **Гребенкина С.С.** и
академика Академии наук технической кибернетики Украины,
доктора технических наук, профессора **Павлыша В.Н.***

Донецк
«ВИК»
2011

УДК 622.012.2
ББК ИЗ1
ТЗЗ

Авторы: Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Рябичев В.Д., Стадник Н.И., Керкез С.Д.,
Топчий С.Е., Попов С.О., Гродзинский П.Я., Зензеров В.И., Воробьев Е.А.,
Поповский В.Н., Барташевский С.Е., Елизаров А.А.

Рекомендовано к печати Луганским научно-техническим центром
Академии горных наук Украины (протокол №5 от 17.06.2011г.)

Рецензенты:

Антипов И.В. – лауреат Государственной премии Украины в области
науки и техники, доктор технических наук, профессор,
зам. директора ИФГП НАН Украины (г. Донецк)

Волошин А.И. – член-корр. НАН Украины, доктор технических наук,
профессор, зав. отделом ИГТМ НАН Украины
(г. Днепропетровск)

Самуся В.И. – доктор технических наук, профессор, зав. кафедрой НГУ
(г. Днепропетровск)

Теория и практика проектирования систем угольных шахт,
ТЗЗ процессов подземных горных работ и забойного оборудования с
применением математического моделирования: монография /
Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Рябичев В.Д. и др.; под общ. ред.
Гребенкина С.С. и Павлыша В.Н. – Донецк: ВИК, 2011. – 390 с.

ISBN 978-966-430-111-1

Описаны современные методы проектирования систем горного предприятия,
основанные на использовании математических моделей и численных методов
расчетов параметров. Рассмотрены современные тенденции математического
моделирования и расчетов основных технологических систем угольной шахты.
Даны рекомендации по расчетам и оценке вариантов вскрытия и подготовки новых
горизонтов.

В едином комплексе рассмотрен круг вопросов, обеспечивающих реализацию
технологии, а именно, моделирование и расчеты систем воздействия на угольные
пласты для управления их состоянием с целью повышения уровня безопасности
подземных горных работ, вопросы экологии, а также вопросы моделирования и
расчета параметров забойного оборудования.

Книга предназначена для научных сотрудников и инженерно-технических
работников угольных предприятий, а также для аспирантов и студентов старших
курсов горных вузов.

УДК 622.012.2
ББК ИЗ1

ISBN 978-966-430-111-1 © Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Рябичев В.Д.,
Стадник Н.И., Керкез С.Д., Топчий С.Е., Попов С.О.,
Гродзинский П.Я., Зензеров В.И., Воробьев Е.А.,
Поповский В.Н., Барташевский С.Е., Елизаров А.А.,
2011

ПРЕДИСЛОВИЕ

Практикой ведения горных работ по добыче угля установлено, что эффективность работы шахты во многом зависит от современных тенденций выбора и расчета основных ее технологических систем. При этом не менее важными эти вопросы являются и для систем воздействия на угольные пласты как средства управления их состояния с целью предотвращения проявлений основных опасностей при подземной угледобыче, а также забойных машин и оборудования, которые обеспечивают реализацию технологических требований по разработке угольных пластов.

Известно, что добыча угля украинскими шахтами сегодня ведется на больших (более 1000 м) глубинах залегания угольных пластов в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях отработки.

Резко изменились свойства и поведение массива горных пород, а высокопроизводительные механизированные комплексы, обеспечивая большие темпы подвигания очистного забоя, требуют новых подходов к выбору и расчету параметров систем их передвижения и управления горнодобывающим оборудованием в плоскости пласта.

Комплексное сочетание этого круга проблем вызывает необходимость применения современных методов расчетов параметров систем, как предприятия в целом, так и отдельных звеньев горнодобывающего оборудования по реализации технологии добычи угля.

Обобщение практических результатов последних лет в области математического моделирования и специфических расчетов в области горной технологии, с учетом достижений отраслевой науки и ряда собственных работ авторов, и составило научно-техническую мотивацию написания предлагаемой читателям монографии.

Авторы монографии, не претендуя на полноту охвата всех проблемных вопросов создания современных горных технологий, надеются на то, что монография в целом и ее отдельные разделы найдут своего читателя как среди работников отраслевой науки, так и в среде практических инженерно-технических работников угольных шахт и производственных объединений.

Нам будет интересно видеть среди наших читателей преподавателей и сотрудников горных вузов, магистрантов, аспирантов и студентов-старшекурсников.

С глубоким уважением к нашим читателям, по поручению авторского коллектива, редакторы монографии:

академик Академии горных наук
Украины, доктор технических наук,
профессор Гребенкин С.С.



академик Академии наук технической
кибернетики Украины, доктор технических
наук, профессор Павлыш В.Н.



ВВЕДЕНИЕ

Важнейшим этапом разработки проектов комплексных технологических систем является построение математической модели объекта. На базе математической модели формируются критерии оценки проекта и ограничения, выбираются структура и параметры системы, технические средства реализации проекта. Для технологических процессов могут быть построены различные по полноте и сложности описания математические модели. Основным фактором, определяющим полноту и точность математической модели, является цель моделирования. Целью разработки модели могут быть:

- 1) исследование закономерностей и свойств системы или процесса (гносеологическое моделирование);
- 2) разработка проекта системы или процесса с использованием результатов моделирования;
- 3) непосредственное использование модели в системе управления объектом.

Существует два основных метода построения математических моделей:

- 1) разработка модели на базе физических законов, определяющих состояние системы и характер протекания процессов;
- 2) экспериментально-статистические методы построения модели.

Экспериментально-статистические методы сводятся к построению весовой (импульсной переходной) функции объекта, которая полностью определяет его статистические и динамические свойства. На базе экспериментальных данных, полученных в процессе нормального функционирования объекта, определяются весовые функции различных одномерных каналов типа «технология разработки пласта», «технологическая схема воздействия на угольный пласт», «управление передвижением забойного оборудования» и т.д.

Экспериментально-статистический метод построения моделей обладает рядом недостатков: требует большого количества труднодоступной информации о процессе, получаемые модели работают лишь в узком диапазоне изменения параметров. В силу

указанных недостатков экспериментально-статистический метод не нашел широкого использования в практике, однако в ряде случаев такой метод является единственно возможным в определенных условиях.

Для математического моделирования технологических процессов и систем более удобным и информативным в инженерном отношении и универсальным является первый метод построения, базирующийся на физических законах.

Построение модели на базе физических законов сводится к следующим этапам:

- 1) обоснование и выбор структуры математической модели на основании физических соображений и целей моделирования;
- 2) оценивание параметров модели по имеющимся данным о системе или процессе;
- 3) проверка адекватности математической модели реальному процессу или объекту.

В данной монографии при проектировании систем угольных шахт, процессов подземных горных работ и забойного оборудования используются математические модели каждого из рассмотренных типов.

Раздел 1. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СИСТЕМ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ*

1.1. Теоретические основы, задачи и схемы процесса принятия решений

Каждая проблема принятия решения имеет свои особенности, но у всех проблем есть и общие компоненты:

- наличие определенной исходной ситуации;
- наличие не менее двух вариантов решения;
- последствия при выборе каждого из вариантов.

Общий подход к решению проблемы выбора [1]:

- исследовать собственно проблему;
- уяснить исходную ситуацию;
- сформировать возможные решения;
- описать последствия этих решений;
- оценить возможные варианты решений и последствия решений;
- выбрать решения;
- обобщить опыт принятия решений.

Эта общая схема конкретизируется в соответствии с характером задачи. Если по своей сути перед нами задача принятия решений при проектировании технологических операций, то можно назвать следующие логические элементы:

- выделение цели или совокупности целей;
- выделение альтернативных средств, при помощи которых можно достичь цели;
- определение необходимых ресурсных затрат для каждой альтернативы;
- построение математической или логической модели, то есть определение зависимости между целями, альтернативными средствами их достижения, окружающей средой и ресурсами;
- определение критерия выбора предпочтительной альтернативы;
- проведение необходимых расчетов, их анализ, внесение, при необходимости, соответствующих коррективов;
- собственно принятие решения и его исполнение.

* В написании раздела принимали участие: Гребенкина А.С., Дьячков П.А., Крохмалева Е.Г.

Если задачей является принятие решений по проектированию шахты как предприятия, представляющего собой совокупность систем, то можно выделить следующие этапы:

- определение целей производственной деятельности;
- выявление проблем, трудностей в процессе достижения этих целей;
- исследование проблем и постановка диагноза;
- поиск и оценка альтернатив, выбор лучшего решения;
- согласование решений и их утверждение;
- подготовка к вводу решения в действие;
- управление осуществлением решения;
- проверка эффективности принятого решения, внесение необходимых корректив.

Общими в подходе к решению проблемы выбора являются и следующие пять аспектов:

- КТО должен (или хочет) решать?
- ГДЕ, то есть на каком месте, в каком окружении, при каких обстоятельствах и граничных условиях предстоит принять решение?
- КОГДА (до какого срока или как часто) надо принимать решение?
- КАК (каким образом или в какой форме) должно быть выражено решение?
- ЧТО обуславливает решение? В чем его цель?
- ДЛЯ ЧЕГО оно служит? Зачем его надо принимать?

Наконец, надо заметить, что обсуждение процесса разработки и принятия решения - это фактически тоже моделирование. При таком моделировании, конечно, надо следовать определенным принципам. К моделям принятия решений предъявляют следующие требования:

- *корректность* (математическая и формально-логическая непротиворечивость модели, невозможность получения в ее рамках бессмысленных, принципиально невозможных или противоречащих друг другу результатов);
- *адекватность* (правильность отражения в модели моделируемых принципов и особенностей процесса принятия решения);
- *полнота* (и достаточный объем адекватного отражения основных принципов, лежащих в основе принятия решения);

- *универсальность* (возможность ее применения к достаточно широкому классу ситуаций).

Рассмотрим некоторые процедуры выбора. Прежде всего, отметим, что при использовании любой из них важно иметь как можно более полный перечень возможных решений, из которых выбирается лучшее. Самая хорошая процедура не даст того варианта решения, который не попал в поле зрения. По-видимому, наиболее простая процедура выбора схематически изображена на рис. 1.1.

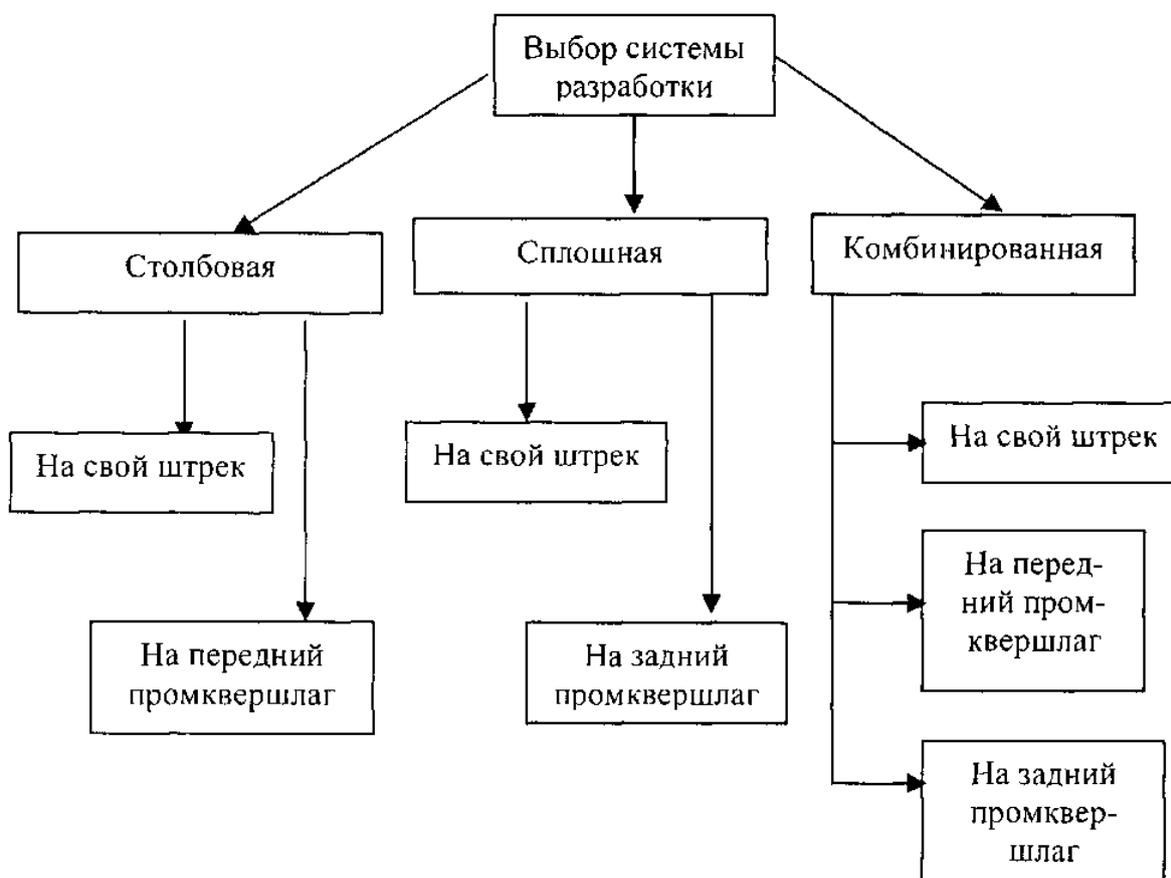


Рис. 1.1. Схема возможных вариантов

Возможные варианты довольно легко приходят в голову, хорошо группируются, анализируются и оцениваются. Более подробное и более объемное представление проблемы дает целостное дерево решений [2, 3, 4].

Построение дерева решений входит в систему методов ситуационного анализа и используется в случаях, когда

прогнозируемая ситуация может быть структурирована таким образом, что выделяются ключевые моменты, в которых либо нужно принимать решение с определенной вероятностью, либо также с определенной вероятностью наступает некоторое событие. Именно для формализованного описания подобных ситуаций и используется *построение дерева решений*.

Логику метода рассмотрим на примере.

Пример 1.1. Проектировщику нужно принять решение о целесообразности приобретения либо очистного оборудования $M1$, либо оборудования $M2$. Оборудование $M2$ более экономично, что обеспечивает больший доход на 1 тонну добытого угля, вместе с тем оно более дорогое и требует относительно больших расходов на его эксплуатацию.

	Постоянные расходы, грн.	Доход на единицу продукции, грн.
Оборудование $M1$	30000	40
Оборудование $M2$	42000	48

Процесс принятия решения может быть выполнен в несколько этапов.

Этап 1 - определение цели. В качестве критерия выбирается максимизация математического ожидания прибыли.

Этап 2 - определение набора возможных действий для рассмотрения и анализа (контролируются лицом, принимающим решение).

Проектировщик может выбрать один из двух вариантов:

$a_1 = \{\text{покупка } M1\}$ либо

$a_2 = \{\text{покупка } M2\}$.

Этап 3 - оценка возможных исходов и их вероятностей (носят случайный характер). Проектировщик оценивает возможные варианты годового спроса на добываемый уголь и соответствующие им вероятности следующим образом:

$x_1 = 12000$ единиц с вероятностью 0,4;

$x_2 = 20000$ единиц с вероятностью 0,6;

$P(x_1) = 0,4$; $P(x_2) = 0,6$.

Этап 4 - оценка математического ожидания возможного дохода. Выполняется с помощью дерева решений (рис. 1.2).

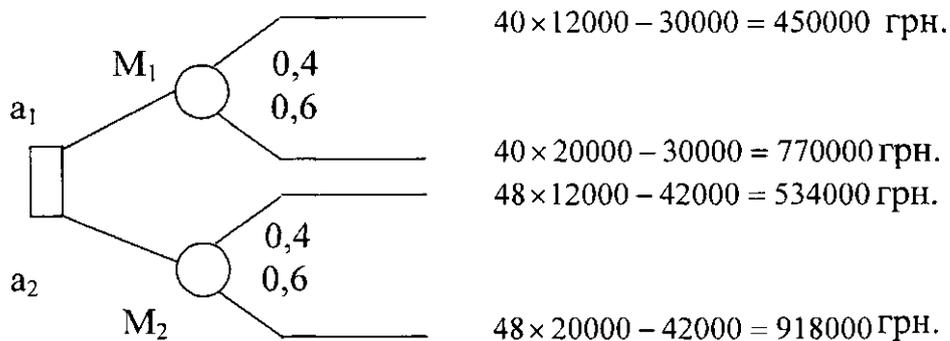


Рис. 1.2. Дерево решений

Из приведенных на схеме данных можно найти математическое ожидание возможного исхода по каждому проекту:

$$E(Ra1) = 450000 \times 0,4 + 770000 \times 0,6 = 642000 \text{ грн.}$$

$$E(Ra2) = 534000 \times 0,4 + 918000 \times 0,6 = 764400 \text{ грн.}$$

Таким образом, вариант с применением оборудования M_2 является экономически более целесообразным.

При принятии решений достаточно широко используется процедура, известная под названием «морфологический анализ». Несколько упрощая суть этого метода, можно представить его так. Составляется таблица, в левой колонке которой могут быть перечислены, скажем, объекты воздействия, а в верхней строке - возможные способы воздействия (мероприятия). Затем клетки заполняются возможными воздействиями на данный объект какими-либо вариантами данного способа. Достоинство метода в том, что можно целенаправленно формировать как объекты воздействия, так и способы воздействия, а затем систематически исследовать различные варианты.

В рамках морфологического анализа можно рассматривать и задачи с достаточно большим числом варьируемых переменных, (то есть не только те две переменные, объект-способ воздействия, о которых написано раньше). В конечном счете, принятие решений основывается на разнообразных методах и приёмах, которые постоянно развиваются и совершенствуются.

Существуют различные классификации указанных методов и приемов. В основе всех классификаций лежат разные признаки. Одним из наиболее информативных представляется деление приемов и методов по степени их формализуемости, т.е. по тому, возможно ли и в какой степени описать данный метод с помощью неких формализованных (в первую очередь математических) процедур. Следуя этой логике, все аналитические методы могут быть подразделены на неформальные и формализованные.

Неформальные методы (вероятно, правильнее их назвать трудно формализуемыми) основаны на описании процедур на логическом уровне, без помощи строгих аналитических зависимостей. Большую роль в применении этих методов играют опыт и интуиция аналитика. Формализованные методы (иногда их еще называют математическими) опираются на предварительно заданные строгие зависимости и правила. Не все из них равнозначны по сложности используемого математического аппарата, возможности реализации в практической деятельности и степени распространенности в работе инженерных служб на предприятиях.

К *неформальным* методам относятся: разработка систем показателей, метод сравнений, построение аналитических таблиц, приём детализации, метод экспертных оценок, метод ситуационного анализа и программирования.

Формализованные методы можно разбить на три группы:

1. Традиционные статистические методы:

- Метод средних величин
- Метод группировки
- Элементарные методы обработки расчетных данных

2. Статистические методы изучения связей:

- Корреляционный анализ
- Регрессионный анализ
- Дисперсионный анализ
- Имитационное моделирование

3. Аналитические методы:

- Линейное программирование
- Математическое программирование и сетевые модели
- Нелинейное программирование

В последующих разделах мы более подробно рассмотрим указанные методы.

В большинстве случаев при проектировании предприятия применяют в первую очередь неформальные методы, а также классические методы анализа и статистики. Применение компьютеров существенно расширило аналитический инструментарий, расширив возможности «старых» методов и дало аналитикам новые. Аналитические пакеты того или иного объема и сложности есть практически в любой программе, а также в табличных процессорах для персональных компьютеров. Сегодня работа по проектированию систем шахты немыслима без применения компьютеров.

Проектирование систем угольных шахт очень часто по своей форме является анализом показателей, т.е. характеристик (горно-геологических, технических, географических, экономических и т.д.) хозяйственной деятельности шахты. То есть инженер оперирует «системой показателей». Аналитик в соответствии с определенными критериями отбирает показатели, формирует из них систему, проводит ее анализ. Комплексность анализа требует использования в работе целых систем, а не отдельных показателей.

Любую ли совокупность показателей можно считать системой? Разумеется, нет. По сравнению с отдельными показателями или некоторым их набором система является качественно новым образованием и всегда более значима, чем сумма отдельных ее частей, так как помимо сведений о частях она несет определенную информацию о том новом, что появляется в результате их взаимодействия, т.е. информацию о развитии системы в целом.

1.2. Статистические методы анализа и проектирования систем угольных шахт

В любой совокупности явлений или субъектов наблюдаются различия между отдельными единицами этой совокупности. Одновременно с этими различиями существует и нечто общее, что объединяет совокупность и позволяет отнести все рассматриваемые субъекты и явления к одному классу. Например, такой показатель, как сопротивляемость угля резанию, характеризует угольный пласт и её величина может колебаться в определенных пределах. Можно усреднить этот показатель, получив величину средней

сопротивляемости угля резанию для различных марок углей, различных месторождений и т.п.

Роль средних величин, таким образом, заключается в обобщении, т.е. замене множества индивидуальных значений признака средней величиной, характеризующей всю совокупность явлений. Средняя величина обобщает качественно однородные значения признака и, следовательно, является типической характеристикой признака в данной совокупности. Разумеется, средняя величина не фиксирована раз и навсегда: средняя выработка на одного рабочего нормально функционирующей шахты постоянно растет. Средние затраты на единицу продукции с ростом объема выпуска обычно падают. Таким образом, не только сами средние значения величин, но и тенденции их изменения можно рассматривать в качестве индикаторов. Существует несколько видов средних величин. Наиболее простой и прозрачный смысл имеет средняя арифметическая.

Средняя арифметическая величина – это такое среднее значение признака, при вычислении которого общий объем признака в совокупности не меняется. Иными словами, средняя арифметическая – это среднее слагаемое, при расчете которого общий объем признака в совокупности распределяется поровну между всеми единицами. Например, средняя заработная плата – это такая величина заработной платы, которая приходилась бы на одного работника, если бы весь фонд заработной платы предприятия распределялся между всеми сотрудниками поровну. Формула для расчета средней арифметической:

$$\bar{X} = \frac{x_1 + x_2 + x_3 + \dots + x_n}{n} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n} \quad (1.1)$$

Так вычисляют среднюю величину, если известны все индивидуальные значения в совокупности. Если же объем совокупности велик и представляет собой ряд распределения, используют значение средневзвешенной арифметической средней. Формулу ее расчета и использование в анализе деятельности предприятия иллюстрирует следующий пример.

Пример 1.2. Шахта добывает уголь различной зольности, реализуя его по разной цене. Данные о реализации угля разной зольности за неделю.

					Итого
Зольность угля, %, X_i	30,6	32,0	33,1	35,2	
Объем реализации, т, w_i	450	391	406	350	1597

Средняя зольность должна представлять собой результат распределения общей зольности по всем 1597 тоннам реализованной продукции. Исчисляется эта величина следующим образом:

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i w_i}{\sum_{i=1}^n w_i} \quad (1.2)$$

В нашем случае расчет показывает, что средневзвешенная средняя арифметическая зольность составила:

$$\bar{X} = \frac{30,6 \cdot 450 + 32,0 \cdot 391 + 33,1 \cdot 406 + 35,2 \cdot 350}{450 + 391 + 406 + 350} = 32,6\% .$$

У средней арифметической величины есть ряд свойств, о которых следует помнить аналитику. Эти свойства таковы.

Во-первых, сумма отклонений индивидуальных значений признаков от его среднего значения равна нулю, т.е.:

$$(X_1 - \bar{X}) + (X_2 - \bar{X}) + \dots + (X_n - \bar{X}) = 0. \quad (1.3)$$

Данное свойство характерно и для средневзвешенных величин. Во-вторых, если каждое индивидуальное значение признака умножить или разделить на какое-либо число, то и средняя увеличится или уменьшится во столько же раз.

В-третьих, если к каждому значению признака прибавить (или от него отнять) какое-либо число, то средняя увеличится (или уменьшится) на такое же число. Это свойство иногда применяют при оперировании показателями с большими значениями.

В-четвертых, если веса средней взвешенной умножить или разделить на одно и то же число, величина средней не изменится.

В-пятых, сумма квадратов отклонений индивидуальных значений признака от средней арифметической величины меньше, чем от любого другого числа. На этом свойстве основано применение метода наименьших квадратов, который используется для определения вида регрессионной зависимости между факторами.

Помимо средней арифметической используются и другие формы средних величин. В первую очередь это *средняя геометрическая*, которая позволяет сохранять неизменным не сумму, а произведение индивидуальных значений величины:

$$\overline{X}_{геом} = \sqrt[n]{x_1 x_2 \cdots x_n}. \quad (1.4)$$

Основное применение средняя геометрическая находит при изучении темпов роста. Рассмотрим ее использование на примере.

Пример 1.3. Темпы роста цен на электроэнергию, используемую при добыче угля на предприятия, в течение четырех кварталов 2009 г. были различными. Требуется найти квартальный темп роста цен в среднем за год по данным за четыре квартала года:

Квартал	I	II	III	IV
Темп роста	1,05	1,09	2,01	1,56

Темп роста цен за год составил: $1,05 \cdot 1,09 \cdot 2,01 \cdot 1,56 = 3,59$.

Если воспользоваться для расчета среднего темпа роста формулой средней арифметической, получим, что ежегодный темп роста составил в среднем 1,43 раза.

Полученное значение вряд ли дает достоверную картину темпов роста, поскольку если предположить, что цены каждый квартал увеличивались в 1,43 раза, то тогда темп роста за год должен составить:

$1,43 \cdot 1,43 \cdot 1,43 \cdot 1,43 = 4,15$ раза.

Для того, чтобы указанное противоречие не возникало, для расчета среднего квартального темпа роста цен за год следует использовать формулу средней геометрической:

$$\sqrt[4]{1,05 \cdot 1,09 \cdot 2,01 \cdot 1,56} = 1,38 .$$

Средняя геометрическая дает наиболее правильный по содержанию результат и в тех случаях, когда требуется найти такое значение искомой величины, которое было бы качественно равноудалено как от ее максимального, так и от минимального значения.

Еще один показатель, характеризующий средние величины, – *средняя гармоническая*. Он используется в случаях, когда необходимо, чтобы при усреднении оставалась неизменной сумма величин, обратных индивидуальным значениям признака. Формула расчета средней гармонической такова:

$$\bar{X}_{\text{гарм}} = \frac{n}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{x_i}} . \quad (1.5)$$

Использование средней гармонической величины иллюстрируется следующим примером.

Пример 1.4. Выработка рабочего по добыче составляет 5,2 т угля в дневную смену. В ночную смену его выработка составляет 4,5 т. Какова среднесменная выработка на одного рабочего, если дневная и ночная смены равны по продолжительности?

При расчете среднесменной выработки необходимо учесть, что продолжительность обеих смен одинакова и равна t . Тогда:

$$\frac{t}{x_{\text{днев}}} + \frac{t}{x_{\text{ночн}}} = \frac{2}{\frac{1}{5,2} + \frac{1}{4,5}} = 4,82 \text{ т.}$$

Между приведенными видами средних величин существует следующее отношение:

$$\overline{X}_{гарм} \leq \overline{X}_{геом} \leq \overline{X}_{арифм}. \quad (1.6)$$

В принятии проектных решений может использоваться также *средняя хронологическая*. Для характеристики предприятия вменяются интервальные и моментные показатели. Примерами первых являются товароборот, прибыль, объем поступления за некоторый период. Примерами вторых - данные о запасах, основных средствах, численности работающих на определенную дату. Для усреднения интервальных показателей чаще всего используется формула средней арифметической, а для усреднения моментных показателей как раз и применяется формула средней хронологической.

Если дан ряд моментных показателей: X_1, X_2, \dots, X_n , то средняя хронологическая для этого ряда рассчитывается по формуле:

$$S_{ch} = \frac{1}{n-1} \left(\frac{X_1}{2} + X_2 + \dots + X_{n-1} + \frac{X_n}{2} \right). \quad (1.7)$$

Пример 1.5. Требуется найти величину среднего запаса лесоматериалов на лесном складе шахты в 2009 г. согласно следующим данным о запасах материалов на начало каждого квартала (в тыс. грн.):

	01.01.00	01.04.00	01.07.00	01.10.00	01.01.01
Запасы	20	24	22	28	21

Пользуясь формулой средней хронологической, находим:

$$S_{ch} = \frac{1}{4} \left(\frac{20}{2} + 24 + 22 + 28 + \frac{21}{2} \right) = 23,6 \text{ тыс.грн.}$$

Полученное значение является условным – оно дает представление о порядке, а не точном значении величины запаса,

поскольку фактический запас за анализируемый период может значительно варьировать.

Важное значение в обработке статистических данных, позволяющее определить, например, стоимостные параметры проведения выработок, имеет метод группировки данных.

Группировка – это расчленение совокупности данных на группы с целью изучения ее структуры или взаимосвязей между компонентами. В процессе группировки единицы совокупности распределяются по группам в соответствии со следующим принципом: различие между единицами, отнесенными к одной группе, должно быть меньше, чем различие между единицами, отнесенными к разным группам.

Важнейший вопрос при проведении такого рода исследования - выбор интервала группировки. Существуют два основных подхода (метода) к его решению [5, 6, 7].

Первый подход предполагает деление совокупности данных на группы с равными интервалами значений. Этот метод используется наиболее часто, так как он лишен субъективизма при выборе границ интервалов. При определении длины интервала i целесообразно пользоваться формулами Стерджеса:

$$i = \frac{x_{\max} - x_{\min}}{1 + 3,32 \lg N} - \frac{x_{\max} - x_{\min}}{k}, \quad (1.8)$$

где x_{\max} – максимальное значение признака в изучаемой совокупности;

x_{\min} – минимальное значение признака в изучаемой совокупности;

k – число групп;

N – число наблюдений.

Совершенно очевидно, что знаменатель дроби численно равен количеству групп или интервалов, на которое разбивается исходная совокупность.

Таким образом, оптимальное количество групп, соответствующее некоторому числу наблюдений, согласно формуле Стерджеса можно представить следующим образом:

Число наблюдений (N)	15-24	25-44	45-89
Число групп (k)	5	6	7

Прямое применение формулы Стерджеса означает, что на параметры группировки не накладывается каких-либо ограничений. Возможен и вариант, когда такие ограничения вводятся, - например, аналитик уже имеет некоторое представление о числе групп (в частности, такое ограничение может быть вызвано желанием обеспечить некоторую качественную однородность выделяемых групп единиц совокупности). В последнем случае длина интервала группировки находится делением размаха вариации, т.е. разности между максимальным и минимальным значениями группировочного признака, на предполагаемое число групп.

Согласно *второму подходу* интервалы группировки можно выбрать и неравными (возрастающими или убывающими). Этот подход обычно применяется при большой вариации и неравномерности распределения признака по всему интервалу его изменения. При выборе размера интервала группировки руководствуются здравым смыслом и логикой, опираясь при этом на распределения прошлых периодов и традиционно сложившиеся подходы в группировке. При использовании этого подхода интервалы часто выбирают таким образом, чтобы группы были равнозаполненными.

Метод неравных интервалов достаточно обоснован в случае ощутимой вариации группировочного признака. В этом случае применение формулы Стерджеса, предполагающей определенную равномерность в распределении значений группировочного признака внутри интервала варьирования, не дает логически приемлемых результатов. При построении неравных интервалов необходимо ориентироваться на фактическое распределение анализируемой совокупности и пытаться обеспечить достаточную наполненность всех интервалов группировки.

В некоторых ситуациях при группировке совокупности с ощутимо варьирующим признаком все же возможно применение формулы Стерджеса.

В общем случае процесс группировки данных включает несколько этапов:

- выбор группировочного признака;
- упорядочивание совокупности по этому признаку;
- определение (тем или иным способом) количества групп;
- определение границ интервалов (обычно производится округление формально полученных данных).

Основное правило при проведении группировки состоит в следующем: не должно быть пустых или мало заполненных интервалов. Иными словами, формула Стерджеса дает лишь ориентировочные значения интервалов группировки; при принятии окончательного решения, как правило, значения округляются или незначительно меняются.

В статистическом анализе используются в основном два вида группировок: структурные и аналитические.

Структурные группировки предназначены для изучения структуры и состава совокупности, происходящих в ней сдвигов относительно выбранного варьирующего признака. Структурная группировка оформляется, как правило, в виде таблицы, в подлежащем которой находится группировочный признак, а в сказуемом - показатели, характеризующие структуру совокупности либо в динамике, либо в пространстве. Этот вид группировки характеризует структуру совокупности по какому-то одному признаку. Изменение структуры группировки чаще всего описывается одним из двух показателей.

Показатель абсолютного изменения структуры определяется по формуле:

$$d_{w_i-w_0} = \frac{\sum_{i=1}^k |w_{1i} - w_{0i}|}{k} \quad (1.9)$$

где w_{1i} и w_{0i} – доли i -й группы в сравниваемых периодах;
 k – количество групп.

Показатель среднеквадратического изменения структуры рассчитывается по формуле:

$$S_{w_1 - w_0} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^k (w_{1i} - w_{0i})}{k}}. \quad (1.10)$$

Чем более значительны структурные сдвиги, тем больше значения этих показателей. При отсутствии структурных сдвигов оба они равны нулю. Квадратичный коэффициент реагирует на изменение структуры чуть более чутко. При расчете этих показателей следует помнить о том, что количество групп в группировке должно быть одинаковым.

Аналитические группировки предназначены для изучения взаимосвязи между двумя и более показателями, характеризующими исследуемую совокупность. Один из показателей при этом рассматривается как результативный, а остальные - как факторные. По аналитической группировке можно рассчитать силу связи между факторами.

При оформлении результатов группировки в таблице признак-результат размещается в сказуемом, группировочные признаки, рассматриваемые в качестве факторных, размещаются в подлежащем таблицы.

Выбрать один признак в качестве группировочного зачастую бывает достаточно трудно. Анализ по нескольким признакам довольно трудоемок и обладает принципиальным недостатком - размыванием совокупности, поскольку даже комбинация двух признаков при попытке разбить совокупность на три или четыре категории дает шесть или восемь подгрупп. В некоторых из них оказывается одно-два наблюдения, что недостаточно для подготовки обоснованных выводов об этих подгруппах. Избежать такого недостатка позволяют методы многомерных группировок. Широкое распространение они получили благодаря использованию вычислительной техники при расчетах. При анализе деятельности отдельных предприятий методы многомерной группировки используют нечасто из-за их сложности.

1.3. Элементарные методы обработки расчетных данных

При изучении совокупности значений изучаемых величин, помимо средних, используют и другие характеристики [8,9,10]. При анализе больших массивов данных обычно интересуются двумя аспектами:

- во-первых, величинами, которые характеризуют ряд значений как целого, т.е. характеристиками общности;
- во-вторых, величинами, которые описывают различия между членами совокупности, т.е. характеристиками разброса (вариации) значений.

Разумеется, все средние величины относятся к первой группе показателей, поскольку являются характеристиками изучаемой совокупности как целого. Кроме того, в качестве показателей общности используются следующие величины: середина интервала, мода и медиана.

Середина интервала возможных значений X_i рассчитывается по формуле:

$$X_i = \frac{X_{\max} + X_{\min}}{2}. \quad (1.11)$$

Мода – такое значение изучаемого признака, которое среди всех его значений встречается наиболее часто. Если чаще других встречаются два или более различных значений, такую совокупность данных называют бимодальной или мультимодальной. Если же ни одно из значений не встречается чаще других (т.е. если все значения встречаются по одному разу или равное количество раз), такая совокупность является безмодальной.

Медиана - такое значение изучаемой величины, которое делит изучаемую совокупность на две равные части, в которых количество членов со значениями меньше медианы равно количеству членов, которые больше медианы. Медиану можно найти только в совокупностях данных, содержащих нечетное количество значений. Только тогда и слева, и справа от медианного значения будет одинаковое число членов.

В отличие от средней, величина медианы не зависит от крайних значений показателей. Например, если максимальное значение изучаемого показателя увеличится, то все средние возрастут вместе с ним, медиана же останется неизменной. Поэтому она является более удобной характеристикой совокупности в тех случаях, когда совокупность данных неоднородна и имеет резкие «выбросы» в сторону минимума или в сторону максимума.

В качестве показателей размаха и интенсивности вариации показателей чаще всего используются следующие величины: размах вариации, среднее линейное отклонение, среднеквадратическое отклонение, дисперсия и коэффициент вариации.

Размах вариации рассчитывается по формуле:

$$R = X_{\max} - X_{\min}. \quad (1.12)$$

Среднее линейное отклонение (средний модуль отклонения) от среднего арифметического исчисляется по формуле:

$$a = \frac{\sum_{i=1}^n |x_i - \bar{x}|}{n} \quad (1.13)$$

Если используются весовые коэффициенты, то формула средневзвешенного среднего линейного отклонения имеет вид:

$$a = \frac{\sum_{i=1}^n |x_i - \bar{x}| \cdot w_i}{\sum_{i=1}^n w_i}, \quad (1.14)$$

где w_i – частота, с которой в изучаемой совокупности встречается значение x_i .

Наибольшее распространение при изучении разброса значений числовых данных получили величины *среднеквадратического отклонения* (СКО) σ и *дисперсии* σ^2 :

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n}}, \quad (1.15)$$

$$\sigma^2 = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \cdot w_i}{\sum_{i=1}^n w_i}}, \quad (1.16)$$

Чем больше величина σ или σ^2 , тем сильнее разброс значений вокруг среднего. Следует отметить, что σ всегда больше модуля среднего линейного отклонения. Для нормально распределенных величин $\sigma/a = 1,2$. Если же такое соотношение не выполняется, это свидетельствует о том, что в исследуемом массиве данных есть элементы, неоднородные с основной массой, сильно выбивающиеся по своей величине из общего ряда. В зависимости от природы решаемой задачи следует подумать об исключении этих единиц из рассмотрения вообще либо не использовать их при построении некоторых моделей, поскольку они являются в своем роде исключениями из общего правила.

Величина СКО, как следует из ее определения, зависит от абсолютных значений самого изучаемого признака. Чем больше величины x_i , тем больше будет σ . Поэтому для сравнения рядов данных, отличающихся по абсолютным величинам, вводят коэффициент вариации:

$$Var = \frac{\sigma}{x}. \quad (1.17)$$

Этот коэффициент является показателем «количественной» неоднородности совокупности данных. Критическое значение его считается равным 33%. Если $Var > 33\%$, то совокупность нельзя признать однородной.

Одной из важнейших аналитических характеристик является степень асимметрии распределения, характеризующая коэффициентом асимметрии:

$$As = \frac{\mu_3}{\sigma^3}, \quad (1.18)$$

$$\sigma_{As} = \sqrt{\frac{6(n-1)}{(n+1)(n+3)}}, \quad (1.19)$$

где $\mu_3 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^3}{n}$;

n – количество наблюдений.

Некоторое распределение симметрично в том случае, если $As=0$. Чем, больше величина As , тем более асимметрично распределение величин.

Крутизна распределения данных характеризуется показателем эксцесса:

$$Ex = \frac{\mu_4}{\sigma^4} - 3, \quad (1.20)$$

$$\sigma_{Ex} = \sqrt{\frac{24n(n-2)(n-3)}{(n+1)^2(n+3)(n+5)}}, \quad (1.21)$$

где $\mu_4 = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^4}{n}$.

Для нормального распределения $Ex = 0$. Большой положительный эксцесс означает, что в совокупности данных есть слабо варьирующее по данному признаку «ядро», окруженное редкими, сильно отстоящими от него значениями. Большой отрицательный эксцесс говорит об отсутствии такого «ядра».

Математико-статистические методы изучения связей, называемые иначе стохастическим моделированием, являются в определенной степени дополнением и углублением детерминированного анализа. В анализе финансово-хозяйственной деятельности стохастические модели используются, когда необходимо:

- оценить влияние факторов, по которым нельзя построить жестко детерминированную модель;
- изучить и сравнить влияние факторов, которые невозможно включить в одну и ту же детерминированную модель;
- выделить и оценить влияние сложных факторов, которые не могут быть выражены одним определенным количественным показателем.

В отличие от детерминистского, стохастический подход для своей реализации требует выполнения ряда предпосылок. В первую очередь речь идет о наличии достаточно большой совокупности объектов (жестко детерминированную модель можно анализировать и строить по одному объекту, для стохастической же модели необходима совокупность). Кроме того, необходим достаточный объем наблюдений: по одному-двум наблюдениям судить о характере стохастической связи нельзя.

Использование стохастических моделей в экономике, в отличие от использования их в технике, имеет определенные трудности, связанные с получением совокупности достаточного объема. В технике эксперимент можно повторить, в экономике этого сделать нельзя. Это приводит к дискуссии о правомерности использования статистических методов при построении факторных моделей в анализе деятельности предприятий, поскольку при этом нередко приходится работать в условиях малых выборок (менее 20 наблюдений), а кроме того, в теории статистики считается, что при построении регрессии количество наблюдений должно в 6-8 раз превышать количество факторов, что крайне редко встречается в анализе финансово-хозяйственной деятельности предприятий.

Поскольку стохастическая модель - это, как правило, уравнение регрессии, при ее построении должны выполняться следующие условия:

- случайность наблюдений;
- наличие однородности совокупности, как качественной, так и количественной;

- наличие специального математического аппарата (например, инструменты анализа автокорреляций для анализа рядов динамики).

Основная сфера приложения стохастических моделей - это проблемно-ориентированный и тематический анализ. Стохастическое моделирование предназначено для решения трех основных задач:

- установление самого факта наличия (или отсутствия) статистически значимой связи между изучаемыми признаками;
- прогнозирование неизвестных значений результативных показателей по заданным значениям факторных признаков (задачи экстраполяции и интерполяции);
- выявление причинных связей между изучаемыми показателями, измерение их тесноты и сравнительный анализ степени влияния.

Проведение стохастического моделирования - сложный процесс [11], состоящий из нескольких этапов, на каждом из которых выполняются определенные процедуры.

Этап 1 - качественный анализ. Он включает:

- постановку цели анализа;
- определение совокупности включаемых в анализ данных;
- определение результативных признаков;
- определение факторных признаков;
- выбор периода анализа;
- выбор метода анализа.

Этап 2 - предварительный анализ моделируемой совокупности, что подразумевает:

- проверку однородности совокупности;
- исключение аномальных наблюдений;
- уточнение необходимого объема выборки;
- установление законов распределения изучаемых переменных.

Этап 3 - построение регрессионной модели экономического объекта, которое включает:

- перебор конкурирующих вариантов моделей;
- уточнение перечня факторов, включаемых в модель;
- расчет оценок параметров уравнений регрессии.

Этап 4 - оценка адекватности модели, которая заключается в следующем:

- проверка статистической значимости уравнения в целом и его отдельных параметров;
- проверка соответствия формальных свойств полученных оценок задачам исследования.

Этап 5 - интерпретация и практическое использование модели. Под этим понимается:

- определение пространственно-временной устойчивости зависимостей;
- оценка прогностических свойств моделей.

Рассмотрим некоторые аспекты осуществления процедур стохастического анализа.

Во-первых, для анализа следует брать всю имеющуюся совокупность данных. Если она слишком велика, следует внимательно отнестись к составлению выборки из этой совокупности. Выборка должна быть типичной для данного круга явлений. В противном случае анализ не будет иметь смысла, поскольку его результаты не позволят делать значимые выводы для всей совокупности.

Во-вторых, в качестве результативных признаков берут либо показатели эффекта (товарооборот, объем реализации), либо показатели эффективности (рентабельность, оборачиваемость и т.п.). Отметим, что в анализе более предпочтительным является использование относительных показателей. Причин тому несколько. В качестве основных можно назвать их сравнимость и большую близость их распределений к нормальному закону (это весьма важно, поскольку нормальность распределения признаков - основная предпосылка корреляционно-регрессионного анализа, речь о котором пойдет далее).

В-третьих, в качестве факторных признаков следует брать показатели, комплексно характеризующие изучаемое явление. При этом также лучше ориентироваться на относительные показатели.

В-четвертых, существует два подхода к анализу явлений: статический и динамический. Статический подход встречается чаще, поскольку проведение его проще и не требует использования сложных математических методик. Динамический анализ (анализ рядов данных во времени) нередко предполагает рассмотрение автокорреляционных зависимостей, что требует от аналитика владения сложным эконометрическим инструментарием.

В-пятых, предварительная обработка рядов данных начинается с установления законов распределения: распределение данных должно быть близко к нормальному. В условиях малых выборок проверка нормальности распределений признаков проводится путем сравнения эмпирических коэффициентов асимметрии и эксцесса с их средними квадратическими ошибками (σ_{As} и $|Ex| < 3\sigma_{Ex}$ соответственно). Нормальность распределения подтверждается, если выполнены неравенства: $|As| < 3\sigma_{As}$ и $|Ex| < 3\sigma_{Ex}$.

В-шестых, проверка однородности сводится к проверке соотношения $Var < 33\%$. Если совокупность неоднородна, следует исключить из нее самые «аномальные» наблюдения, поскольку они, скорее всего, нетипичны для данного исследования. Для устранения аномальных наблюдений используется правило «трех сигм»: наблюдение признается аномальным и отбрасывается, если его отклонение от выборочной средней ($X_i - \bar{X}$) более чем в 3 раза превышает среднеквадратическое отклонение выборки a . Безусловно, любые операции с исходной совокупностью, в том числе и связанные с изменением ее объема, должны быть обоснованными и поясняемыми.

В-седьмых, уточнение перечня факторов может осуществляться, например, путем расчета матрицы парных коэффициентов корреляции. Факторы X_i и X_j включаются в модель вида $y = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ одновременно, если:

$$r_{y,x_i} > r_{x_i,x_j} \quad \text{и} \quad r_{y,x_j} > r_{x_i,x_j}. \quad (1.22)$$

Перебор конкурирующих вариантов моделей, как правило, осуществляется с использованием компьютера.

В-восьмых, проверка устойчивости модели осуществляется расчетом ее параметров на усеченной или расширенной совокупности, а также по той же совокупности, но в другом временном интервале.

Корреляционный анализ – метод установления связи и измерения ее тесноты между наблюдениями, которые можно

считать случайными и выбранными из совокупности, распределенной по многомерному нормальному закону [12].

Корреляционной связью называется такая статистическая связь, при которой различным значениям одной переменной соответствуют разные средние значения другой. Возникать корреляционная связь может несколькими путями. Важнейший из них – причинная зависимость вариации результативного признака от изменения факторного. Кроме того, такой вид связи может наблюдаться между двумя следствиями одной причины. Основной особенностью корреляционного анализа следует признать то, что он устанавливает лишь факт наличия связи и степень ее тесноты, не вскрывая ее причин.

В статистике теснота связи может определяться с помощью различных коэффициентов (Фехнера, Пирсона, коэффициента ассоциации и т.д.), а в анализе технических и экономических показателей чаще используется линейный коэффициент корреляции.

Коэффициент корреляции между факторами x и y определяется следующим образом:

$$r = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 \cdot \sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}} \quad (1.23)$$

Таким же образом вычисляется коэффициент корреляции между факторами в двухфакторной регрессионной модели вида $y = ax + b$, а также при любой другой форме связи между двумя показателями.

Значения коэффициента корреляции изменяются в интервале $[-1; +1]$. Значение $r = -1$ свидетельствует о наличии жестко детерминированной обратно пропорциональной связи между факторами, $r = +1$ соответствует жестко детерминированной связи с прямо пропорциональной зависимостью факторов.

Если линейной связи между факторами не наблюдается, $r \approx 0$. Другие значения коэффициента корреляции свидетельствуют о наличии стохастической связи, причем, чем ближе $|r|$ к единице, тем связь теснее.

При $|r| < 0,3$ связь можно считать слабой; при $0,3 < |r| < 0,7$ - связь средней тесноты; $|r| > 0,7$ - тесная. Существуют и более дробные градации (например, таблица Чэддока).

Практическая реализация корреляционного анализа включает следующие этапы:

- постановка задачи и выбор признаков;
- сбор информации и ее первичная обработка (группировки, исключение аномальных наблюдений, проверка нормальности одномерного распределения);
- предварительная характеристика взаимосвязей (аналитические группировки, графики);
- устранение мультиколлинеарности (взаимозависимости факторов) и уточнение набора показателей путем расчета парных коэффициентов корреляции;
- исследование факторной зависимости и проверка ее значимости;
- оценка результатов анализа и подготовка рекомендаций по их практическому использованию.

Регрессионный анализ - это метод установления аналитического выражения стохастической зависимости между исследуемыми признаками. Уравнение регрессии показывает, как в среднем изменяется y при изменении любого из x_i , и имеет вид:

$$y = f(x_1, x_2, \dots, x_n), \quad (1.24)$$

где y – зависимая переменная (она всегда одна);

x_i – независимые переменные (факторы) (их может быть несколько). Если зависимая переменная одна – это простой регрессионный анализ. Если же их несколько ($N > 2$), то такой анализ называется многофакторным.

В ходе регрессионного анализа решаются две основные задачи:

- построение уравнения регрессии, т.е. нахождение вида зависимости между результатным показателем и независимыми факторами x_1, x_2, \dots, x_n ;
- оценка значимости полученного уравнения, т.е. определение того, насколько выбранные факторные признаки объясняют вариацию признака y .

Применяется регрессионный анализ главным образом для планирования, а также для разработки нормативной базы.

В отличие от корреляционного анализа, который только отвечает на вопрос, существует ли связь между анализируемыми признаками, регрессионный анализ дает и ее формализованное выражение. Кроме того, если корреляционный анализ изучает любую взаимосвязь факторов, то регрессионный - одностороннюю зависимость, т.е. связь, показывающую, каким образом изменение факторных признаков влияет на признак результативный.

Регрессионный анализ – один из наиболее разработанных методов математической статистики. Строго говоря, для реализации регрессионного анализа необходимо выполнение ряда специальных требований (в частности, x_1, x_2, \dots, x_n ; y должны быть независимыми, нормально распределенными случайными величинами с постоянными дисперсиями). В реальной жизни строгое соответствие требованиям регрессионного и корреляционного анализа встречается очень редко, однако оба эти метода весьма распространены. Зависимости могут быть не только прямыми, но и обратными и нелинейными. Регрессионная модель может быть построена при наличии любой зависимости, однако в многофакторном анализе используют только линейные модели вида:

$$y = a + b_1x_1 + b_2x_2 + \dots + b_nx_n. \quad (1.25)$$

Построение уравнения регрессии осуществляется, как правило, методом наименьших квадратов:

$$S = \sum_{j=1}^m (y_i - \bar{y}^j)^2 \rightarrow \min, \quad (1.26)$$

где m – число наблюдений;

$\bar{y}^j = a + b_1x_1^j + b_2x_2^j + \dots + b_nx_n^j$ – расчетное значение результатного фактора.

Коэффициенты регрессии рекомендуется определять с помощью аналитических пакетов для персонального компьютера

или специального финансового калькулятора. В наиболее простом случае коэффициенты регрессии однофакторного линейного уравнения регрессии вида $y = a + bx$ можно найти по формулам:

$$b = \frac{\sum x \sum y - n \sum xy}{(\sum x)^2 - n \sum x^2}, \quad (1.27)$$

$$a = \frac{\sum y - b \sum x}{n}. \quad (1.28)$$

Уравнения для определения постоянных величин наиболее распространенных эмпирических формул представлены в табл. 1.1.

Таблица 1.1.

Уравнения для определения постоянных величин

	Вид зависимости	Вид уравнений для определения коэффициентов
1	$y = ax^b$	$\sum \lg y = b \sum \lg x + n \lg a$ $\sum \lg y \lg x = \lg a \sum \lg x + b \sum \lg^2 x$
2	$y = \frac{1}{a - bx}$	$\sum \frac{1}{y} = an + b \sum x$ $\sum \frac{x}{y} = a \sum x + b \sum x^2$
3	$y = a + \frac{b}{x}$	$\sum y = an + b \sum \frac{1}{x}$
4	$y = \frac{x}{ax + b}$	$\sum \frac{1}{xy} = b \sum \frac{1}{x^2} + a \sum \frac{1}{x}$ $\sum \frac{1}{y} = b \sum \frac{1}{x} + an$
5	$y = \frac{x}{a + bx + cx^2}$	$\sum \frac{x}{y} = an + b \sum x + c \sum x^2$ $\sum \frac{x^2}{y} = a \sum x + b \sum x^2 + c \sum x^3$ $\sum \frac{x^3}{y} = a \sum x^2 + b \sum x^3 + c \sum x^4$

Рассмотрим использование методов корреляционного и регрессионного анализа на примере.

Пример 1.6. Возможно, что продолжительность подготовки и отработки выемочной полосы щитовым агрегатом зависит от её ширины. Так ли это - позволит установить анализ.

1. По данным продолжительности подготовки и отработки 12 выемочных полос по одному пласту (табл. 1.2) построим уравнение регрессионной зависимости между этими факторами.

2. Методом регрессионного анализа определим, есть ли связь между исследуемыми параметрами.

Таблица 1.2.

Исходные данные для статистической обработки

Показатель	Номер полосы											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Ширина полосы, м (x)	27	60	55	58	48	40	35	56	50	38	45	52
Время подготовки, сутки (y)	27	40	35	44	38	30	32	46	35	30	38	40
Время отработки, сутки (z)	15	69	65	69	60	50	37	70	63	47	62	65

Анализ будем проводить с помощью электронного табличного процессора *MS Excel*. Описательная статистика для представленных данных отражена в табл. 1.3.

1. Анализ следует начать с проверки однородности совокупности данных. Критерием однородности является условие:

$$Var < 0,33.$$

Видим, что это условие выполняется для всех рядов данных. Проверка нормальности распределений этих факторов показывает:

$$3\sigma_{As} = 1,745$$

$$3\sigma_{Es} = 2,75.$$

Таблица 1.3.

Результаты статистической обработки

Показатель	X	Y	Z
Среднее	47,000	36,250	56,000
Стандартная ошибка	2,949	1,684	4,732
Медиана	49,000	36,500	62,500
Вариация	0,217	0,161	0,293
Стандартное	10,216	5,833	16,393
Дисперсия выборки	104,364	34,023	268,727
Эксцесс	-0,499	-0,799	2,680
Асимметричность	-0,602	0,081	-1,672
Интервал	33,000	19,000	55,000
Минимум	27,000	27,000	15,000
Максимум	60,000	46,000	70,000
Сумма	564,000	435,000	672,000
Счет	12,000	12,000	12,000
Наибольший (1)	60,000	46,000	70,000
Наименьший (1)	27,000	27,000	15,000
Уровень надежности	6,491	3,706	10,416

Во всех случаях асимметрия и эксцесс по абсолютной величине меньше указанных параметров, поэтому условия нормальности выполняются, следовательно, по двум этим рядам данных можно строить регрессионную зависимость.

2. Следующим шагом при построении регрессионной модели будет определение результативного и факторного признаков. Исходя из сути поставленной задачи, можно сказать, что в данном случае независимым фактором является ширина полосы.

Регрессионная зависимость между факторами y и x будет иметь вид:

$$y = 11,8 + 0,507x,$$

а между z и x :

$$z = -161,6 + 8,11x - 0,0713x^2.$$

Регрессионная зависимость позволяет строить прогноз величины результативного фактора при известной величине зависимого (т.е. прогноз продолжительности подготовки и отработки полосы от её ширины).

3. Определить связь факторов можно с помощью корреляционного анализа. Матрица корреляций, рассчитанная с помощью компьютера, выглядит так:

Показатели	X	Y	Z
Ширина полосы	1		
Время подготовки	0,855876	1	
Время отработки	0,944012	0,828104	1

Величины коэффициентов парной корреляции факторов свидетельствуют о том, что между шириной полосы (x) продолжительностью подготовки полосы (y) и продолжительностью отработки полосы (z) связь весьма тесная (величина 0,86 говорит о том, что 86% вариации фактора y объясняются вариацией фактора x).

Дисперсионный анализ – это статистический метод, позволяющий подтвердить или опровергнуть гипотезу о том, что две выборки данных относятся к одной генеральной совокупности. Применительно к анализу деятельности предприятия можно сказать, что дисперсионный анализ позволяет определить, к одной и той же совокупности данных или нет относятся группы разных наблюдений.

Дисперсионный анализ часто используется совместно с методами группировки. Задача его проведения в этих случаях состоит в оценке существенности различий между группами. Для этого определяют групповые дисперсии, а затем по статистическим критериям Стьюдента или Фишера проверяют значимость различий между группами.

1.4. Метод вариантов

Метод вариантов применяется для решения таких задач, как выбор схем вскрытия и подготовки, систем разработки, типа механизации и т.д. Для этого разрабатывают несколько вариантов и сравнивают их по определённым критериям. Важен в этом случае выбор критерия сравнения вариантов, по которым будет принято решение выбора варианта.

В некоторых случаях при применении метода вариантов следует учитывать только те затраты, которые различны в сравниваемых вариантах. Например, при выборе систем разработки можно не учитывать расходы по добыче 1 т угля в очистном забое, если технология выемки, механизмы и длина очистного забоя одинаковы.

В вариантах выбора из двух схем вскрытия: вертикальным стволом и капитальным квершлагом и вертикальным стволом и капитальным гезенком (при одинаковой глубине горизонта) можно не учитывать затраты на строительство и эксплуатацию зданий, сооружений и оборудования на поверхности шахты, а также затраты на проходку стволов, подъем по стволу, так как в обоих вариантах они одинаковы.

При сравнении схем вскрытия вертикальным стволом и капитальным квершлагом и вертикальным стволом и погоризонтными квершлагами необходимо вначале определить, пользуясь аналитическим методом, глубину горизонта, на котором целесообразно заложить капитальный квершлаг, а также расстояния между горизонтами при вскрытии погоризонтными квершлагами. Если это не будет сделано, то в рассматриваемых вариантах указанные параметры могут оказаться экономически нецелесообразными.

Однако в большинстве случаев рекомендуется производить расчет всех затрат, т.к. только тогда можно получить достоверные результаты для сравнения. Сравнивая варианты вскрытия и подготовки, необходимо учитывать как капитальные (первоначальные и будущих лет), так и эксплуатационные затраты.

В разных вариантах сумма капитальных затрат может быть разной при одинаковой мощности шахты. Поэтому эффективность вложений часто анализируют с помощью такого показателя, как удельные капиталовложения, т.е. капиталовложения на единицу мощности шахты.

Однако значение величины удельных капиталовложений недостаточно для суждения об эффективности капиталовложений: вариант с малыми удельными капиталовложениями может дать высокую, а с высокими – низкую себестоимость. Поэтому показатель удельных капиталовложений следует принимать как вспомогательный, а основными показателями должны быть сроки окупаемости капиталовложений и рентабельность предприятия.

По сути дела при сравнении вариантов рассматривается вопрос выбора вариантов инвестирования капитала в проект. В угольной промышленности наибольшее распространение получил выбор по сравнению приведенных затрат:

$$Z_{np} = \mathcal{E} + E_n K, \quad (1.29)$$

где \mathcal{E} – эксплуатационные затраты, грн./т;

E_n – нормативный коэффициент эффективности, который показывает, за какой нормативный срок должны окупиться капиталовложения и равен $1/\text{нормативный срок окупаемости}$; для угольной промышленности он принимался равным 0,15;

K – капитальные затраты, грн./т.

Самым выгодным оказывается вариант, требующий наименьшую сумму приведенных затрат.

Указанный критерий относится к статической модели принятия решения, в которой рассматривается заданный период окупаемости, а в качестве целевой функции - приведенные затраты. В статических моделях в качестве целевой функции могут также приниматься: прибыль, рентабельность, статические амортизационные расчеты. Кратко охарактеризуем указанные методы.

Метод сравнительного учета затрат. В сравнительном учете затрат различают следующие виды издержек: капитальные вложения, расходы на персонал, сырье и материалы; амортизационные отчисления; проценты; налоги, сборы, взносы; затраты на услуги третьих лиц. Величина этих издержек исчисляется для каждой альтернативы инвестирования как среднее значение в течение планового периода. При этом различают издержки переменные, зависящие от будущего объема производства, и постоянные (оклады управленческого персонала, амортизационные отчисления, выплаты по процентам и др.). Оценка выгодности инвестиций с помощью метода издержек формулируется следующим правилом: объект инвестиций абсолютно (относительно) выгоден, если его издержки ниже затрат при альтернативе отказа от инвестирования (на любой другой предлагаемый на выбор объект).

Если оценить данную модель, то можно отметить следующее:

- сравнительный учет затрат относительно прост;
- наибольшие трудности связаны с обеспечением необходимых и надежных данных, как по общей проблеме инвестиционных расчетов, так и по качеству информации и адекватности модели реальной действительности (нет взаимосвязи с другими сферами функционирования предприятия; выработка решения ограничена одной целевой функцией; применена единая ставка процента для любого момента времени и любых размеров капитала);
- применение единого срока эксплуатации, игнорирование фактора загрузки мощностей и состава издержек (наличие свободных производственных мощностей, различий в составе совокупных издержек по отдельным компонентам постоянных и переменных издержек могут иметь важное значение для принятия решения по предприятию);
- при отклонении фактических объемов производства от прогнозируемых относительная выгодность инвестиций может изменяться вследствие различий в показателях переменных и постоянных затрат;
- абстрагирование от результатов производства (невозможность выдачи оценки абсолютной выгодности для всех видов инвестиций; продукция, производимая в рамках различных вариантов инвестирования, предполагается равноценной по качеству и др.).

Метод сравнительного учета прибыли. В сравнительном учете прибыли наряду с издержками учитываются и результаты производства. Целевой функцией является средняя прибыль, оцениваемая как разница между результатами и издержками. Часто производственные результаты отождествляются с оборотом. В остальном остаются допущения, принятые для сравнительного учета издержек, и действует следующее правило: объект инвестиций абсолютно (относительно) выгоден, если его прибыль выше нуля (выше прибыли любого другого предлагаемого на выбор объекта).

Метод сравнительного учета рентабельности. Сравнительный учет рентабельности отличается от сравнительного учета прибыли лишь видом целевой функции (под рентабельностью понимается отношение величины прибыли к

объему инвестируемого капитала). Величина прибыли и объем инвестируемого капитала могут определяться по-разному: затраты на приобретение, учитываемые при расчете средних значений амортизационных отчислений и процентов, складываются из цены закупки и дополнительных затрат на приобретение (затрат на монтаж, транспортных расходов и др.). Вполне целесообразно в качестве объема инвестируемого капитала взять среднюю величину затрат капитала. Величину прибыли можно рассчитать как сумму средней прибыли и средних процентов, тогда рентабельность определяется так:

$$\begin{aligned} \text{Рентабельность} &= \frac{\text{Средние(прибыль + проценты)}}{\text{Средние затраты капитала}} = \\ &= \frac{\text{Прирост выручки}}{\text{Средние затраты капитала}}. \end{aligned}$$

Этим определением рентабельности устанавливаются совокупные проценты, уплачиваемые на среднюю величину инвестируемого капитала. Средние проценты рассчитываются как проценты, уплачиваемые со средних затрат капитала в размере расчетной процентной ставки (будучи компонентами издержек, они вычитаются из оборота при расчете средней величины прибыли). Но сумма средней прибыли и средних процентов представляет собой прирост выручки, отношение которого к средним затратам капитала определяется при расчете рентабельности, при этом справедливо следующее правило: инвестиционный объект абсолютно (относительно) выгоден, если его рентабельность выше заданного предельного значения (выше рентабельности любого иного предлагаемого на выбор объекта).

Предельное значение устанавливается лицом, принимающим решение, и зависит от имеющихся инвестиционных возможностей (если допустить возможность свободно вкладывать и брать займы финансовые средства по расчетной процентной ставке, то последняя представляет собой подходящую предельную величину.)

Метод статических амортизационных расчетов. При амортизационном расчете целевой функцией выступает срок

амортизации (в течение которого вложенный капитал восстанавливается за счет притока денежных средств или превышения поступлений от эксплуатации объекта над платежами) или восстановительный срок объекта инвестиций с определением как среднего значения, так и суммарного (кумулятивного) расчета. Срок амортизации является мерой, определяющей риск, связанный с инвестированием. Определение выгодности в рамках амортизационных расчетов можно вести на основе следующего правила: объект инвестиций абсолютно (относительно) выгоден, если его амортизационный срок ниже какой-либо заранее заданной предельной величины (ниже амортизационного срока любого другого предлагаемого на выбор объекта). Срок амортизации (CA) можно рассчитать так:

$$CA = \frac{OB}{СВПДС} \quad (1.30)$$

где OB – объем вложения инвестируемого капитала (затраты на приобретение);

$СВПДС$ – средняя величина притока денежных средств (сальдо текущих поступлений и платежей).

Если $СВПДС$ выводится из средней прибыли ($СП$), то к этому показателю средней прибыли следует прибавить величину амортизационных отчислений ($АО$): $СВПДС = СП + АО$. Иногда к $СВПДС$ следует прибавлять и проценты: это зависит от того, являются ли проценты одновременно и платежами, как в случае привлечения заемного капитала, или нет, как при использовании собственного капитала.

1.5. Методы оптимизации

Оптимизационные задачи решаются при наличии достаточно достоверной математической модели объекта. Например, при определении рациональных параметров систем разработки или схем подготовки можно искать такие параметры, при которых затраты минимальны или добыча угля максимальна. В любом случае применение методов оптимизации требуют построения

Граничные условия показывают предельно допустимые значения искомым переменных, и в общем случае они могут быть двухсторонними типа $a_j \leq X_j \leq b_j$. Вместе с тем, на практике достаточно часто возникают следующие частные случаи:

- в технических, экономических и других видах расчетов искомые величины обычно являются положительными или равными нулю. В этом случае в задаче принимается $a_j = 0$, $b_j = 0$ и накладывается только требование не отрицательности $x_j > 0$;

- в ряде случаев значение величины x_j может задаваться. Если принять, что должно выполняться требование $x_j \leq x_{j_1}^3$, где $x_{j_1}^3$ - заданное значение, то граничные условия можно записать следующим образом:

$$x_{j_1}^3 \leq x_j \leq x_{j_2}^3.$$

Ограничения обычно выражают определенные зависимости между переменными величинами, которые по своей сути могут быть теоретическими (формульными) и статистическими. Теоретические зависимости обычно справедливы при любых условиях и для их получения не требуется никаких дополнительных измерений. Однако на практике достаточно часто между параметрами модели нет известной функциональной зависимости. Так, например, если мы желаем оптимизировать использование внутришахтного транспорта в течение суток, то нам необходимо знать, как грузопоток распределен во времени. Естественно, что такой готовой зависимости нет, и для ее получения потребуется осуществить сбор и обработку статистических данных, чтобы получить определенную аналитическую зависимость, которая и будет тем ограничением, которое следует включить в задачу оптимизации.

Значения переменных, удовлетворяющие заданным граничным условиям и ограничениям, называют допустимым решением задачи. Иногда случается, что в задачу включаются противоположные по смыслу требования, выполнить которые невозможно. Такая ситуация приводит к несовместным задачам, которые в планировании называют несбалансированными планами (когда нет и не может быть допустимых решений). Обычно же, если задача поставлена правильно, то в общем случае она имеет набор допустимых решений. Чтобы из данного набора допустимых

решений выбрать одно лучшее, необходимо договориться, как и по какому признаку найти. В дальнейшем мы будем говорить только об оптимальных (наилучших) решениях.

Заметим, что наилучшего решения во всех смыслах быть не может, оно может быть наилучшим (оптимальным) только в одном, строго установленном смысле и должно абсолютно точно представлять, в чем заключается оптимальность принимаемого решения, т.е. по какому критерию принимаемое решение должно быть оптимально.

Критерий и есть целевая функция, функция цели, а в математических работах – функционал. Критерий в общем случае может оценивать качественные свойства объекта, причем как желательные для субъекта (обычно с максимальным уровнем или значением, например, прибыль, производительность, надежность), так и нежелательные для него (или минимальные – непроизводительные затраты, расход материала, простой оборудования и др.). Если при принятии решения требуется максимизировать какое-то свойство (к примеру, прибыль, производительность или надежность), то в результате решения задачи критерий будет иметь наибольшее значение из всех допустимых решений. Если же требуется минимизировать критерий (стоимость, расход материала, время простоя оборудования и т.п.), то в результате решения критерий будет иметь наименьшее значение из всех допустимых.

Множество различных по смыслу задач оптимизации, окружающих нас, нельзя эффективно решить без привлечения ЭВМ, без знаний экономико-математических моделей, практических навыков составления математических моделей решения задач и применения их в среде существующего программного обеспечения. Основные задачи управления деятельностью человека можно отнести к классу задач распределения и оптимизации ресурсов. Любой объект в процессе управления, проектирования или эксплуатации характеризуется своим устройством и действием, причем устройство определяется его структурой и параметрами, а действие – процессом функционирования. Например, технологический процесс можно определить как последовательность работ, которые обуславливают превращение предмета труда в готовую продукцию. Такую последовательность

работ называют маршрутом, каждую операцию, входящую в маршрут, можно охарактеризовать определенными режимами обработки, управления, контроля, функционирования. Заметим, что и процессы функционирования объекта проектирования, и технологические процессы характеризуются изменением некоторых параметров во времени, которые подразделяются на непрерывные и дискретные (непрерывные процессы протекают в металлургии, энергетике, химии и др., а дискретные - в добывающих отраслях, машиностроении, экономике, образовании и т.п.).

В любых математических моделях можно выделить следующие элементы: исходные данные, зависимости, описывающие целевую функцию, и ограничения.

Зависимости между переменными, как целевые функции, так и ограничения, могут быть линейными и нелинейными. Напомним, что линейными называют такие зависимости, в которых переменные входят в первой степени и нет их произведения; если переменные входят не в первой степени или есть произведение переменных, то зависимости являются нелинейными. Сочетание разнообразных элементов модели приводит к различным классам задач оптимизации, требующих разных методов решения и разных программных средств (табл. 1.4).

Таблица 1.4.

Распространенные задачи математического программирования

Исходные данные	Переменные	Зависимости	Задачи оптимизации
Детерминированные или постоянные	Непрерывные	Линейные	Линейного программирования (ЛП)
	Целочисленные		Целочисленного программирования (ЦЧП)
	Непрерывные, целочисленные	Нелинейные	Нелинейного программирования (НЛП)
Случайные	Непрерывные	Линейные	Стохастического программирования (СТП)

Для технических и экономических систем наиболее характерны задачи оптимизации и распределения ресурсов, решаемые методом линейного программирования, для которого разработаны надежные алгоритмы, реализованные в поставляемом с ЭВМ программном обеспечении; более сложные задачи оптимизации (целочисленные, нелинейные) можно свести к задачам линейного программирования [13]. Большинство задач оптимизации, присущих техническим системам, как правило, относится к задачам нелинейного программирования. В целом методы математического программирования являются частью науки, традиционно называемой исследованием операций.

Подобные методы широко применимы в производстве, транспорте, организации процессов, в обучении, руководстве персоналом и др. К числу наиболее известных задач, решаемых этим методом, относятся задача о назначениях, транспортная задача и др. Если исходить из системы с общей постановкой задачи оптимизации (1.31), то задача линейного программирования предусматривает то, что все переменные входят в систему в первой степени, т.е. все зависимости являются линейными. Такую задачу, исходя из (1.31), можно представить в виде:

$$\begin{aligned}
 F &= \sum c_y x_y \rightarrow \max(\min) \\
 \sum x_y &\leq a_j; j = 1, m \\
 \sum x_y &\leq b_i; i = 1, n \\
 x_y &\geq 0
 \end{aligned}
 \tag{1.33}$$

где a – ресурсы;

b – заявка на ресурсы;

j – поставщик ресурса;

i – потребитель ресурса;

m – количество поставщиков;

n – количество потребителей.

Знак неравенства в ограничениях по запасам a_j означает, что ограничение ресурса у поставщика, который может быть исчерпан не полностью. Знак неравенства для заявок на ресурс b_i означает, что поставка ресурса должна быть не меньше заявки, но превышение заявки при этом допускается. Если сумма всех запасов

A у поставщика равняется сумме всех заявок у потребителей B , то задачу называют сбалансированной, если $A \neq B$, то задача несбалансированная и математическая модель имеет вид (1.33).

Несбалансированная модель такой задачи линейного программирования является достаточно универсальной моделью, описывающей множество задач распределения однородных ресурсов – работ, назначений, материальных и трудовых ресурсов, транспортировка грузов, распределение инвестиций, финансовых средств и др., которые можно успешно решить, если знать ответы на вопросы:

- В каком смысле распределение средств должно быть наилучшим?

- Какой вклад даёт каждый объект в целевую функцию?

Любая правильно поставленная задача планирования имеет бесчисленное множество допустимых решений. Какое из них выбрать? Для ответа, прежде всего, необходимо четко сформулировать задачу оптимизации, при решении которой возможна лишь одна из двух взаимоисключающих постановок: либо при заданных ресурсах (Q) максимизировать полученный результат (R), либо при заданном результате минимизировать используемые ресурсы:

$$\begin{aligned} F_1 = R &\rightarrow \max Q \leq Q_3 \\ F_2 = Q &\rightarrow \min R \geq R_3, \end{aligned} \quad (1.34)$$

при заданных зависимостях результата и потребных ресурсов от количества выпускаемой продукции.

Значит поставить такую задачу можно в одном из двух вариантов:

- 1 – максимизировать выпуск продукции с заданного оборудования;

- 2 – минимизировать количество оборудования для выпуска заданного объёма продукции.

В общем случае математическая модель задачи линейного программирования с числом переменных n и ограничений m имеет следующий вид:

$$\begin{aligned}
F &= \sum c_j x_j \rightarrow \min(\max) \\
\sum a_{ij} x_j &\leq b_i; \\
d_j &\leq x_j \leq D_j; \quad j = 1, m; \quad i = 1, n
\end{aligned}
\tag{1.35}$$

где c_j – коэффициенты в целевой функции;

a_{ij} – норма ресурса i -го ресурса для выпуска j -й продукции;

b_i – имеющийся ресурс;

d_j и D_j – минимальное и максимальное допустимые значения x_j .

В современных условиях рыночных отношений при дефиците материальных и финансовых ресурсов, несбалансированности производственных планов по номенклатуре, нормам расходов материалов возникают различного рода нарушения, корректировки планов и др. Для предотвращения таких ситуаций сбалансированность планов по номенклатуре, заданным показателям и ресурсам можно оперативно проверять с помощью ЭВМ сразу же при решении задачи. При этом необходимо опираться на достоверную нормативную базу. Чем может помочь ЭВМ в анализе несбалансированных задач?

- 1) Решая задачу распределения ресурсов на ЭВМ, до получения окончательного результата мы не знаем, сбалансирована она или нет. Однако, если существует подозрение о несбалансированности задачи, то имеет смысл сразу же так составить математическую модель, чтобы она учитывала возможную недостачу ресурсов.
- 2) Если нам желательно минимизировать дополнительные ресурсы y_i при получении прибыли от производства продукции, то целевую функцию необходимо записать с учетом этого условия:

$$F_1 = y_1 + y_2 + \dots + y_m \rightarrow \min,$$

а условия получения прибыли включить в состав ограничений.

Определение области допустимых решений (ОДР) в реальных задачах со многими переменными и ограничениями связано с очень большим объёмом вычислений. Для аналитического решения задач линейного программирования разработан специальный алгоритм, называемый симплекс-методом, с переходом от одной вершины ОДР к другой с улучшением целевой функции. Определение

значения целевой функции и переменных в одной вершине считается итерацией. Число итераций зависит от числа искомым переменных и в реальных задачах может измеряться сотнями. Вручную при помощи симплекс-метода можно решать задачи, содержащие не более 10 переменных.

В реальных ситуациях без ЭВМ и прикладных программ вычислений поиск оптимального решения практически невозможен.

Так как оптимальное решение задачи линейного программирования соответствует вершине ОДР, то можно сформулировать следующие выводы:

- если оптимальным решением являются координаты вершин ОДР, то сколько вершин имеет ОДР, столько оптимальных решений может иметь задача;
- чем больше существует ограничений в решении задачи, тем больше будет число вершин и число оптимальных решений;
- введение дополнительных решений никогда не обеспечит получения оптимального решения.

На практике обычно решают многопараметрические задачи линейного программирования, применяя метод последовательных уступок. Суть метода заключается в том, что один из оптимизируемых параметров принимается в качестве целевой функции, а для других задаются предельные значения граничных условий.

Проиллюстрируем рассмотренный метод на следующем примере.

Пример 1.7. Пусть на шахте предусмотрен ввод в эксплуатацию четырех очистных забоев с различными вариантами механизации: молотковая лава; лава с комбайном и деревянной крепью; лава, оборудованная механизированным комплексом и лава со щитовым агрегатом. Каждый вариант требует использования определенных ресурсов и в результате может дать определенный уровень прибыли с единицы продукции (тонны угля). Применить по горно-геологическим условиям можно именно указанные средства механизации и необходимо получить оптимальный вариант плана по критерию максимума прибыли. Исходные данные задачи приведены в таблице 1.5 и приняты условно, что никак не влияет на ход решения. В реальной задаче исходные данные должны быть

определены наиболее точно с применением соответствующих методов технико-экономического анализа.

Таблица 1.5.

Исходные данные задачи

Элемент модели	Вид механизации				Располагаемый ресурс
	Молоток П1	Комбайн П2	Комплекс П3	Агрегат П4	
Ресурсы: трудовые	24	18	9	9	40
материальные	6	5	4	3	ПО
оборудование	4	6	13	13	160
Прибыль от единицы продукции	60	80	120	130	–
План	X_1	X_2	X_3	X_4	–

Составляем систему уравнений - математическую модель задачи, предполагая линейные зависимости:

$$F = 60x_1 + 80x_2 + 120x_3 + 130x_4 \rightarrow \max$$

$$24x_1 + 18x_2 + 9x_3 + 9x_4 \leq 40$$

$$6x_1 + 5x_2 + 4x_3 + 3x_4 \leq 110$$

$$4x_1 + 6x_2 + 13x_3 + 13x_4 \leq 160$$

$$x_j \geq 0, j = 1, 2, 3, 4$$

Решаем данную систему неравенств на ЭВМ, используя *MS Excel*. Получен оптимальный план производства:

Microsoft Excel 9.0 Отчет по результатам

Рабочий лист: [Книга2]Лист1

Отчет создан: 12.11.10 16:14:46

Ограничения

Ячейка	Имя	Значение	Формула	Статус	Разница
\$C\$2	x2	12,83	\$C\$2<=110	не связан.	97,17
\$C\$1	x1	40,00	\$C\$1<=40	связанное	0,00
\$C\$3	x3	50,00	\$C\$3<=50	связанное	0,00
\$B\$4	x4	3,77	\$B\$4>=0	не связан.	3,77
\$B\$1	x1	0,25	\$B\$1<=100000	не связан.	99999,75
\$B\$2	x2	0,00	\$B\$2<=100000	не связан.	100000,00
\$B\$3	x3	0,00	\$B\$3<=100000	не связан.	100000,00
\$B\$4	x4	3,77	\$B\$4<=100000	не связан.	99996,23
\$B\$1	x1	0,25	\$B\$1>=0'	не связан.	0,25
\$B\$2	x2	0,00	\$B\$2>=0	связанное	0,00
\$B\$3	x3	0,00	\$B\$3>=0	связанное	0,00

Microsoft Excel 9.0 Отчет по устойчивости

Рабочий лист: [Книга2]Лист1

Отчет создан: 12.11.10 16:15:02

Изменяемые ячейки

		Результ.	Нормир.
Ячейка	Имя	значение	градиент
\$B\$1	x1	0,25	0,00
\$B\$2	x2	0,00	-3,04
\$B\$3	x3	0,00	-10,00
\$B\$4	x4	3,77	0,00

Ограничения

		Результ.	Лагранжа
Ячейка	Имя	значение	Множитель
\$C\$2	x2	12,83	0,00
\$C\$1	x1	40,00	0,94
\$C\$3	x3	50,00	9,35

Microsoft Excel 9.0 Отчет по пределам

Рабочий лист: [Книга2]Лист1

Отчет создан: 12.11.10 16:15:02

Ячейка	Целевое Имя	значение
\$G\$13		505.07

Ячейка	Изменяемое	значение	Нижний	Целевое	Верхний	Целевое
	Имя		предел	результат	предел	результат
\$B\$1	x1	0,25	0,00	489,86	0,25	505,07
\$B\$2	x2	0,00	0,00	505,07	0,00	505,07
\$B\$3	x3	0,00	0,00	505,07	0,00	505,07
\$B\$4	x4	3,77	0,00	15,22	3,77	505,07

Оптимальный план предусматривает $X_1 = 0,25$, $X_4 = 3,77$ и $X_2 = X_3 = 0$.

К числу усложненных методов оптимизации можно отнести методы целочисленного и стохастического программирования и ряд сетевых моделей.

Задачи оптимизации, решением которых должны быть целые числа, называют задачами целочисленного программирования. В том случае, если ограничения и целевая функция задачи представляют собой линейные зависимости, задачу называют целочисленной задачей линейного программирования. Если же хотя бы одна зависимость является нелинейной, задачу называют целочисленной задачей нелинейного программирования.

Рассмотрим специфику решения целочисленных задач.

Математическая модель задачи целочисленного программирования, с точки зрения зависимостей, ничем не отличается от задачи линейного программирования и ей подобных. Единственное отличие состоит в том, что в ней есть строка, где X_j ($j = 1, \dots, k \geq n$) - целые, которая оказывает существенное влияние на решение задачи и значительно его усложняет. Число целочисленных переменных k может удовлетворять одному из двух вариантов.

Если $k \geq n$, где n - общее число всех переменных, то в ответе все переменные должны быть только целыми; в этом случае задачу называют полностью целочисленной. Если $k < n$, т.е. в ответе только k переменных должны быть целыми, а остальные в заданных граничных условиях могут принимать любые значения, то задачу называют частично целочисленной. Следует отметить, что для решения задачи все целочисленные переменные обязательно должны иметь верхнюю границу.

Решение целочисленных и непрерывных задач оптимизации имеет принципиальные различия, суть которых заключается в следующем.

Непрерывные задачи обычно решаются симплекс-методом с построением симплекс-таблиц, при этом каждой итерации соответствует своя симплекс-таблица, на основании ряда признаков, по которым можно получить ответы на вопросы: имеет ли задача допустимое решение и является ли решение на данной итерации допустимым или оптимальным? При наличии решения задачу решают до тех пор, пока не выявятся определенные признаки (решение является допустимым, если удовлетворяется один признак, и оптимальным, если удовлетворяются оба признака). Для целочисленных задач такие признаки отсутствуют, поэтому по задаче нельзя судить о том, имеет ли она вообще допустимое решение и является ли полученное решение оптимальным.

Во многих практических случаях искомые переменные принимают не любые целые значения, а лишь одно из двух: либо 0, либо 1. Такие переменные называют булевыми. Чтобы отличать их от обычных целочисленных переменных и не писать каждый раз $x \in [0;1]$ их обозначают δ . С помощью булевых переменных решаются разнообразные по содержанию задачи, связанные с процессами выбора различных вариантов и дискретного программирования. Более подробно с методами целочисленного программирования можно ознакомиться по рекомендуемой литературе к настоящему разделу [14, 15, 16].

1.6. Задачи стохастического программирования

Как нам уже известно, значительную долю управленческих решений можно рассматривать как решение задач оптимизации, выбора, управления и распределения ресурсов, математической моделью которых выступает задача линейного программирования, в которой переменные величины являются строго детерминированными при их точных и известных значениях.

Однако на практике такая определенность существует редко: нам часто неизвестны сроки, условия и объемы поставок ресурсов и реализации продукта производства (данные параметры, в свою очередь, зависят еще от множества случайных внешних и внутренних факторов – выделенных фондов, соответствия качества

ресурса предъявляемым требованиям, своевременности и полноты поставки, уровня оперативности и исполнительности персонала и др.), которые физически заранее определить просто невозможно. Причем, чем больше период планирования или прогнозирования, тем выше степень неопределенности в однозначной оценке возможных значений ресурсов, норм расхода, коэффициентов целевой функции. Однако и в этих ситуациях необходимо принимать четкие управленческие решения, уметь составлять детерминированные планы, оценивать случайные (благоприятные и не совсем) ситуации с помощью методов теории вероятностей.

Так как случайные величины или процессы описываются количественными характеристиками (математическим ожиданием, дисперсией, средним квадратическим отклонением, коэффициентом вариабельности и др.) или законами распределения, то имеются особенности составления математических моделей и решения задач оптимизации и распределения ресурсов в условиях неопределенности.

Так как множество задач принятия решений по форме обычно сводится к задачам составления планов, а по содержанию - к задачам распределения ресурсов и в условиях реальной жизни величины переменных математической модели оказываются случайными, то ЛПР вынуждено решать задачи не линейного, а стохастического программирования (СТП).

Так как случайные величины могут определяться как реализациями, так и их количественными характеристиками и законом распределения, то на этапе планирования, как правило, реализации обычно неизвестны и поэтому пользуются только характеристиками случайных величин и законами их распределения. Составление математической модели начинается с рассмотрения целевой функции. Если величины C_j , входящие в целевую функцию, являются случайными, то задача стохастического программирования может быть сформулирована в двух M - или P - постановках.

При M -постановке целевая функция, означающая максимизацию (минимизацию) математического ожидания, записывается в виде:

$$F = M \left[\sum_{j=1}^n c_j x_j \right] \rightarrow \max(\min) \quad (1.36)$$

Если от математического ожидания целевой функции перейти к математическим ожиданиям случайных величин c_j , то получим:

$$F = \sum_{j=1}^n M[c_j] x_j \rightarrow \max(\min) \quad (1.37)$$

Таким образом, при М-постановке задачи стохастического программирования для ее решения требуется найти такие значения искомых переменных x , при которых математическое ожидание целевой функции имеет оптимальное (максимум или минимум) значение.

При P - постановке задача стохастического программирования формулируется несколько иначе. Прежде всего, должно быть дополнительно задано предельно допустимое наихудшее значение целевой функции. При максимизации задается минимально допустимое значение F_{min} и требуется выполнение условия $F > F_{min}$. При минимизации задается максимально допустимое значение F_{max} и нужно выполнить условие $F < F_{max}$.

Суть P - постановки заключается в том, что необходимо найти такие значения x , при которых максимизируется вероятность того, что целевая функция будет не хуже предельно допустимого значения.

Целевая функция в P - постановке задачи СТП имеет вид:

- при максимизации

$$F = P \left(\sum_{j=1}^n c_j x_j \geq F_{min} \right) \rightarrow \max \quad (1.38)$$

- при минимизации

$$F = P \left(\sum_{j=1}^n c_j x_j \geq F_{max} \right) \rightarrow \min \quad (1.39)$$

Здесь как при минимизации, так и при максимизации целевой функции, следует стремиться к максимизации вероятности. Но при максимизации целевой функции наименьшее допустимое значение задается как F_{\min} , а при минимизации целевой функции - как F_{\max} . Поэтому, чтобы при максимизации увеличивать значение целевой функции, следует увеличивать значение F_{\min} . Аналогично при минимизации целевой функции следует уменьшать значение F_{\max} .

Таким образом, целевые функции в M - и P - постановках задачи СТП принципиально различаются между собой.

Посмотрим, как учитывается фактор неопределенности при записи ограничений. Так как в ограничения задачи входят величины a_{ij} и b_i , то учесть случайность этих величин можно, как и для целевой функции, в двух вариантах. В первом варианте (M -постановке задачи СТП) случайные величины определяются их математическими ожиданиями, и ограничения записываются в виде:

$$\sum \bar{a}_{ij} \cdot x_j \leq \bar{b}_i, \quad (1.40)$$

где \bar{a}_{ij} и \bar{b}_i , – математические ожидания случайных величин.

В этом случае стохастический характер задачи, по сути, никак не учитывается.

Во втором варианте (P -постановке задачи СТП) каждое 1-е ограничение должно быть записано следующим образом:

$$P \left[\sum_{j=1}^n a_{ij} x_j \leq b_i \right] \geq g_j. \quad (1.41)$$

Эта запись означает, что вероятность выполнения каждого заданного ограничения должна быть не менее назначенной величины g_j . Задачу, включающую условия (1.41), называют задачей с вероятностными ограничениями.

В общем случае задачи как в M -, так и в P - постановках непосредственно не решаются. Возможным методом решения этих задач является переход к их детерминированным эквивалентам, в основе которого лежит использование закона распределения случайных величин.

1.7. Сетевые модели в оптимизации процессов

Одним из универсальных средств представления информации о специфике протекания различного рода технических, экономических, организационных процессов и функционирования систем являются графовые модели. Под графом понимают совокупность вершин, отображаемых кружочками, точками и ребер (дуг), взвешенных каким-либо образом и соединяющих вершины графа. Граф, в котором связь между вершинами имеет направление, отображаясь с помощью дуг, называется сетью. С помощью сетей решаются различные оптимизационные задачи, связанные с пространственным перемещением объектов, временным исполнением работ субъектами и др.

Рассмотрим некоторые наиболее распространенные на практике сетевые модели и задачи.

В нашей жизни часто встречаются ситуации, которые связаны с перемещением («из пункта A в пункт C ») и разнообразным поведением j -го субъекта или функционированием i -го объекта. К числу таких задач относится задача, связанная с минимизацией пути при посещении ряда объектов.

Для составления математической модели задачи обычно вводят следующие обозначения: i и j – номера пунктов выезда и заезда; t_{ij} – время переезда из пункта i в пункт j (в общем случае t_{ij} не равняется t_{ji} , например, если один пункт находится на возвышенности, а другой – в долине). Кроме этого, вводятся булевы переменные, причем принимают, что $\delta_{ij} = 1$, если из пункта i мы едем в пункт j ; $\delta_{ji} = 0$ – в противном случае.

Для поиска кратчайшего пути данная задача формулируется следующим образом: из пункта i в пункт j ведет много дорог, на одних из которых движение одностороннее, а на других – двустороннее (длина пути между пунктами указывается на каждой дуге). Требуется найти кратчайший путь из пункта i в пункт j .

При составлении математической модели задачи должно соблюдаться условие непрерывности маршрута и одноразовости посещения пунктов (в каждый пункт должна входить и выходить

только одна дуга). Это требование выполняется, если соблюдаются условия:

- для дуг, входящих в пункт

$$N_{i\text{вв}} = \sum_{k=1}^p \delta_{ki} = 1, \quad (1.42)$$

где δ_{ki} – соответствует дуге, выходящей из пункта k и входящей в пункт i ; $\delta_{ki} = 1$ если дуга $k-i$ входит в маршрут; $\delta_{ki} = 0$ – в противном случае;

- для дуг, выходящих из пункта

$$N_{j\text{ввы}} = \sum_{k=1}^p \delta_{ij} = 1, \quad (1.43)$$

где δ_{ij} – соответствует дуге, выходящей из пункта i и входящей в пункт j ; $\delta_{ij} = 1$, если дуга $i-j$ входит в маршрут; $\delta_{ij} = 0$ – в противном случае.

Все пункты маршрута подразделяются на начальный, промежуточный и конечный, и для них должно выполняться условие:

$$N_{i\text{вв}} - N_{i\text{вв}} = \begin{cases} 1 - \text{для начального пункта;} \\ 0 - \text{для промежуточного пункта;} \\ 1 - \text{для конечного пункта.} \end{cases}$$

Если необходимо, чтобы маршрут имел при этом и кратчайшую длину, необходимо добавить следующую целевую функцию:

$$F = \sum_i \sum_j c_y \delta_y \quad (1.44)$$

где C_y - длина пути, а суммирование производится по всем дугам.

Объединяя ограничения и целевую функцию, запишем систему:

$$\left. \begin{aligned} & F = \sum_i \sum_j c_y \delta_y \rightarrow \min \\ & \sum_{k=1}^n \delta_{ki} - \sum_{j=1}^l \delta_{ij} = 1 - \text{для } \underline{\text{начального}} \text{ } \underline{\text{пункта}}; \\ & \qquad \qquad \qquad 0 - \text{для } \underline{\text{промежуточного}} \text{ } \underline{\text{пункта}}; \\ & \qquad \qquad \qquad 1 - \text{для } \underline{\text{конечного}} \text{ } \underline{\text{пункта}} \end{aligned} \right\}$$

На переменные δ_{ij} здесь достаточно наложить только требование неотрицательности. Требование же, чтобы $\delta_{ij}=0$ или $\delta_{ij}=1$, можно не накладывать, так как такая задача из-за ограничений обеспечивает получение в решении для δ_{ij} только либо нуля, либо единицы.

Таким образом, приведенная система является обычной задачей линейного программирования, которую можно реализовать без наложения требований в целочисленную.

Реально существующие длинные маршруты трудно обозримо. Сплошной же перебор всевозможных вариантов - весьма трудоемкая процедура, поэтому для нахождения кратчайшего пути необходимо решение задачи линейного программирования. В общем случае характеристика дуги $i - j$ может иметь самый различный смысл: продолжительность, стоимость, трудоемкость и т.д. В целом к задаче выбора кратчайшего пути или маршрута сводятся самые разнообразные задачи, включая задачу выбора оптимального маршрута при разработке технологических процессов.

К классу задач сетевого моделирования относится задача о распределении потоков в сетях. Решение этой задачи базируется на наличии сети определенной конфигурации, по которой транспортируется продукция (нефть, газ и др.). Для шахт она может использоваться при установлении оптимальных схем вентиляции. Обычно требуется найти оптимальный вариант транспортировки продукции (потока в сети) за определенное время.

При составлении математической модели такой задачи принимают, что элементы сети (дуги и узлы) имеют характеристики. Каждая дуга $i - j$ характеризуется: C_v - стоимостью транспортировки единицы продукции по дуге; D_v - пропускной способностью дуги, в общем случае изменяющейся в пределах $0 < D_v < \infty$ (отсюда имеем, что $D_v=0$, если дуга $i - j$ отсутствует, т.е. узлы i и j не связаны между собой; $D_v=\infty$, если на пропускную способность участка $i - j$ не накладываються никаких ограничений).

В такой сети могут быть узлы трех видов: выпускающие, потребляющие и транзитные. Характеристиками для таких узлов являются:

- для выпускающего – A_i , (количество продукции, выпускаемой узлом i в единицу времени);
- для потребляющего – B_j (количество продукции, потребляемой узлом j в единицу времени);
- для транзитного узла – $A_i B_j = 0$.

В общем случае в каждый узел могут входить и выходить потоки. Суммарные потоки, соответственно входящие в i -й узел ($S_{вх}$) и выходящие из него ($S_{вых}$) определяются так:

$$S_{вх} = \sum_{k=1}^p x_{ki} \quad (1.45)$$

$$S_{вых} = \sum_{j=1}^l x_{ij} \quad (1.46)$$

Подставив значения $S_{вх}$ и $S_{вых}$ для транзитного узла, получим уравнение сохранения потока:

$$\sum_{k=1}^p x_{ki} = \sum_{j=1}^l x_{ij} \quad (1.47)$$

Составим уравнения для выпускающего и потребляющего узлов:

- для выпускающего узла:

$$S_{вх} = A_i + \sum_{k=1}^p x_{ki} \quad (1.48)$$

$$S_{вых} = \sum_{j=1}^l x_{ij} \quad (1.49)$$

- для потребляющего узла:

$$S_{вх} = \sum_{k=1}^p x_{ki} \quad (1.50)$$

$$S_{вых} = B_j + \sum_{j=1}^l x_{ij} \quad (1.51)$$

Объединяя уравнения разных типов узлов, получим:

$$\sum_{k=1}^p x_{ki} = A_1 \quad \text{— для начального узла;}$$

$$\sum_{k=1}^n x_{kn} = B_n \quad \text{— для конечного узла;}$$

$$\sum_{k=1}^p x_{ki} - \sum_{j=1}^l x_{ij} = 0 \quad \text{— для транзитного узла.}$$

Данные уравнения обеспечивают условие непрерывности потока и являются ограничениями, которые обеспечивают возможность получить допустимые решения. Если мы должны решить задачу оптимизации потока в сети, то необходимо сформулировать целевую функцию:

1. *Минимизация стоимости:*

$$\left. \begin{aligned} F &= \sum_i \sum_j c_{ij} x_{ij} \rightarrow \min \\ A_1 &= A_3 \\ 0 &\leq x_{ij} \leq D_{ij} \end{aligned} \right\} \quad (1.52)$$

2. *Максимизация потока*

$$\left. \begin{aligned} F &= \sum_i \sum_j B_{ij} \rightarrow \max \\ A_1 &= A_3 \\ 0 &\leq x_{ij} \leq D_{ij} \end{aligned} \right\} \quad (1.53)$$

Первая постановка обеспечивает получение потоков в сети, которые не превышают по каждой дуге ее пропускной способности, а также минимальную стоимость транспортировки. Вторая постановка — получение максимального потока, стоимость транспортировки которого по всем дугам не превышает заданной стоимости C_3 .

Решение задач поиска варианта потока минимальной стоимости связано с анализом сети определенной конфигурации, в которой каждая дуга характеризуется стоимостью транспортировки единицы продукции, и требуется найти оптимальный вариант распределения потока в сети по критерию минимума стоимости,

т.е. определить поток минимальной стоимости. Заметим, что при ограничении пропускной способности какой-либо дуги происходит перераспределение потоков, но, без увеличения стоимости транспортировки. Если одно и то же значение целевой функции получается при различных наборах значений переменных, то такое решение называют альтернативным. При одинаковой стоимости различных путей из узла i в узел j ограничение пропускной способности по дуге $(i-j)$ не вызывает повышения стоимости продукции, которая может продолжать транспортироваться по дуге $(k-j)$. Дальнейшее ограничение пропускной способности дуги $(k-j)$ приведет к тому, что продукция, имеющаяся в начальном узле сети, не будет доставлена в конечный узел j .

Решение задачи поиска максимума потока в сети при ограничении на суммарную стоимость A можно иногда находить очень просто: зная, что путь минимальной стоимости проходит через все узлы по определенным дугам графа, причем его стоимость c_{ij} также известна, можно утверждать, что максимальный поток пройдет по тому же пути, а его объем (количество Q) составит: $Q = A/c_{ij}$.

В целом задачи распределения потоков на сетях и оптимизации ресурсов имеют различные модификации. Множество разнообразных по содержанию приложений можно представить в виде задач оптимизации, решаемых специальными и более эффективными методами, включая применение специальных пакетов прикладных программ, реализующих методы расчета оптимальных решений, например, применяя компьютерные средства *MS Excel*, подробно рассмотренные в рекомендуемой литературе [16].

Раздел 2. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ*

2.1. Основные направления совершенствования проектирования шахт

К числу основных направлений совершенствования проектирования шахт на современном этапе относятся:

1. Совершенствование технологических, объемно-планировочных и конструктивных решений, что предусматривает:

- применение способов и схем вскрытия и подготовки, обеспечивающих высокую концентрацию горных работ, минимальный объем проводимых и поддерживаемых выработок, непрерывный транспорт, прямоточное проветривание;

- применение высокопроизводительных и надежных видов забойного оборудования, обеспечивающего высокие технико-экономические показатели работы при минимальной трудоемкости работ;

- закладку выработанного пространства породой для сокращения и исключения ее выдачи на поверхность с целью более эффективного управления горным давлением и сдвижением массива пород;

- применение наиболее совершенных видов крепления и способов охраны горных выработок, обеспечивающих их безремонтное поддержание в течение всего срока службы;

- преимущественное применение столбовых систем разработки с длиной выемочных столбов, создающих возможность длительной работы комплексов очистного оборудования без демонтажа;

- применение на основных горизонтах для доставки угля мощных конвейеров или тяжелых электровозов с донной разгрузкой;

- применение стационарных и передвижных аккумуляющих емкостей на сопряжениях средств транспорта и погрузочных пунктов большой производительности;

- применение схем и способов вентиляции шахт и выемочных участков, дегазации пластов и их спутников, вмещающих пород и

* В написании раздела принимали участие: Шипунова И.В., Житленок О.М.

выработанного пространства, кондиционирования шахтного воздуха и мер по борьбе с пылью, что обеспечивает безопасное ведение работ, нормальные климатические и санитарные условия в шахте;

- создание центральных породных отвалов, располагаемых в отдалении от жилых массивов и промышленных площадок на непроизводительных земельных участках и др.

2.Повышение в проектах уровня индустриализации строительства, использование прогрессивных материалов и изделий.

3.Повышение обоснованности и достоверности исходной базы для расчета.

4.Оптимизация проектных решений и автоматизация расчета.

5.Совершенствование технологии и организации проектных работ.

Специфика угольных шахт, достигнутый уровень развития технологии и организации производства допускают при их расчете определенную свободу выбора качественных и количественных параметров, на согласованное сочетание которых оказывают влияние многочисленные природные, технологические, организационные и социально-экономические факторы.

Выбор оптимальных проектных решений требует многовариантного расчета, который в полном масштабе практически может быть осуществлено только при использовании системы автоматизированного проектирования с использованием современных компьютеров.

Опыт работы показывает, что применение дорогостоящих очистных механизированных комплексов и агрегатов оказывается эффективным только при достижении относительно высокой нагрузки на очистной забой.

В этом отношении наиболее благоприятные условия создаются при работе от границ выемочных полей путем применения систем разработки с обратным порядком отработки очистных забоев.

В Центральном районе Донбасса комплексно-механизированные очистные забои, оборудованные щитовыми агрегатами, отрабатываются короткими столбами по падению.

Основными причинами сохранения сплошной системы разработки, как показало обследование, действующих шахт, является:

- отставание подготовительных работ;
- недостаточная пропускная способность внутришахтного транспорта;
- высокая газообильность выработок;
- опасность внезапных выбросов.

В тоже время, технико-экономические показатели работы очистных забоев, работающих по столбовой системе, значительно выше, чем при сплошной системе разработки. Более высокие результаты работы связаны во многом с улучшением состояния штреков, примыкающих к очистным забоям, что ведет к снижению трудоемкости работ по их поддержанию. Наряду с этим, по сравнению со сплошной системой, повышается надежность работы транспорта.

Важным достоинством систем с обратным порядком отработки является то обстоятельство, что скорость подвигания последних в большинстве случаев не сдерживается подготовительными работами, очистные работы отделены от подготовительных и для механизации последних может быть применено высокопроизводительное проходческое оборудование.

Это обстоятельство имеет особенно большое значение при внедрении механизированных крепей типа КГУ.

Таким образом, при внедрении средств комплексной механизации очистных работ целесообразно ориентироваться исключительно на системы разработки с обратным порядком отработки столбов: длинные столбы (в классическом варианте или в виде комбинированных вариантов системы) по простиранию или падению угольных пластов.

Основными средствами достижения этих целей следует считать разделение во времени и пространстве очистных и подготовительных работ при одновременном максимально возможном упрощении конструкций вариантов систем разработки для повышения их надежности и обеспечение эффективного проветривания выработок, а также группирование нескольких лав на одну откаточную выработку и применение рациональных параметров очистных забоев, которые должны оснащаться высокопроизводительным и надежным в эксплуатации горношахтным оборудованием.

Эффективность применения систем разработки, существенно возрастает в результате применения оптимальных значений их геометрических элементов, прежде всего длины лавы и размеров выемочного поля и особенно при повышении величины среднесуточной добычи угля из комплексно-механизированных лав.

Совершенствование применяемых на шахтах систем разработки в соответствии с выявленными тенденциями необходимо вести с учетом методов выбора рациональных выемочных средств, определения нагрузок на очистные забои и связанных с этим мероприятий по их повышению, определения оптимальных длин лав и выемочных полей, а также установления эффективных способов резервирования фронта очистных работ при ориентировке на обратный порядок отработки очистных забоев с комплексной механизацией работ.

Анализ общего состояния проблемы оптимизации основных и качественных характеристик угольных шахт показывает, что методы ее решения в Украине успешно разрабатываются в научно-исследовательских, проектных и учебных институтах.

Разработкой теории оптимального расчета угольных шахт для различных горно-геологических и горнотехнических условий занимаются ДонНТУ, ДонУГИ, ДонНИИ и другие организации. Многочисленные исследования показывают, что основные элементы систем разработки, особенно нагрузка на очистной забой и применяемые выемочные средства, оказывают существенное влияние на результирующие показатели угледобывающего предприятия в целом.

Обобщение и анализ существующих методов оптимизации позволяют выявить направление дальнейшего совершенствования методических разработок.

2.2. Методические основы расчета технологических систем шахт

Угольные шахты характеризуются комплексом качественных и количественных показателей.

Качественные показатели отражают конструктивные, организационные и технические стороны технологии разработки угольных месторождений.

К качественным показателям относятся:

- схема и способ вскрытия;
- схема подготовки;
- система разработки;
- схема вентиляции и транспорта;
- средства механизации производственных процессов;
- порядок отработки пластов и выемочных участков и др.

Для качественных параметров свойственна дискретная определенность, их выбор носит альтернативный, взаимоисключающий характер. Качественные показатели не имеют натуральной размерности.

Совокупность качественных параметров можно объединить в дискретное множество (X). Отдельную группу качественных и количественных параметров представляют горно-геологические условия месторождения в т.ч.:

- конфигурация шахтного поля и его размеры;
- пространственное расположение и количество пластов;
- распределение запасов в шахтном поле;
- гипсометрия пластов, их мощность, углы падения, газоносность, крепость;
- устойчивость вмещающих пород и т.д.

При этом надо иметь в виду, что природные характеристики не являются постоянными в шахтном поле.

К количественным параметрам шахты относятся:

- мощность шахты;
- нагрузка на очистной забой;
- размеры панелей, этажей, горизонтов;
- длина лавы;
- количество очистных забоев в одновременной работе на пласте, в крыле шахтного поля;
- число панелей или блоков в шахтном поле и др.

Качественные и количественные параметры шахты не остаются во времени постоянными. Изменение проектных решений по качественным показателям связано с весьма значительными затратами, поэтому очень редко отказываются от ранее принятых и уже реализованных технических решений.

Анализ продолжительности эксплуатации средств механизации очистных и подготовительных работ на действующих шахтах

показывает, что эти параметры технологий сменяются значительно быстрее (5-7 лет).

Процесс расчета технологических систем шахт базируется на неизменности основных параметров в течение всего срока службы.

Однозначно в расчете устанавливаются:

- производственная мощность шахты;
- технические решения по вскрытию и подготовке шахтного поля;
- схема вентиляции и транспорта;
- система разработки;
- средства подъема и транспорта;
- основные сооружения поверхностного комплекса.

При этом исходят из постоянства производительности машин и установок, нагрузки на очистные забои, темпов проведения горных выработок. Обоснование параметров выемочного участка:

- длина и подвигание очистного забоя;
- высота этажа;
- размеры панелей и др.

Процесс расчета заканчивается применением некоторых определенных значений на время отработки запасов шахтного поля. В период эксплуатации шахты это приводит к противоречию между возрастающими возможностями одних элементов технологии и соответственно снижающимися возможностями других элементов. Проявляются, так называемые, «узкие места» в технологии добычи угля на шахте (производительность подъема, параметры вентиляторов главного проветривания, пропускная способность околоствольного двора и технологического комплекса на поверхности, длина выемочных участков и др.).

Представление о параметрах шахты и элементах технологической схемы, как неизменных в первую очередь, объясняется первичной информацией, имеющейся в распоряжении расчетчиков.

Мощность угольных пластов представляется средневзвешенной. Углы падения разрабатываемых пластов, физико-математические свойства пород принимаются на первоначальный период освоения проектной мощности шахты. В дальнейшем постоянные перемены в горно-геологических условиях шахты могут быть благоприятными для одних производственных процессов и неблагоприятными для других.

Фактическая продолжительность эффективной эксплуатации, принятая в проекте мероприятий («долгожитие» элементов технологической схемы) определяется из выражения:

$$T = T_b - T_n,$$

где T_b – время выбытия из эксплуатации конкретного технологического звена;

T_n – время принятия проектного решения соответствующего варианта технологической схемы.

Наряду с этим определяются средние показатели «долгожития» реализованных проектных решений, элементов технологических средств механизации и т.д.

$$T_g = \sum_{i=1}^{i=n} T / n,$$

где n – продолжительность «долгожития» элементов технологических схем, технических средств и др., лет.

Как показали расчеты, «долгожитие» основных элементов технологической схемы (схемы вскрытия, схемы подготовки, схемы вентиляции, схемы транспорта и др.) для шахт Донбасса, разрабатывающих крутые пласты, в среднем, превышает 20 лет.

Расчет технологических систем шахты связан с оптимизацией и экономической оценкой альтернативных решений на базе стоимостных показателей на ведение производственных процессов в т.ч. обеспечение их энергией, материалами и оборудованием.

В условиях многовариантности возможных решений при разработке проектов строительства и реконструкции шахт очевидной становится проблема выявления их общей полезности, выгоды и экономичности.

В угольной промышленности оптимальность понимается как наивысшая степень эффективности проектных решений по отношению к конечной цели производства, и в этой связи существуют общие требования к технологии и технологической схеме подземной разработки угля:

1. *Достаточная производительность технологии*, которая в свою очередь предполагает соответствующую пропускную способность всех элементов технологической схемы.
2. *Безопасность технологии, технологической схемы.*

3. *Поточность технологии, способность технологической схемы обеспечить правильное выполнение основных производственных процессов.* В наибольшей степени поточность технологии обеспечивается производительной работой очистных забоев.
4. *Концентрация разработки.* Это требование выполняется в том случае, когда достигается наибольшая нагрузка на горизонт, на угольный пласт, на выемочный участок и на очистной забой. Концентрация разработки достигается за счет интенсификации основных производственных процессов, а также сосредоточения максимального объема горных работ в пределах одного горизонта, пласта.
5. *Надежность технологии и технологической схемы шахты.* Общая продолжительность безаварийной непрерывной работы шахты в течение суток определяет производительность шахты. Устранение причин остановки и включение всей технологии в производительное функционирование связано с определенным временем. Частота подобных аварийных ситуаций свидетельствует об уровне надежности технологической цепочки шахты. Причинами остановки производственных процессов могут быть: неожиданное выделение газа и ухудшение условий проветривания; обрушение кровли в очистных забоях; завалы в подготовительных выработках; поломки машин, механизмов; отказы в системе электроснабжения и др. Поэтому конструирование технологической схемы должно сводиться к применению таких элементов, при которых возможность наступления аварийных ситуаций становится маловероятной.
6. *Динамичность технологической схемы.* Технический прогресс, научные достижения непрерывно совершенствуют технологию подземной добычи угля. В этих условиях отдельные элементы и даже вся технологическая схема шахты могут оказаться устаревшими, затрудняющими применение новых способов ведения горных работ. Устранение ограничений развития добычи угля по шахте, роста концентрации работ и технико-экономических показателей выполнить на практике сложно, долго и дорого. Одни варианты технологической схемы совершенствуются сравнительно быстро, другие – весьма продолжительное время. Требование

динамичности технологической схемы шахты предполагает предпочтение гибких вариантов изменения параметров отдельных элементов.

7. Невысокая трудоемкость технологии, низкая трудоемкость обслуживания и реализации технологической схемы.

2.3. Расчет параметров угольных шахт

Совокупность качественных и количественных параметров шахты, принятых в проекте строительства, реконструкции, технологического перевооружения, определяет технико-экономический уровень предприятия. В этой связи расчет горно-технологической схемы шахты должен осуществляться на основе комплексного анализа горно-геологических, организационно-экономических исходных данных и результатов научных исследований.

В общем случае формируются несколько вариантов, которые отражают:

- схемы вскрытия, подготовки и разработки пластов;
- схему проветривания шахты;
- способы проведения и крепления выработок;
- схему и средства транспорта;
- очистные и подготовительные работы;
- горно-геометрические параметры шахтного поля и его элементов (блоки, выемочные поля, участки и др.);
- производственную мощность шахты (нагрузки на лавы, число действующих лав, число панелей, блоков и пластов в одновременной работе и др.).

Отдельные параметры шахты могут быть оптимизируемыми. К числу оптимизируемых относятся такие параметры, по которым в конкретных условиях возможны различные решения и которые могут быть количественно оценены по принятому критерию оптимальности. Применительно к шахте оптимизируемые параметры являются переменными экономико-математической модели (ЭМИ).

Установление номенклатуры оптимизируемых параметров имеет весьма важное значение, т.к. неоправданно большое их число в значительной степени усложняет решение задачи и затрудняет

анализ результатов исследования. Не следует включать в ЭМИ шахты параметры, которые могут быть активизированы с помощью локальных моделей.

Следует избегать увеличения числа вариантов. Число вариантов значений количественного параметра, как правило, не должно превышать 5-6.

Существует оптимальное число независимых переменных моделей (N_0), которому соответствует наименьшая вероятность (P) ошибки решения оптимизационной задачи, а также некоторая зона, ограниченная значениями N_{\min} и N_{\max} , внутри которой вероятность ошибки не превышает заданную величину $P < P_{\max}$.

Расчет мощности шахты.

Мощность шахты является важнейшим параметром, в котором фокусируется главная цель производства. Мощность шахты определяется, прежде всего, горно-геологическими условиями залегания угольных пластов (количество, мощность и угол залегания, свойства вмещающих пород, газоносность, глубина разработки месторождения, величина запасов угля, их нагруженность), а также организационно-техническими возможностями (режим работы и нагрузка очистных забоев, производительность транспорта, подъема, системы вентиляции и др.). Величина мощности шахты определяется уровнем экономической эффективности капитальных, производственных и эксплуатационных затрат. Используют несколько методов расчета мощности шахты в т.ч. аналитический, экспериментально-статистический, экономико-математический.

Аналитический метод применяют при расчете мощности шахты, исходя из природных факторов шахтного поля (объем запасов, их нагруженность и газоносность, число и мощность угольных пластов, свойства вмещающих пород, глубина разработки), а также технических, организационных возможностей очистных забоев и надежности их работы.

Этот метод более доступен, понятен, логичен, приводит к более объективным и надежным результатам. Выражение по определению газовой мощности шахты (A_g) разработано профессором Малкиным А.С. [17]:

$$A_z = K_n (K_{nl} + K') \sqrt{Z_{np} \frac{m_0}{m_c} K_{zl}}, \quad (2.1)$$

где K_n – коэффициент надежности технологической цепи шахты, $K_n = 0,6-0,9$ (зависит от схемы подготовки, системы подъема и др.);

K_{nl} – коэффициент, учитывающей влияние числа угольных пластов в шахтном поле и в одновременной отработке, определяется из выражения:

$$K_{nl} = \frac{\sqrt{n_{nl} - n_0}}{\sqrt{n_{nl}}} \quad (2.2)$$

где n_{nl} – общее число угольных пластов в шахтном поле;

n_0 – число угольных пластов в одновременной отработке;

K' – коэффициент, учитывающий влияние уровня нагрузки на очистной забой и условий работы забоев, определяется из выражения:

$$K' = \sqrt{K_k K_n (1 + K_u + K_z + K_v) A_m \frac{m_{cp}}{m_{cp.o}}}, \quad (2.3)$$

где K_k – коэффициент, учитывающий устойчивость кровли (для неустойчивой кровли $K_k = 0,06$; средней устойчивости $K_k = 0,08$; устойчивой $K_k = 0,1$);

K_n – коэффициент, учитывающий крепость почвы ($K_n = 0,01-0,02$);

K_3 – коэффициент, учитывающий нарушенность запасов, определяется из выражения:

$$K_3 = \frac{Z_n}{Z_{np}}, \quad (2.4)$$

где Z_n – объем нарушенных запасов в шахтном поле, тыс. т;

Z_{np} – общий объем промышленных запасов, тыс. т;

K_z – коэффициент, учитывающий влияние газа, определяется из выражения:

$$K_z = \frac{q^n}{q^0}, \quad (2.5)$$

где q^n – продуктивная газоносность угольных пластов, м³/т;
 q^o – относительная газообильность шахты, м³/т;
 $K_в$ - коэффициент, учитывающий выбороопасность угольных пластов, определяется из выражения:

$$K_в = \frac{N^6}{N}, \quad (2.6)$$

где N^6 – количество выбороопасных пластов в шахтном поле;
 N – общее количество разрабатываемых пластов;
 A_m – месячная нагрузка на очистной забой при средней мощности одновременно разрабатываемых пластов, т/мес;
определяется из выражения

$$A_m = l_l m_{cp.o} V \gamma k_u n_d, \quad (2.7)$$

где l_l – длина лавы, м;

m_{cp} – средняя мощность единичного пласта, м;

$m_{cp.o}$ – средняя мощность одновременно разрабатываемых пластов, м; определяется из выражения:

$$m_{cp.o} = \frac{\sum_{i=1}^n m_{cp.i}}{N}, \quad (2.8)$$

где m_i – мощность i -го пласта, м;

V – суточное подвигание забоя, м;

γ – плотность угля, т/м³;

k_u – коэффициент извлечения угля, $k_u = 0,9-0,98$;

n_d – число рабочих дней в месяце;

$m_{o.p}$ – суммарная мощность одновременно разрабатываемых пластов в шахтном поле, м; определяется из выражения:

$$m_{o.p} = \sum_{i=1}^n m_{cp.i}; \quad (2.9)$$

m_{cp} – суммарная мощность всех пластов в шахтном поле принятых к разработке, м; определяется из выражения:

$$m_{cp} = \sum_{i=1}^n m_i; \quad (2.10)$$

$K_{зл}$ - коэффициент, учитывающий глубину разработки и угол залегания

$$K_{2л} = 1 + \frac{H_{в.г}}{H_{н.г}}, \quad (2.11)$$

где $H_{в.г}$ – глубина верхней границы шахтного поля, м;
 $H_{н.г}$ – глубина нижней границы шахтного поля, м.

Статистический метод установления экономически эффективного уровня мощности шахты, в отличие от аналитического метода, устанавливает лишь экономический уровень мощности шахты.

В качестве критерия экономичности принимается фондоемкость (Φ_0), себестоимость добычи (C) и производительность труда на шахте (P).

Объектами исследования следует брать действующие шахты, построенные в последние 15 – 20 лет. Горно-геологические условия шахт должны быть близкими условиям проектируемой шахты. При этом требуется максимальная аналогия по всем характеристикам залегания пластов, а также, чтобы значения мощности шахты, откладываемой по оси «X» были представлены тремя-пятью значениями. В настоящее время статистические зависимости, их вид и параметры рассчитываются на ПЭВМ.

Вместе с тем более продуктивно, наглядно и быстро выявляется область экономического уровня мощности шахты при составлении поля парной корреляции статистических данных на графике эмпирических линий регрессии.

Анализ распределения статистических точек в поле корреляции и состояния линий регрессии сводится к выделению области минимального уровня фондоемкости и себестоимости, а также максимального уровня производительности труда в некоторых интервалах измерения мощности шахты. Именно в этих интервалах значения мощности шахты (рис. 2.1) являются экономически выгодными.

При проектировании мощности новых горизонтов используется экономико-математический метод. При этом необходимо учитывать ряд особенностей.

С увеличением глубины работ неизбежно ухудшаются условия разработки пластов, растет стоимость основных производственных фондов шахты.

Нейтрализовать отрицательные последствия, вызываемые переходом эксплуатационных работ на более глубокий горизонт можно только путем увеличения шахты. Это возможно только при условии увеличения производительности очистных забоев, что, в свою очередь, требует дополнительных капиталовложений.

И, с точки зрения эффективности капитальных затрат, увеличение мощности шахты должно базироваться на значительных запасах угля.

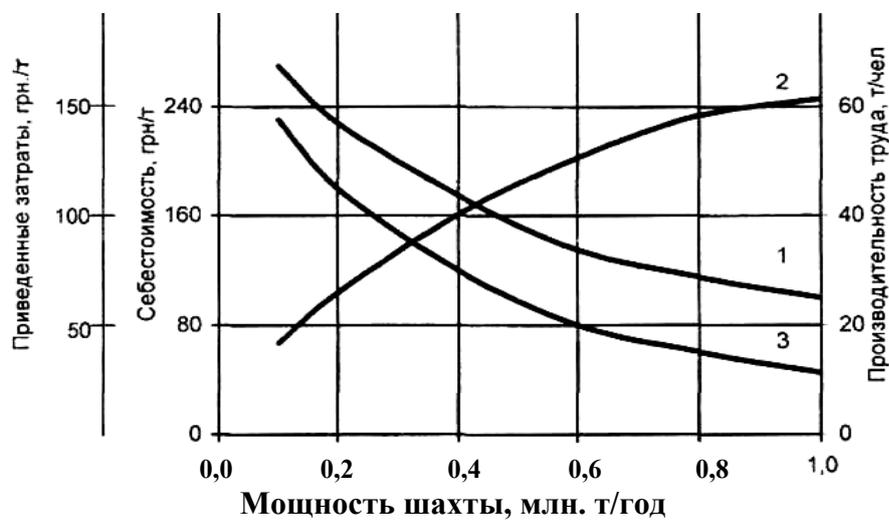


Рис. 2.1. Зависимости экономических показателей от годовой мощности шахты (в проектах):

1 – себестоимость 1 т угля $C = f(A_{uw})$; 2 – производительность труда $P = f(A_{uw})$; 3 – приведенные затраты $S_{np} = f(A_{uw})$

В этом случае полные запасы шахтного поля определяются из выражения

$$Z_n = Z_0 + Z_{omp}, \quad (2.12)$$

где Z_0 – оставшиеся на момент разработки проекта реконструкции промышленные запасы, тыс. т;

Z_{omp} – отработанные запасы шахтного поля, тыс. т;

$$Z_{omp} = \sum_{t=t_0}^{t=t_i} FA_{uw} \Delta t, \quad (2.13)$$

где $A_{ш}$ – производственная мощность шахты в « t » интервале срока службы шахты;

Δt – интервал работы шахты с производственной мощностью $A_{ш}$, лет;

t_0 – начало работы шахты, год.

Алгоритм формирования вариантов проектной мощности шахты строится следующим образом:

- определяется проектная мощность шахты ($A_{ш}$) на новом горизонте по возможностям очистных забоев при заданных значениях показателя концентрации горных работ;
- рассчитывается пропускная способность существующего скипового подъема ($A_{ск}$);
- проверяется условие

$$A_{ф} \leq A_{ш} \leq A_{ск},$$

где $A_{ф}$ – фактическая нагрузка шахты;

- проверяется пропускная способность вентиляторов главного проветривания (ВГП). Если необходимое количество воздуха для проветривания выработок нового горизонта ($Q_{з}$) окажется больше, чем максимальная производительность ВГП (Q_{max}), то существующий ВГП не обеспечит проектной мощности шахты и мощность шахты необходимо уменьшить до $A_{ф}$. Если в этом случае окажется, что $Q_{з.ф} > Q_{max}$, то существующий ВГП необходимо заменить новым;
- производится проверка пропускной способности технологического комплекса на поверхности.

Расчет нагрузки на очистной забой при проектировании и реконструкции угольных шахт.

При проектировании новых и реконструировании действующих угольных шахт перед расчетом нагрузки на очистной забой предварительно шахтопласты (шахтопласт) разбиваются на выемочные поля со сходными горно-геологическими условиями по геологической мощности, углу падения, устойчивости боковых пород и др. таким образом, чтобы в пределах каждого выемочного поля можно было проектировать одинаковую технологию ведения очистных работ.

Расчет нагрузки на очистной забой производится по каждому выемочному полю отдельно.

Средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю определяется по формуле:

$$A_c = 0,9(1 - P_z + P_z \cdot k_z) \frac{1}{n_{скв}} \sum_{m=1}^{n=k} A_c^{скв}, \quad (2.14)$$

где 0,9 – коэффициент уменьшения нагрузки по общешахтным причинам;

P_z – вероятность работы очистного забоя в особо сложных горно-геологических условиях (геологические нарушения, неустойчивая кровля и др.), определяется из выражения:

$$P_z = \frac{1}{1 + K_z \left(\frac{1}{\Delta_z} - 1 \right)}, \quad (2.15)$$

где K_z - коэффициент, учитывающий уменьшение нагрузки при работе очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий для лав, оборудованных механизированными комплексами, определяется по формуле:

$$K_z = 0,364 + 0,103m - 0,0007 L_{нн} - 0,0008 L_n - 0,116 H_n - 0,0069 l_n, \quad (2.16)$$

где m – мощность пласта, м;

$L_{нн}$ – длина лавы на участке, на котором нет нарушений, м;

L_n – длина лавы на участке, на котором имеет место нарушение, м;

H_n – амплитуда нарушений, м;

l_n – длина нарушения в забое лавы, м;

Δ_z – доля площади выемочного поля, приходящаяся на особо сложные горно-геологические условия. Определяется по геологическим прогнозным данным с учетом статистических оценок, полученных по отработанным участкам ближайших шахтопластов;

$n_{скв}$ – количество разведочных геологических скважин на выемочном поле;

$A_c^{скв}$ – среднесуточная нагрузка на очистной забой, рассчитанная по геологическим данным бурения i -тый разведочной скважины.

При определении нагрузки на очистной забой учитываются: вид механизации очистных работ, горно-геологическая обстановка, организация труда и др. факторы. Горнотехнические, технологические и организационные факторы при расчетах нагрузки принимаются в соответствии со сведениями, приведенными в технических проектах или ТЭО (в зависимости от стадии проектирования).

Найденная по формуле (2.14) средняя нагрузка на очистной забой по выемочному полю проверяется затем по газовому фактору.

Расчет нагрузки на очистной забой по газовому фактору.

Расчет нагрузки на очистной забой по газовому фактору производится согласно «Руководству по проектированию вентиляции угольных шахт».

Суточная нагрузка на очистной забой по газовому фактору (A_c^g) определяется по формуле:

$$A_c^g = PK_m^c T_c, \text{ м/сут.}, \quad (2.17)$$

где P – расчетная производительность выемочной машины по газовому фактору, т/мин.;

K_m^c – суточный коэффициент машинного времени:

$$K_m^c = \frac{n_{см} t_{см}}{1400} K_m, \quad (2.18)$$

где K_m - коэффициент машинного времени.

Расчетная производительность выемочной машины по газовому фактору (P) определяется из выражения:

$$P = \frac{0,6V_{\max}S_0 \frac{1}{K_p}}{K_{\text{дег}}^e q_{\text{нл}} (1-K_{\text{дег}}^{\text{нл}}) + [(1-K_{\text{дег}}) q_{\text{нл}} (1-K_{\text{дег}}^e) + K_{\text{в.н}} q_{\text{в.н}} (1-K_{\text{дег}}^{\text{с.нл}})] K_{\text{м}}^{\text{с}}}, \text{т/мин.} \quad (2.19)$$

где V_{\max} – максимально допустимая ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с;

S_0 – расчетная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки, м²;

K_p – коэффициент резерва воздуха для проветривания очистного забоя, определяется из выражения:

$$K_p = 1 + 0.04V_0, \quad (2.20)$$

где V_0 – скорость подвигания очистного забоя, м/сут.;

$K_{\text{дег}}^e$ – коэффициент, учитывающий естественную дегазацию пласта в зоне выемки, зависит от подвигания очистного забоя (при скорости подвигания очистного забоя 1,5 м/сут. – $K_{\text{дег}}^e = 0,5$, при скорости 3 м/сут. – $K_{\text{дег}}^e = 0,67$);

$q_{\text{нл}}$ – относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в призабойное пространство очистной выработки, м³/т, определяется по фактическим данным;

$K_{\text{дег}}^{\text{нл}}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта, $K_{\text{дег}}^{\text{нл}} = 0,2-0,7$;

$K_{\text{в.н}}$ – коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное, $K_{\text{в.н}} = 0,9-1,0$;

$q_{\text{в.н}}$ – относительное метановыделение из выработанного пространства, м³/т, (определяется по фактическим данным);

$K_{\text{дег}}^{\text{с.нл}}$ – коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства, $K_{\text{дег}}^{\text{с.нл}} = 0,15-0,6$;

Определение длины лавы.

Длина лавы с учетом технических, организационных и экономических факторов определяется из выражения:

$$l = \frac{(T_c - t_{n.3})n_{см} - t_m n_{сmp}}{\left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + \frac{n_c}{V_{nod}} + t_3 Z_p m b + t_6 \right) n_{сmp}} + \sum l_n, \quad (2.21)$$

где T_c – длительность рабочей смены, мин.;

$t_{n.3}$ – время подготовительно-заключительных операций, ч.,

$$t_{n.3} = 0,3-1,0;$$

$n_{см}$ – число добычных смен;

t_m – время на маневры в начале и конце лавы, мин.;

$n_{сmp}$ – число заходов (стружек), снимаемых за сутки;

V_p – рабочая скорость машины, м/мин.;

V_m – маневровая скорость машины, м/мин.;

n_c – число секций крепи, около которых требуется подкрепление забоя и выполнение других операции;

V_{nod} – скорость подкрепления и зачистки отжатого угля, равная 0,5 м/мин.;

t_3 – время на замену одного резца, мин.;

Z_p – удельный расход резцов, шт./т (для комбайна $Z_p = 0,01-0,03$);

m – мощность пласта, м;

b – глубина захвата (строгания), м;

t_6 – сопутствующие вспомогательные операции на 1 м длины лавы, мин.;

$\sum l_n$ – суммарная длина ниш, м.

При оснащении очистных забоев механизированными комплексами, стоимость которых значительна, необходимо определить оптимальную длину лавы, исходя из минимума затрат по выемочному участку. Предпосылкой для нахождения оптимального значения длины лавы является то обстоятельство, что с ее увеличением одни затраты на 1 т добычи (на проведение штреков, на монтаж и демонтаж оборудования и др.) снижаются, другие (на выполнение процессов по управлению горным давлением и др.) - возрастают.

В результате дифференцирования модели затрат по выемочному участку можно получить выражение для расчета

оптимального значения длины лавы, оборудованной механизированным комплексом:

$$l = \sqrt{\frac{(C_1 + C_2)A_c}{C_3 + C_4}}, \quad (2.22)$$

где $C_1 = \frac{C_n l_n m \gamma}{P_n}, \quad (2.23)$

$$C_2 = (C_{в.с} + C_в + C_n^{в.ш} + C_n^в) m \gamma C_{из}, \quad (2.24)$$

$$C_3 = C_{pp} n_p, \quad (2.25)$$

$$C_4 = q_{м.к} C_{м.к} k_p k_u, \quad (2.26)$$

где C_n – сменная заработная плата рабочего по выемке ниш, грн.;

l_n – длина ниш, м;

m – мощность пласта, м;

γ – объемный вес угля, т/м³;

P_n – сменная производительность труда рабочего по выемке ниш, т;

$C_{в.с}, C_в$ – затраты на проведение 1 м, соответственно вентиляционного штрека и вспомогательных выработок, грн.;

$C_{из}$ – коэффициент извлечения угля;

$C_n^{в.ш}, C_n^в$ – затраты на поддержание 1 м, соответственно вентиляционного штрека и вспомогательных выработок, грн.;

C_{pp} – сменная заработная плата рабочего по ремонту и осмотру оборудования, грн.;

n_p – число рабочих по ремонту и осмотру оборудования, на 1 м длины лавы;

$q_{м.к}$ – масса механизированной крепи, приходящейся на 1 м лавы, т;

$C_{м.к}$ – стоимость 1 т механизированной крепи, грн.;

k_p – коэффициент резерва оборудования лавы, $k_p = 1,1-1,2$;

k_u – коэффициент, учитывающий затраты на возмещение износа оборудования лавы, $k_u = 0,001-0,002$;

A_c – суточная нагрузка на очистной забой, т.

При определении длины лавы, длины выемочного участка и др. с использованием метода корреляционного анализа прибегают к выявлению следующих зависимостей:

- себестоимость - длина лавы $C = f(l)$;
- производительность труда - длина лавы $P = f(l)$;
- приведенные затраты - длина лавы $S_{np} = f(l)$;
- себестоимость - длина выемочного участка $C_{np} = f(l_{e.v})$;
- приведенные затраты - длина выемочного участка $S_{np} = f(l_{e.v})$.

Располагая этими зависимостями по данным действующих шахт, строятся графики (рис. 2.2). Краткое объяснение характера полученных кривых заключается в обосновании уровня длины лавы и длины выемочного столба.

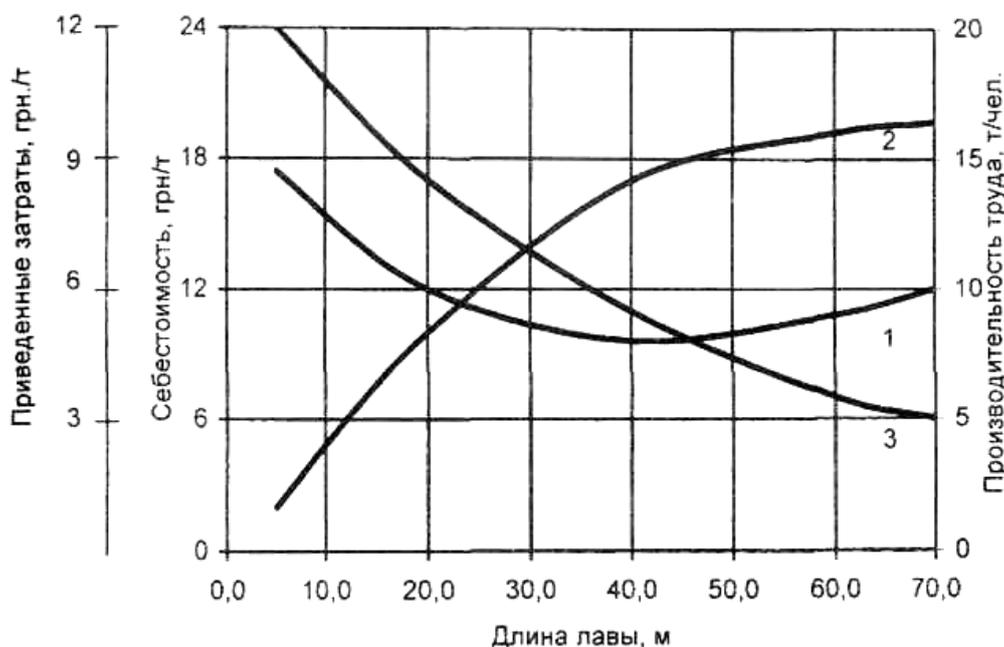


Рис. 2.2. Зависимость экономических показателей от длины щитовой лавы:

1 - себестоимость $C = f(l)$; 2 - производительность труда $P = f(l)$; 3 - приведенные затраты $S_{np} = f(l)$

В большинстве случаев выполненные оптимизационные расчеты в качестве переменной предполагали длину лавы.

Определение числа действующих очистных забоев на шахте. Размещение забоев по обрабатываемым пластам.

После определения мощности шахты и нагрузки на очистной забой на соответствующем пласте возникает следующая задача - определение числа действующих забоев и их размещение в шахтном поле.

При определении как общего числа очистных забоев, действующих на шахте, так и числа их на каждом пласте может быть принято во внимание то или иное требование, условие, ограничение технологического, технического или экономического порядка: требование постоянства средней зольности добываемого угля; требование минимальных эксплуатационных расходов на добычу угля в течение периода отработки запасов угольных пластов; ограничение по транспорту, вентиляции и др.

В результате учета каждого из условий и ограничений задача принимает соответствующее частное решение.

Исходные данные для решения задачи:

- производственная мощность шахты $A_{ш}$;
- нагрузка на очистной забой по разрабатываемому пласту $A_{0.3.1}, A_{0.3.2}, \dots, A_{0.3.n}$;
- мощность каждого угольного пласта m_1, m_2, \dots, m_n ;
- запасы каждого угольного пласта Z_1, Z_2, \dots, Z_n .

Общее число забоев по шахте равно сумме забоев на всех пластах:

$$N_{з.ш} = N_{3.1} + N_{3.2} + \dots + N_{3.n}, \quad (2.27)$$

где $N_{3.1}, N_{3.2}, N_{3.n}$ – число забоев по каждому пласту.

Число очистных забоев на каждом пласте и в целом по всем пластам определяется по формулам:

$$N_{3.1} = \frac{A_{ш} Z_1}{A_{0.3.1} Z_{ш}}; \quad N_{3.i} = \frac{A_{ш} Z_i}{A_{0.3.i} Z_{ш}}; \quad N_{3.n} = \frac{A_{ш} Z_n}{A_{0.3.n} Z_{ш}}; \quad (2.28)$$

$$N_{з.ш} = \frac{A_{ш} Z_1}{A_{0.3.1} Z_{ш}} + \dots + \frac{A_{ш} Z_i}{A_{0.3.i} Z_{ш}} + \frac{A_{ш} Z_{ш}}{A_{0.3.n} Z_{ш}}. \quad (2.29)$$

Обоснование и выбор рациональных вариантов технологической схемы шахты.

Возможность варьирования многих количественных параметров шахты приводит к тому, что проект строительства шахты и ее развития на первом этапе становится управляемой многовариантной системой. Выбор наиболее экономичного варианта требует сопоставления всех возможных вариантов. Изменение же варианта технологической схемы на эксплуатируемой шахте сопряжено со значительными затратами.

Как показал опыт, проведение горных выработок достигает по проекту 15-25% общих затрат, а с учетом выработок, определяющих систему разработки, возрастает до 30-45%. Затраты на содержание и обслуживание технического комплекса на поверхности составляют 3-5%, на транспортные средства до 8% сметной стоимости строительства шахты.

В последние годы разработаны эффективные методы выбора экономически выгодных вариантов методом комплексной оптимизации (рис. 2.3).



Рис. 2.3. Последовательность процесса оптимизации параметров шахт

Как правило, для оценки решений на различных элементах технологической схемы используются не менее 25 критериев, в том числе: капитальные затраты, объем горных выработок, непрерывность транспорта, условия поддержания горных выработок и др.

Балльная оценка варианта технологической схемы в целом суммируется из оценок решений на соответствующих уровнях блок-схемы вариантов (рис. 2.4).



Рис. 2.4. Блок-схема формирования расчетных вариантов технологической схемы шахты: I-IX - уровни

Область применения и основные параметры вскрытия и подготовки шахтных полей.

Современная шахта характеризуется единым комплексом качественных и количественных параметров. Обоснование их при проектировании новых и реконструкции действующих шахт, вскрытии и подготовке новых горизонтов производится с использованием методов экономико-математического и технико-экономического анализа путем сравнения экономической эффективности различных вариантов.

Расчеты и анализ полученных результатов производятся на основе комплексной оценки геомеханических и технологических условий ведения горных работ с учетом факторов вентиляции газовой среды, обводненности пластов и вмещающих пород, сроков строительства и воспроизводства фронта очистных работ, обеспечения минимальных капитальных и эксплуатационных затрат.

Вскрытие шахтных полей. Для крутонаклонных и крутых пластов в качестве основного способа целесообразно применение вскрытия вертикальными стволами и этажными квершлагами. Проходку основных стволов в период строительства шахты или ее реконструкции рекомендуется предусматривать сразу на два горизонта, а при соответствующем технико-экономическом обосновании – на три горизонта.

Вскрытие и подготовку новых горизонтов на шахтах, разрабатывающих тонкие и средней мощности крутые пласты в Центральном районе Донбасса, необходимо производить путем углубки действующих стволов и проходки нового главного ствола и этажных квершлагов.

Способы подготовки шахтного поля.

Этажную подготовку рекомендуется использовать при разработке пластов с углами падения свыше 25° независимо от их мощности. Наклонная высота этажа при углах падения пласта до 55° принимается 300 – 400 м, при больших углах падения - в зависимости от вертикальной высоты этажа, которая должна составлять 100 – 150 м.

При разработке свит пластов преимущественное распространение получил нисходящий порядок отработки пластов. Целесообразной является групповая подготовка пластов свиты при

одновременной отработке в группе не более пяти крутых пластов. Групповые подготовительные выработки при этом рекомендуется проводить полевыми или по пластам угля, не склонного к самовозгоранию с устойчивыми боковыми породами и не опасными по внезапным выбросам угля и газа.

Очистные работы при отработке сближенных пластов должны вестись с соответствующим опережением во времени и пространстве, определенными нормативными условиями поддержания очистных и подготовительных выработок при надработке и подработке; разрыв во времени должен соответствовать времени отработки одного этажа.

Подготовка шахтных и выемочных полей при разработке пластов угля, склонных к самовозгоранию, должна осуществляться с учетом нормативных требований. В соответствии с этими требованиями необходимо предусматривать:

- обеспечение фланговой схемы проветривания шахты при прямом порядке отработки крыла и центральной схемы – при обратном;
- максимальное сокращение утечек воздуха через выработанное пространство;
- возможность отключения аварийного участка из общей вентиляционной сети;
- изолированный выпуск исходящей струи из очистного забоя и отвод метана из выработанного пространства.

Выбор сечения и места расположения вскрывающих и подготовительных выработок.

Проектирование вскрывающих и подготовительных выработок осуществляется исходя из условий их безремонтного поддержания в течение всего срока службы, а также выбора наиболее рациональных способов охраны. Площадь сечения выработки, определяемой по условиям вентиляции, транспорта, размещения технологического оборудования и прохода людей, необходимо увеличивать, чтобы компенсировать смещение пород в выработки. Величина смещений зависит, в основном, от глубины заложения выработок и свойств пород.

Влияние других факторов можно исключить путем соответствующего расположения выработок или компенсировать правильным выбором крепи.

Площадь поперечного сечения выработок в свету в момент ее проведения можно найти по формуле:

$$S_n^{cs} = K_1 S_1, \quad (2.30)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий смещение пород и срок эксплуатации выработки. K_1 зависит от формы, сечения и глубины расположения выработки, $K_1 = 1,1-1,35$;

S_1 – площадь поперечного сечения выработки в свету по условиям вентиляции, транспорта, размещения оборудования и прохода людей, m^2 .

Выбор места расположения выработок околоствольных дворов производится исходя из следующих условий:

- выработки не должны проводиться по пластам с самовозгорающимися углями и в зонах тектонических нарушений;
- выработки следует размещать в наиболее прочных породах;
- выработки не должны размещаться в зонах влияния разрабатываемых пластов.

При этажной подготовке этажные штреки рекомендуется проводить полевыми. При отработке нижележащего этажа транспортные штреки следует использовать в качестве вентиляционных.

2.4. Расчет схем вентиляции, подъемных установок, околоствольных дворов

Рассчитываемые транспортные системы должны быть ориентированы на:

- создание поточной технологии транспортировки основных и вспомогательных грузов;
- комплексное решение проблемы перевозки людей к рабочим местам и обратно в шахте;
- применение прогрессивных технологических схем рельсовой откатки;
- широкое применение средств механизации тяжелых и трудоемких работ;

- однотипность применяемых видов транспорта.

При расчете подъемных установок должно быть найдено оптимальное решение по комплексу ствола с учетом основных технических требований в т.ч.:

- подъемные установки должны обеспечивать надежность, долговечность и функциональное взаимодействие основных элементов подъема;

- для выдачи угля следует, как правило, применять скиповые подъемы;

- при одновременной работе двух и более горизонтов следует рассмотреть вариант перепуска горной массы с верхнего горизонта на нижний и выдачи всей горной добычи с этого горизонта;

- при расчете баланса времени работы подъема в течение суток следует учитывать время на осмотр канатов, сосудов, крепи и армировки ствола;

- клетевые подъемы при непрерывной работе должны обеспечивать спуск всех рабочих одной смены в течение не более 40 мин;

- для вертикальных подъемов следует применять барабанные одноканатные и многоканатные подъемные машины.

Конструкция армировки ствола должна выбираться исходя из обеспечения устойчивости движения сосудов, минимального расхода металла и наименьшего аэродинамического сопротивления ствола.

Выбор типа армировки должен быть обоснован горнотехническими условиями и результатами технико-экономического сравнения вариантов армировки.

Конструкция и размещение трубопроводов в стволах должны обеспечивать возможность подъема и спуска труб при их замене, удобство монтажа и надежную эксплуатацию подъемных комплексов ствола.

Расчет вентиляции шахты является наиболее ответственной задачей. Основной задачей вентиляции является подача в шахту необходимого количества воздуха, а проектирование схемы вентиляции заключается в том, чтобы обеспечить доставку воздуха до потребителей надежным и экономичным способом.

Схема вентиляции шахты должна обеспечивать: требования Правил безопасности по расходам и скорости движения воздуха,

минимальную депрессию и утечки воздуха, минимальное количество вентиляционных сооружений, минимальный объем горных работ, легкость реверсирования, устойчивость к аварийному опрокидыванию воздушной струи, исключение подачи воздуха через завалы и обрушения, благоприятные условия труда.

Расчет вентиляции угольных шахт выполняется, как правило, в два этапа. На первом этапе выбираются наиболее рациональная схема вентиляции шахты и ее основные параметры:

- расход воздуха по основным горным выработкам и по шахте в целом;
- депрессия шахты;
- способ проветривания;
- типоразмер вентиляторов главного проветривания.

На втором этапе определяются места установки и характеристики вентиляционных сооружений, предназначенных для регулирования, распределения шахтного воздуха по горным выработкам, средства проветривания подготовительных выработок.

На первом этапе расчета вентиляции решаются следующие задачи:

- выбор оптимальных вариантов схем проветривания выемочных участков;
- прогноз газообильности выемочных участков по вариантам схем проветривания;
- расчет расхода воздуха по выемочным участкам;
- расчет максимальных возможных по газовому фактору нагрузок на очистной забой;
- выбор способа проветривания подготовительных забоев;
- конструирование схем проветривания выемочных полей и шахты в целом;
- расчет расхода воздуха по выемочным полям;
- расчет распределения воздуха по горным выработкам;
- расчет сечений выработок и числа параллельных выработок;
- выбор вентиляторов главного проветривания.

На втором этапе принятая схема вентиляции детализируется, в том числе решается задача выбора мест установки и расчета регулирующих устройств, рассчитываются и выбираются калориферы, выбираются средства проветривания подготовительных выработок, рассчитываются утечки воздуха

исходя из заданных величин аэродинамических сопротивлений вентиляционных сооружений, уточняется величина депрессии и режим работы вентиляторов главного проветривания.

Выбор вариантов схем проветривания выемочных участков выполняется с учетом газоносности очистного забоя, при этом более сложные, но эффективные схемы принимаются в том случае, если нагрузка на очистной забой сдерживается по газовому фактору. Наряду с этим, при выборе схемы проветривания необходимо учитывать экономические показатели принимаемой схемы.

Схема проветривания выемочного участка определяется системой разработки и направлением движения свежего и исходящего воздуха по выемочным выработкам.

Принципиально различают три основные группы схем, представленные на рис. 2.5:

- схемы с последовательным разбавлением метана по источникам поступления (а-г). Для этих схем коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства (K_m), примерно равен 1;
- схемы с частично обособленным разбавлением метана по источникам выделения (д-е), K_m для этих схем изменяется от 0,2 до 0,5. Эти схемы обеспечивают большую нагрузку на очистной забой по газовому фактору, но они не применяются для пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа;
- схемы с полностью обособленным разбавлением метана по источникам поступления (ж-з). Эти схемы характеризуются значением коэффициента K_m от 0 до 0,2 и рекомендуются к применению на выбросоопасных пластах.

Схемы проветривания вентиляционных участков характеризуются различными коэффициентами утечек воздуха и устойчивостью, которая прежде всего зависит от наличия в них потребителей - диагоналей.

На шахтах, разрабатывающих крутые пласты, принимают, в основном, три схемы проветривания:

- центральную (воздухоподающий и вентиляционный стволы расположены в центре шахтного поля);
- фланговую (вентиляционные стволы расположены на флангах шахтного поля);

- комбинированную (имеет элементы как центральной, так и фланговой систем вентиляции).

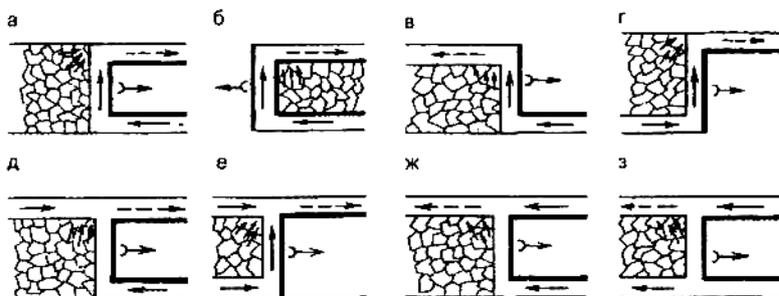


Рис. 2.5. Схемы проветривания выемочных участков:

а - возвратноточная с выдачей, исходящей на массив; б - возвратноточная с выдачей, исходящей на выработанное пространство; в - прямоточная с выдачей, исходящей на выработанное пространство; г - прямоточная с выдачей, исходящей на массив; д - возвратноточная с подсвещением и выдачей, исходящей на массив; е - прямоточная с подсвещением и выдачей, исходящей на массив; ж - прямоточная с подсвещением и выдачей, исходящей на выработанное пространство; з - возвратноточная с подсвещением и выдачей, исходящей на выработанное пространство

В качестве основного способа проветривания при проектировании вентиляции рекомендуется всасывающий.

Одним из основных факторов, определяющих надежное проветривание участков и шахты в целом, является устойчивость направления движения воздуха в объектах потребителей - диагоналях. При изменениях аэродинамических сопротивлений выработок расходы воздуха в диагоналях могут значительно уменьшаться и даже изменять свое направление. Изменения сопротивлений при стационарных (неаварийных) режимах работы происходят при прохождении транспорта, открывании и закрывании вентиляционных дверей и т.д.

Критерием, характеризующим устойчивость схемы вентиляции относительно объектов проветривания, является процентное отношение фактического расхода воздуха при изменении сопротивления к требуемому расходу. Кроме критерия устойчивости определяется и надежность проветривания объектов по обеспеченности их количеством воздуха не меньше допустимого.

Расчет расхода воздуха по шахте производится по действующим в каждый рассматриваемый период работы шахты отдельным потребителем.

Затем полученные данные суммируются, учитываются утечки и воздух, необходимый для разбавления газа, выделяющегося за пределами выемочных участков, после чего определяется расход воздуха для проветривания шахты.

Расход воздуха для проветривания лавы определяется из выражения

$$Q_y = Q_{oc} k_y + Q_{\partial}, \quad (2.31)$$

где Q_{oc} – расход воздуха по лаве, м³/мин.;

k_y – коэффициент, учитывающий утечки через выработанное пространство;

Q_{∂} – расход воздуха, подаваемого дополнительно для обособленного разбавления метана, выделяющегося из выработанного пространства лавы, м³/мин.

Расход воздуха для проветривания выработок выемочного участка (м³/мин.) определяется из выражения:

$$Q_{с.у} = 1.1(k_c \sum Q_y + \sum Q_n + \sum Q_k + \sum Q_0 + \sum Q_s)(1 + k_y), \quad (2.32)$$

где k_c – коэффициент возможного увеличения добычи, принимается равным 1,15;

Q_0, Q_s – расход воздуха соответственно для обособленного проветривания выработок и погашенных лав в пределах выемочного участка;

Q_n, Q_k – расход воздуха соответственно для обособленного проветривания подготовительных забоев и камер;

k_y – коэффициент утечек воздуха.

Общий расход воздуха для проветривания шахты с учетом всех объектов за пределами выемочного участка определяется из выражения:

$$Q_{ui} = 1.1(k_c \sum Q_y + \sum Q_n + \sum Q_k + \sum Q_s + \sum Q_{ym}), \quad (2.33)$$

где Q_{ym} – нормированные утечки воздуха за пределами участка.

Чтобы концентрация газа в общей исходящей струе шахты не превышала 0,75, должно соблюдаться следующее условие:

$$1.1(k_c \sum Q_y + \sum Q_n + \sum Q_k + \sum Q'_s + \sum Q'_{ym}) \geq 133 \sum I, \quad (2.34)$$

где $\sum Q_k$ – расход воздуха для обособленного проветривания камер, расположенных за пределами окоlostвольных дворов;

$\sum Q'_{ym}$ – сумма утечек воздуха за пределами участков за вычетом утечек в окоlostвольных дворах;

$\sum I$ – суммарное количество газа, выделяющегося в шахте, м³/мин.

Расчет окоlostвольных дворов.

Важнейшими задачами расчета окоlostвольных дворов являются определение их пропускной способности и выбор технологической схемы.

На выбор типа окоlostвольного двора оказывают влияние следующие факторы:

- мощность шахты;
- схема вскрытия и подготовки шахтного поля;
- количество и назначение стволов;
- тип оборудования для выдачи угля и породы на поверхность;
- вид основного и вспомогательного транспорта на горизонте;
- количество вскрываемых пластов;
- расстояние между вскрываемыми пластами и др.

Окоlostвольные дворы подразделяются:

- по типу обслуживаемых шахтных стволов;
- по виду шахтного транспорта угля и породы, а также транспортных средств;
- по направлению поступления грузов и схемам грузопотоков.

Расчет окоlostвольного двора начинается с выбора его схемы и ориентирования. Предпочтительными являются схемы, обеспечивающие поточность движения грузов.

Околоствольные дворы с рассортировкой составов из вагонеток с глухим кузовом могут быть круговыми, петлевыми, челноковыми, тупиковыми. На рис. 2.6 представлена схема околоствольного двора с поточным движением составов из вагонеток с глухим кузовом.

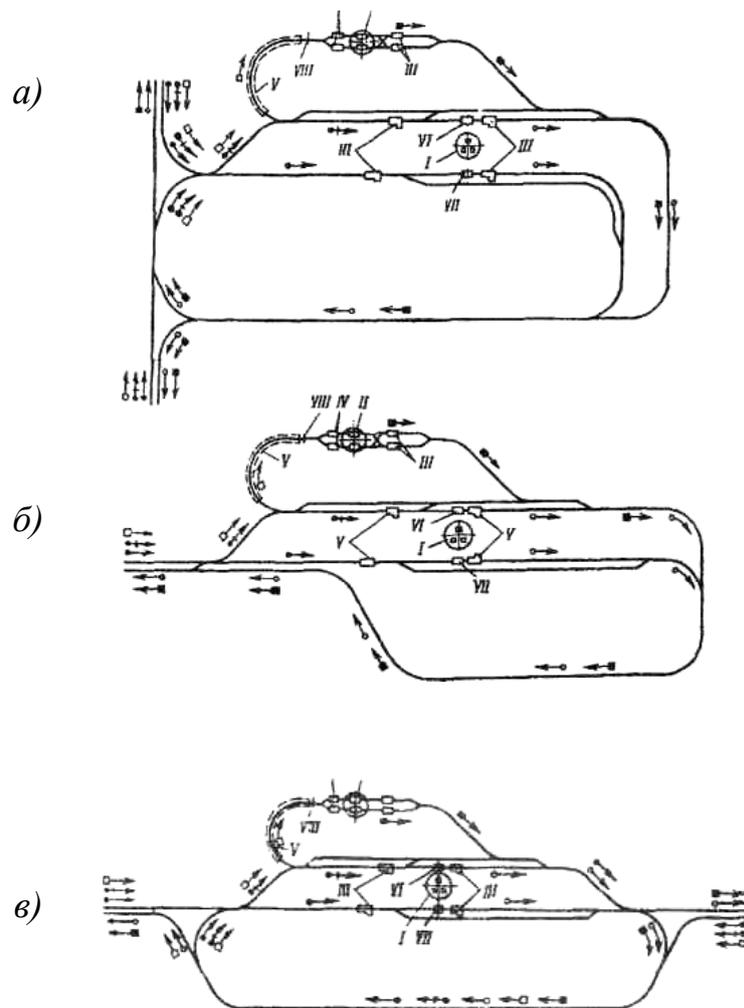


Рис. 2.6. Схема околоствольного двора с поточным движением составов из вагонеток с глухим кузовом:

а – кругового с параллельным расположением ветвей; *б* – кругового с перпендикулярным расположением ветвей; *в* – петлевого; *I* – скиповой ствол; *II* – клетевой ствол; *III* – толкатель; *IV* – оборудование для обмена вагонеток; *V* – канатный толкатель; *VI* – породный опрокидыватель; *VII* – угольный опрокидыватель; *VIII* – дозирующий стопор

Расчет пропускной способности околоствольных дворов производится по специальной методике, учитывающей вид грузопотока, количество выдаваемой из шахты породы, схему движения составов в околоствольном дворе, маневровые операции электровозов и др.

Пропускная способность околоствольного двора с транспортированием угля и породы в вагонетках (т/сут.) определяется из выражения:

$$P_{\text{сут}} = 60 \frac{tng}{[T_{\text{cp}}(1 + \beta)k]}, \quad (2.35)$$

где t – время работы откатки, ч;

n – число вагонеток с углем в составе;

g – вместимость одной вагонетки с углем, т;

β – отношение количества породы к количеству угля в одной вагонетке;

k – коэффициент неравномерности откатки, обычно $k = 1,5$;

T_{cp} – средний «такт» околоствольного двора, мин., определяется по формуле:

$$T_{\text{cp}} = \tau_{\text{cp}} + y_n (\tau_{\text{cp}}^n - \tau_{\text{cp}}), \quad (2.36)$$

где $\tau_{\text{cp}}, \tau_{\text{cp}}^n$ – средний интервал между поступлениями в околоствольный двор угольных и породных составов, мин.;

y_n – отношение количества породных составов к общему числу составов.

Пропускная способность околоствольного двора не должна быть меньше мощности шахты. Объем выработок и камер в околоствольном дворе достигает до 25 тыс. м³ (10-20% суммарного объема горных выработок). Для укрупненного расчета объема околоствольного двора с локомотивной откаткой пользуются выражением профессора Малкина А.С.

$$V = 1,8A_{\text{ш}} + 85 q_{\text{CH}_4} + 10 \omega + 2400, \quad (2.37)$$

где q_{CH_4} – газообильность шахты, м³/т;

ω – водоприток шахты, м³/ч;

$A_{ш}$ – суточная мощность шахты, т.

Учитывая важность бесперебойного функционирования околоствольного двора в течение всего срока эксплуатации шахты для крепления его выработок и камер в зависимости от горно-геологических условий следует применять, как правило, долговременные виды крепи: монолитную бетонную, металлобетонную, бетонную с плоским перекрытием из стальных двутавровых балок.

В период эксплуатации шахты схема околоствольного двора должна обеспечивать бесперебойное, экономическое и безопасное выполнение всех функций по:

- транспорту грузов;
- вентиляции;
- водоотливу;
- кондиционированию шахтного воздуха;
- электроснабжению.

Определение площади поперечного сечения горных выработок.

При расчете шахт площадь сечений выработок необходимо выбирать с учетом трех основных факторов:

- габаритов транспортных средств;
- скорости движения воздуха;
- депрессии шахты.

Площадь поперечного сечения главного скипового вертикального ствола ориентировочно можно определить:

$$\text{при } A_c \leq 5000 \text{ т/сут.} - 19,6 \text{ м}^2.$$

Площадь поперечного сечения вспомогательных клетевых стволов в свету достаточно принимать равной 28,4 м².

Применительно к различным видам крепи и формам сечения разработаны типовые сечения выработок, рассчитанные на размещение одного или двух рельсовых путей с шириной колеи 900 мм или 600 мм.

На основании обобщения расчетных данных рекомендуется принимать главные и блоковые квершлагги, а также магистральные

штреки на всем протяжении двухпутными ($S \approx 11,4 \text{ м}^2$). Вентиляционные квершлаг и штреки, по которым транспортируют вспомогательные грузы, достаточно принимать однопутными ($S \approx 5,7-7,7 \text{ м}^2$).

В соответствии с Правилами безопасности максимальная скорость движения воздуха по выработкам, предназначенным для передвижения людей, ограничена значением 8 м/с для воздухоподающих стволов, квершлагов, магистральных штреков.

Таким образом, при известном количестве воздуха ($Q_{\text{воз}}$), $\text{м}^3/\text{с}$), проходящего по выработке, площадь ее поперечного сечения в свету может быть определена по формуле

$$F = \frac{Q_{\text{воз}}}{V_{\text{воз}}}, \quad (2.38)$$

где $V_{\text{воз}}$ – максимально допустимая скорость движения воздуха, м/с.

Величина площади поперечного сечения горных выработок, определяемая по (2.38) значительно превышает величину, определяемую транспортными средствами. При газообильности более $10 \text{ м}^3/\text{т}$ добычи и при нагрузке на выработку более 3000 т/сут. площадь сечения превышает максимально возможную величину.

В тех случаях, когда при выбранных по габаритам транспортных средств сечения и скорости движения воздуха суммарная депрессия выработок шахтной вентиляционной сети превышает указанный предел, необходимо увеличивать площадь поперечного сечения отдельных выработок и благодаря этому снижать общешахтную депрессию.

В современной теории и практике расчета угольных шахт разработано несколько методов решения задач выбора оптимальных сечений выработок, образующих вентиляционную систему шахты с ограниченной суммарной депрессией.

При расчете шахт с достаточной степенью точности можно пользоваться методом, разработанным Устиновым М.И. (ИГД им. А.А. Скочинского). Сущность метода заключается в следующем.

Определяется площадь сечения выработки по известной формуле депрессии:

$$F = 2,5 \sqrt{\frac{a_i c_{\phi i} L_i Q_{\text{возд}}}{h_i}}, \quad (2.39)$$

где a_i – коэффициент аэродинамического сопротивления i -ой выработки;

$c_{\phi i}$ – коэффициент учитывающий форму сечения выработки (3,54 – для круглого сечения; 3,8 – сводчатого; 4,15 – трапециевидного);

L_i – длина выработки, м;

$Q_{\text{возд}}$ – количество проходимого по выработке воздуха, м³/с;

h_i – депрессия выработки.

При расчете депрессии выработки можно исходить из опыта оптимизационных расчетов предположения, что если общешахтная депрессия какого-либо сечения выработок вентиляционной цепи одного направления превосходит предельно допустимую h_{np} , то ее целесообразно снижать путем увеличения сечения выработок и соответственно снижения депрессии до величины D_i равной

$$D_i = a_i c_{\phi i} L_i Q_{\text{возд}}^2. \quad (2.40)$$

На основе этого можно утверждать об обратной зависимости между квотой депрессии данной выработки h_{di} в суммарной общешахтной депрессии и характеристикой D_i , умноженной на некоторый коэффициент k_i , учитывающий разницу в стоимости проведения отдельных выработок.

Чтобы привести все выработки шахтной вентиляционной сети к сопоставимым по затратам условиям, необходимо скорректировать характеристику $D_i^{k_i}$, на некоторую величину k_i равную: 0,25 – для стволов; 0,5 – для квершлагов и 1 для всех остальных выработок.

Пусть:

$$D'_i = k_i D_i. \quad (2.41)$$

При ограничении общешахтной депрессии величиной h_{np} депрессия каждой выработки определяется из выражения

$$h_i = \frac{h_{np} \frac{1}{D'_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{D'_i}}, \quad (2.42)$$

где n – число звеньев в цепи выработок одного направления.

Если из h_{np} исключить депрессию лавы ($h_{лав}$) и местные сопротивления шахтной вентиляционной сети (h_m), составляющие примерно 0,1, то выражение примет вид

$$h_i = \frac{(h_{np} - h_{лав} - h_m) \frac{1}{D'_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{D'_i}}. \quad (2.43)$$

2.5. Технико-экономическое обоснование проектов подготовки новых горизонтов

Шахта с крутыми пластами является развивающейся системой, которая усложняется по мере подготовки новых горизонтов. В этой связи в проектах подготовки новых горизонтов необходимо принимать принципиально новые решения по разработке крутых пластов, в т.ч. предусматривать: расположение откаточных выработок в зоне, не подверженной влиянию очистных работ, определенную очередность отработки защитных и защищаемых пластов, группирование пластов и др.

В условиях работы шахт Центрального района Донбасса для концентрации горных работ весьма актуален переход к отработке пластов на передние промквершлагги.

Основным содержанием проектов подготовки новых горизонтов на шахтах, разрабатывающих крутые пласты, является

сохранение мощности действующих шахт. При этом во многих случаях имеет место неудовлетворительное освоение расчетных показателей, обусловленное некомплексным решением вопросов в проектах реконструкции шахт, большой продолжительностью реконструкции (8 – 12 лет), недостаточной пропускной способностью подъемов, усложнением климатических условий на глубоких горизонтах, отсутствием средств механизации выемки пластов и др. причинами.

Экономическая эффективность проектов подготовки новых горизонтов определяется согласно типовой методике так же, как и в случае реконструкции, приростом прибыли к общей сумме капитальных вложений. Однако, коэффициенты эффективности здесь, как правило, низки, поскольку целью проекта является поддержание мощности. Поэтому такая оценка эффективности проекта подготовки новых горизонтов мало содержательна. Для более глубокой оценки следовало бы рассмотреть альтернативу - отказ от поддержания, т.е. закрытия шахты.

В современных условиях этот вопрос имеет практическое значение, так как вследствие возрастания глубины разработки стоимость подготовки новых горизонтов, как правило, высока и сравнима со стоимостью нового строительства.

Наиболее правильное решение может быть получено в результате разработки комплексного проекта развития отрасли, так как шахта, заменяющая закрываемую, может быть построена в другом районе. Если допустить, что новая шахта находится в данном районе, то целесообразность поддержания шахты, а, следовательно, и необходимость подготовки нового горизонта можно в первом приближении оценить аналогично целесообразности осуществления реконструкции.

Методика исследования и выбора радикальных схем подготовки новых горизонтов.

Выбор оптимальных параметров вскрытия и подготовки нового горизонта действующей шахты, разрабатывающей крутые пласты, производится путем исследования на минимум стоимостной нелинейной функции, например суммы приведенных затрат:

$$C + E_n K = \phi(\vec{B}, \vec{Z}) \rightarrow \min, \text{ грн.} \quad (2.44)$$

где \vec{B} – вектор оптимизируемых характеристик;
 C – себестоимость 1 т угля, грн.;
 E_n – нормативный коэффициент капитальных вложений;
 K – удельные капитальные затраты, грн./т;
 \vec{Z} – вектор природных характеристик месторождения.

$$\vec{B} = B(V_k, n_0, h_\varepsilon, n_n, n_l, L, X, F_j), \quad (2.45)$$

где V_k – переменная «способ вскрытия и подготовки шахтного поля»;
 k – индекс варианта переменной, $k = 1, 2, \dots, N$;
 N – число вариантов вскрытия и подготовки шахтного поля;
 n_0 – число одновременно разрабатываемых пластов в пределах этажа;
 h_ε – вертикальная высота этажа, м;
 n_n – число подэтажей в этаже;
 n_l – число лав на пласте;
 L – годовое подвигание очистных работ, м;
 X – размер выемочного поля, м;
 F_j – сечение j -ой горной выработки шахты ($j = 1, 2, \dots, n_3$);
 n_3 – число звеньев в цепи горных выработок вентиляционной струи одного направления.

$$\vec{Z} = Z(n_{nl}, m_i, \gamma_i, \alpha_i, \omega, k_y, q_m, H_0), \quad (2.46)$$

где n_{nl} – число рабочих пластов в k -ом варианте;
 m_i – полная мощность i -го пласта, м;
 γ_i – средняя плотность угля i -го пласта, м³/т;
 α_i – угол падения i -го пласта, град.;
 ω – коэффициент водообильности месторождения;
 k_y – устойчивость боковых пород;
 q_m – метанообильность горных выработок i -го шахтопласта проектируемого горизонта, м³/т;

H_0 – расстояние от поверхности до действующего горизонта.

Функция Φ минимизируется при следующих ограничениях, вытекающих из анализа горно-геологических условий залегания крутых пластов Донбасса, опыта их разработки, директивных указаний и нормативных документов.

Компоненты вектора \vec{B} :

$$1 \leq n_0 \leq n_{nl}; \quad (2.47)$$

$$h_{\ominus \min} < h_{\ominus} \leq h_{\ominus \max}; \quad (2.48)$$

$$1 \leq n_n \leq 2; \quad (2.49)$$

$$1 \leq n_l \leq 4; \quad (2.50)$$

$$D_{ш} \leq D_{\max}; \quad (2.51)$$

$$A_z \leq A_{z.в} \quad (2.52)$$

$$\max \{F_{jmp} F_{jв}\} \leq F_j; \quad (2.53)$$

где $D_{ш}$ – депрессия шахты;

$F_{jmp} F_{jв}$ – соответственно сечение горной выработки по транспортным сосудам и вентиляции.

Компоненты вектора \vec{Z} :

$$n_{nl} \leq 20; \quad (2.54)$$

$$0,45 \leq m_i \leq 1,5; \quad (2.55)$$

$$1,25 \leq \gamma_i \leq 1,35; \quad (2.56)$$

Для выбора оптимальных значений основных параметров шахты, заданных вектором \vec{B} , составляется экономико-математическая модель, в которой капитальные вложения и эксплуатационные расходы выражаются как функции отдельных параметров вектора \vec{B} .

Функция Φ исследуется на минимум с использованием методов математического анализа, итераций и непосредственного перебора вариантов.

Приведенная методика позволяет выявить возможные альтернативы развития шахты и установить тенденции этого развития.

Раздел 3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И ОЦЕНКА ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ*

3.1. Особенности формирования критерия оптимальности вскрытия и подготовки горизонтов

Отличительной особенностью шахт с крутым залеганием пластов, является постоянная необходимость вести работы по подготовке новых горизонтов. При этом шахта, как развивающаяся система, постоянно усложняется, при необходимости сохранения мощности шахты на достигнутом уровне. То есть, конечной целью подготовки нового горизонта на действующей шахте является поддержание мощности шахты (достигнутой либо проектной) [22].

Учитывая необходимость ведения работ по подготовке нового горизонта при продолжении эксплуатационных работ на действующих горизонтах, важное место в формировании критерия оптимальности при выборе варианта вскрытия и подготовки является продолжительность выполнения шахтостроительных работ.

Для шахт, разрабатывающих крутые и крутонаклонные пласты, необходимо соблюдать условие, чтобы продолжительность подготовки новых горизонтов была меньше или равна продолжительности отработки вышележащего этажа. Оценка проектных решений по вскрытию и подготовке пластов основывается на нормативной скорости углубки стволов ($V_{\sigma} = 20$ м/мес). Однако, директивные темпы не соответствуют фактическим и не учитывают затраты времени на оснастку стволов при углубках.

На продолжительность углубки стволов существенно влияет состояние их крепи и армировки, наличие искривленной оси. В режиме работы стволов необходимо выделять время для производства ремонтных работ. Эти работы не могут быть совмещены с эксплуатационной деятельностью шахт и для их выполнения выделяются выходные и праздничные дни. Как правило, этого времени оказывается недостаточно для выполнения

* В написании раздела принимали участие: Соловьёв Г.И., Величко Н.М.

полной остановки стволов для ремонтных работ или выделения специальной смены для их осуществления.

Процесс подготовки нового горизонта на шахтах условно можно разделить на три периода по углубке ствола и два – по проходке горизонтальных выработок [25].

Первый период (подготовка и углубка). Он состоит из следующих этапов: строительство камеры подъемной машины на существующем горизонте в 10–15 м от ствола; сооружение предохранительного зумпф-полка под действующим отделением ствола с устройством емкости для улавливания воды и создания водяной пробки или проведения углубочного отделения; сооружение верхнего предохранительного полка над подшивной площадкой; отшивка углубочного отделения от основания зумпф-полка до уровня подшивной площадки; монтаж подъемной машины, надшивной площадки и отводящих шкивов, сооружение на горизонте разгрузочного бункера, перестилка примыкающих к стволу путей; устройство на горизонте у ствола камеры для размещения бетономешалки и монтажа бетонопровода; углубка ствола (создание технологического отхода) для возможности устройства полка - площадки под лебедки.

Второй период (углубка ствола и рассечка околоствольных дворов). Этот период включает следующие этапы: углубка ствола на 20 м ниже технологического отхода (создание второго технологического отхода для монтажа подвешного проходческого полка); монтаж подвешного полка; углубка ствола на стационарном оснащении с одновременной разделкой сопряжений с околоствольными дворами и сооружением приствольных камер (загрузочных устройств, чистки зумпфа, разгрузки скипов с дробленной породой и др.).

На шахтах разделка сопряжений скиповых стволов, как правило, производится в следующей последовательности. Ствол углубляется на 4-5 м ниже отметки горизонта, образуя временную емкость. С подвешного полка производятся работы по обушиванию и креплению сопряжения. Взорванная порода аккумулируется во временной емкости и пневмопогрузчиками грузится в бадьи. Прилегающие к стволу выработки проводятся на длину порядка 10 м. Далее ствол углубляется до верхней отметки камеры загрузочных устройств, одновременно с разделкой которой ведется

его дальнейшая углубка. Камера дозаторов и тетка от загрузочной камеры до бункера опрокида проводятся со стороны ствола с установкой временной крепи, при этом порода самотеком попадает в ствол, где пневмопогрузчиками грузится в бады. Затем завершается углубка ствола на заданную отметку. При наличии неустойчивых пород мест сопряжений, камеры загрузочных устройств крепятся железобетоном с использованием арок и металлических балок для перекрытия.

Сопряжения грузоподъемных стволов, имеющих большие площади поперечного сечения, по данной технологии исполняются только в устойчивых крепких песчаниках. В глинистых и песчаных сланцах или при наличии пластов угля применяется более сложная послойная разделка таких сопряжений. Сопряжение проводится на 5-10 м в обе стороны от ствола на положенную высоту и крепится временной металлической рамной крепью. После контрольной проверки отметок части сопряжения (свода) крепятся бетоном. Далее ствол углубляется до нижней отметки горизонта и проводится нижняя часть сопряжения в обе стороны короткими заходками с устройством фундаментов и возведением стен. Использование временного подъема для разделки сопряжений целесообразно лишь до тех пор, пока длина приствольной выработки не превысит возможный отброс в сечение ствола взрываемой в его забое породы. После разделки сопряжений ствол углубляется до проектной отметки.

Третий период (монтажно-демонтажные работы в стволе). По окончании проходческих работ по углубке ствола до проектной отметки выполняются его армировка, демонтаж проходческого оборудования и перепуск клетки постоянного подъема на подготавливаемый горизонт.

Четвертый период (проведение первоочередных горизонтальных выработок). В соответствии с Правилами безопасности при подготовке новых горизонтов в первую очередь проводятся выработки, обеспечивающие запасные выходы и подачу свежей струи воздуха за счет общешахтной депрессии. К ним относятся сбойки между стволами и выработки, располагаемые у грузоподъемного ствола, обеспечивающие ликвидацию тупиковых схем транспорта и применение постоянного оборудования. После их проведения около ствола образуется первичное кольцо выработок.

При проведении выработок первичного транспортного кольца клетки загружаются с временных качающихся площадок. Затем у ствола монтируется постоянный комплекс по обмену вагонеток (КМП). В отдельных случаях КМП монтируется после отхода выработок от ствола на 30–40 м. После пуска этого комплекса горные работы возобновляются.

Пятый период (развернутое строительство нового горизонта). В первую очередь проводятся выработки, определяющие критический путь строительства (главные и промежуточные квершлагги, групповые и пластовые штреки). И по мере создания определенного фронта работ – выработки не критического пути строительства (камеры, протяженные выработки в пределах околоствольного двора, а также некоторые выработки схем подготовки).

Продолжительность ведения горных работ критического пути строительства новых горизонтов может быть определена по формуле [25]:

$$T_{\text{гор}} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5, \text{ мес.}, \quad (3.1)$$

где t_1 – продолжительность оснастки ствола под углубку, мес.;

t_2 – продолжительность углубки ствола и расчески сопряжений, мес.;

t_3 – продолжительность монтажно-демонтажных работ в стволе после углубки, мес.;

t_4 – продолжительность проведения первоочередных горизонтальных выработок и монтажа у ствола постоянного комплекса обмена вагонеток, мес.;

t_5 – продолжительность развернутого строительства нового горизонта (сооружения выработок в пустых породах, вскрытия пластов и пропластков угля, газоносных или опасных по внезапным выбросам угля и газа), мес.

Общая продолжительность работ по оснастке стволов под углубку может быть определена по формуле:

$$t_1 = \sum_i t_i + t_n \delta_1 + t_\phi (1 - \delta_1), \text{ мес.}, \quad (3.2)$$

где $\sum_i t_i$ – суммарная продолжительность периодов углубки ствола: проведения камеры подъемных машин для углубки, монтажа камеры подъемных машин, сооружения предохранительного зумпф-полка, сооружения предохранительного полка над надшкивной площадкой, монтажа подъемной машины и подшкивных площадок, сооружения на горизонте разгрузочного бункера, перестилки путей, устройства камеры для размещения бетономешалки и для монтажа бетоно-провода, углубки ствола (технологический отход) для размещения полка-площадки под лебедки, мес;

t_n – продолжительность оснастки ствола по проекту, мес;

t_ϕ – фактическое время, выделяемое шахтой для оснастки ствола, мес.;

δ_1 – булева переменная, принимающая значения $\delta_1 = 0$ при $t_n \leq t_\phi$ и $\delta_1 = 1$ при $t_n > t_\phi$.

Продолжительность второго периода углубки при проведении ствола в пустых невыбросоопасных породах может быть определена по формуле:

$$t_2 = \frac{l_y - l_{mo}}{T_y} + \frac{V_{co}}{T_{нк}}, \text{ мес.}, \quad (3.3)$$

где l_y – суммарная длина углубляемой части ствола, м;

l_{mo} – длина технологического отхода, м;

$T_y, T_{нк}$ – темпы углубки стволов и проведения камер, м/мес. и м³/мес.;

V_{co} – объем сопрягающихся со стволами выработок, проводимых в период его углубки, м³.

Темпы проведения стволов зависят от диаметра ствола и объемов приствольных камер, условия проведения которых значительно сложнее условий проведения камер околовствольных дворов.

Влияние значения диаметра стволов на темпы их углубки с достаточным приближением аппроксимируются уравнением:

$$T_v = k(a - BD), \quad (3.4)$$

где a, B – эмпирические коэффициенты, $a = 66,4, B = 5,6$;

D – диаметр ствола, м.

В выбросоопасных песчаниках темпы проведения выработок снижаются на 30%, поэтому при расчетах темпы углубки необходимо снижать вводя в расчет коэффициент k ($k = 0,7$ – коэффициент, учитывающий снижение темпов проведения выработки в выбросоопасных песчаниках и $k = 1,0$ в обычных условиях).

Продолжительность монтажно-демонтажных работ в углубленной части ствола (t_3) может быть определена как сумма продолжительностей работ, указанных в характеристике третьего периода:

- продолжительность монтажа в стволе капитального полка, постоянного оборудования и стволовой опалубки, мес. (1 мес.);
- продолжительность монтажа подвешного полка, мес. (0,5 мес.);
- продолжительность демонтажа проходческого оборудования створчатой опалубки, снятия труб и кабелей, мес. (1 мес.);
- продолжительность армировки ствола с навеской проводников из труб и кабелей, мес. (1 мес.);
- продолжительность демонтажа предохранительных полков, мес. (3 мес.);
- продолжительность стыковки армировки ствола, мес. (1 мес.).

Продолжительность проведения горизонтальных выработок также зависит от числа и мощности вскрываемых выбросоопасных пластов и пород, а также от типа выработки. Согласно СНИПу, темпы проведения выработок нормированы и составляют: для околоствольных дворов $400 \text{ м}^3/\text{мес}$, для квершлагов и полевых штреков 70 и для пластовых выработок $100 \text{ м}/\text{мес}$. С учетом этого продолжительность проведения горизонтальных выработок, лежащих на критическом пути строительства, может быть определена по формуле:

$$t_4 = \sum_j t_{4j}, \text{ мес.}, \quad (3.5)$$

где t_{4j} – суммарная продолжительность проведения выработок в пустых невзрывоопасных породах, расположенных в пределах околоствольных дворов, в пустых не выбросоопасных породах за пределами околоствольных дворов, в песчаниках, опасных по внезапным выбросам породы и газа, расположенных в пределах околоствольных дворов; по простиранию пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, мес.

Эта величина должна также включать затраты времени на вскрытие выбросоопасных угольных пластов, она зависит от принятых способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа и включает операции как общие для всех способов (бурение разведочных скважин, скважин для замера давления газа, замер давления газа, сотрясательное взрывание), так и специфические для каждого из них (гидровымывание пласта и др.).

В общем виде затраты времени на углубку стволов могут быть определены по эмпирической формуле:

$$t_y = 20 + 15n_2 + n_6 t_6 + 13\delta_1 - 8\delta_2, \text{ мес.}, \quad (3.6)$$

где n_2 – число одновременно вскрываемых стволов новых горизонтов;

n_6 – число пластов, вскрываемых стволом;

t_6 – продолжительность вскрытия одного угольного пласта, мес;

δ_2 – булева переменная, принимающая значения $\delta_2 = 0$ при наличии технологического отхода и камер лебедок и $\delta_2 = 1$ при отсутствии технологического отхода и камер лебедок.

Таким образом, при выборе варианта подготовки нового горизонта на действующей шахте с крутым залеганием пластов, в первую очередь необходимо оценить рассматриваемые варианты по критерию продолжительности подготовки и к дальнейшему рассмотрению принимать те варианты, для которых соблюдается условие: продолжительность подготовки нового горизонта меньше или равна продолжительности отработки вышележащего этажа.

Дальнейший выбор оптимальных решений основывается на критериях оптимальности, применяемых при проектировании шахт, но имеет свои особенности. Для оценки этих особенностей кратко рассмотрим существующие критерии оптимальности [22].

В условиях многовариантности возможных проектных решений при разработке проектов реконструкции шахт очевидной становится проблема выявления их общей полезности, выгоды, экономичности. Несомненно, что среди рассматриваемых вариантов решений поставленной цели производства одни отвечают в большей мере, другие – в меньшей. Но прежде чем говорить о степени соответствия тех или иных решений цели производства, важно установить, чем предопределяется цель производства. В народном хозяйстве, в частности в угольной промышленности, оптимальность понимается как наивысшая степень эффективности проектных решений по отношению к конечной цели производства. И в этом смысле существуют общие требования к технологии и технологической схеме подземной разработки угля.

Наиболее общие требования, предъявляемые к технологической схеме шахты, к технологии:

Достаточная производительность (продуктивность) технологии. Это в свою очередь предполагает достаточную пропускную способность всех элементов технологической схемы: транспортных и вентиляционных горных выработок, средств механизации производственных процессов в шахте и на поверхности. Удовлетворение данного требования совпадает с достижением самой цели подземной разработки угля.

Безопасность технологии, технологической схемы. Чрезвычайная важность этого требования объясняется особой спецификой подземной разработки угля. Ведение горных работ сопряжено с опасными природными явлениями. К ним относятся проявления горного давления (обрушение кровли в очистных забоях, обрушение пород в подготовительных и капитальных выработках, разрушение крепления в горных выработках, горные удары при ведении очистных и горнопроходческих работ), с разрушительными последствиями возможных взрывов газа метана, внезапных выбросов газа и пыли, с вредными влияниями на здоровье подземных рабочих запыленной и загазованной рудничной атмосферы, повышенной влажности и температуры.

Частота проявления этих опасных явлений, характер проявления, интенсивность и сила влияния их на условия работы и нахождения в шахте людей в той или иной мере обуславливаются, соответствующим вариантом технологии ведения горных работ, вариантом технологической схемы разработки.

Поточность технологии, способность технологической схемы обеспечить непрерывное выполнение основных производственных процессов по выемке, транспорту и подъему угля. В наибольшей степени поточность технологии обеспечивается производительной работой очистных забоев, бесступенчатым конвейерным транспортом от очистных забоев до поверхности. Это в большей степени возможно при столбовых системах разработки, одnogоризонтных способах отработки шахтного поля и преимущественного применения малонаклонных и горизонтальных транспортных горных выработок.

Концентрация разработки. Это требование сводится к такому состоянию разработки, когда достигается наибольшая нагрузка на блок, на горизонт, на угольный пласт, на транспортную выработку, на выемочный участок и на очистной забой. Чем больше добычи выдается из одного очистного забоя, тем меньшее число их вовлекается в работу, тем меньшее число горных выработок нужно поддерживать в каждый момент времени, тем меньшее число выемочных и транспортных машин и установок необходимо обслуживать. Концентрация разработки достигается как за счет интенсификации основных производственных процессов (очистные работы, проходческие работы, транспорт, проветривание и др.), так и за счет сосредоточения максимального объема горных работ в пределах одного блока, горизонта, пласта, панели. В конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях та или иная форма повышения концентрации разработки приводит к большему или меньшему производственному или экономическому эффекту.

Надежность технологии и технологической схемы шахты. Общая продолжительность безаварийной непрерывной работы шахты в течение каждых суток определяет производительность предприятия. Однако технологическая схема подземной разработки настолько сложна, многоэлементна, а природные условия настолько изменчивы, что остановка какого-либо основного процесса возможна. Устранение причин остановки и включение

всей технологии в производительное функционирование занимает определенное время. Частота подобных аварийных ситуаций свидетельствует об уровне надежности технологической цепочки шахты. Причинами остановки производственных процессов могут быть: неожиданные выделения газа и ухудшение условий проветривания, обрушение кровли в очистных забоях, завалы в подготовительных, транспортных и вентиляционных выработках, поломки машин, механизмов, в системе электроснабжения и т. д. Поэтому конструирование технологической схемы должно сводиться к применению таких элементов, при которых возможность наступления аварийных ситуаций становится маловероятной.

Динамичность технологической схемы. Как прогрессивно бы не представлялась технологическая схема в момент сдачи шахты в эксплуатацию, какими бы прогрессивными и производительными горными машинами не оснащалась технология разработки, наступает время, когда появляются еще более производительные и экономичные решения. Технический прогресс, научные достижения непрерывно совершенствуют технологию подземной разработки. В этих условиях отдельные элементы и даже вся технологическая схема шахты могут оказаться устаревшими, затрудняющими применение передовых форм и способов ведения разработки, сдерживающими улучшение технико-экономических показателей по шахте. В особенности это касается элементов технологической схемы шахты (схема вскрытия, общая схема транспорта и вентиляции, стационарные установки и др.), отличающихся большим проектным и фактическим сроком использования. Непрерывный рост производительности добычных и транспортных машин позволяет увеличивать нагрузку на очистные забои, на горные выработки, на горизонты, на околовольные дворы, подъемы, технологический комплекс на поверхности. Ранее установленные в проекте шахты пропускные способности системы вентиляции, транспорта, подъемных установок и др. оказываются слишком малыми и порождают, таким образом, на шахте появление «узких мест» в технологии, технологической схеме.

Невысокая трудоемкость технологии, низкая трудоемкость обслуживания и реализации технологической схемы. Несомненно, что

данное требование имеет большой обобщающий смысл. По существу, тот или иной уровень трудоемкости разработки является критерием, показателем целесообразности применения технологической схемы, прогрессивности выбранных решений, средств механизации и состояния механизации производственных процессов на шахте, технологии в целом. Схема вскрытия и подготовки, система разработки и порядок отработки запасов должны обеспечивать применение таких средств механизации и в таких количествах, чтобы рабочих, занятых на обслуживании транспорта, вентиляции, энергоснабжения, на ведении очистных и подготовительных работ, на ремонте горных выработок и обслуживании технологического комплекса на поверхности и др., требовалось как можно меньше. Вместе с тем рабочих должно быть столько, сколько требуется для выполнения плана добычи. Поэтому мерой эффективности технологической схемы шахты с точки зрения трудоемкости горных работ служит относительный показатель – трудоемкость добычи каждой тысячи тонн угля, в человеко-сменах на 1000 т добычи. В равных условиях более низкая трудоемкость разработки обеспечивается поточностью технологии, полной конвейеризацией транспорта и подъема, высокой концентрацией горных работ, а значит – применением вариантов технологических схем, удовлетворяющих этим условиям.

Экономичность технологической схемы и технологии разработки. Это требование в некоторой степени отражает предыдущее. Однако наряду с трудоемкостью технологии разработки, в значительной мере определяющей эксплуатационные расходы, т.е. себестоимостью в расчете на 1 т добычи, требование экономичности предполагает снижение материальных затрат: на машины и механизмы, на энергию, на подготовку кадров и т. д. Технологическая схема разработки считается экономичной не только вследствие малых эксплуатационных затрат на выполнение всех производственных процессов технологии, но также и одновременно вследствие невысоких капитальных затрат на строительство и развитие шахт. Величина капитальных затрат прямым образом зависит от объема горных работ по проведению горных выработок схемы вскрытия, подготовки, от объема зданий и сооружений, применяемых средств механизации, от их стоимости. Стремление построить шахту с небольшими первоначальными

капитальными затратами может повлечь строительство шахт малой мощности, оснащение технологии малопроизводительной техникой. Поэтому измерение экономичности технологической схемы должно учитывать не только объем затрат, но и объемы добычи. Часто в качестве меры экономичности технологической схемы принимают себестоимость 1 т угля и удельные капитальные затраты, т.е. затраты на 1 т годовой добычи.

Наименьший, но экономически оправданный уровень потерь угля. При разработке неизбежны частичные потери угля. Часть из них технически необходима. Например, потери в охранных целиках под важными зданиями и сооружениями на поверхности, потери в охранных целиках капитальных горных выработок.

Очевидно, что на стадии определения параметров шахты, технологической схемой проектировщики не располагают и не могут рассчитать все перечисленные показатели, отражающие степень удовлетворения тех или иных решений перечисленным требованиям. Разработать зависимости или соотношения между отдельными показателями (а их много) и параметрами шахты практически нереально.

В связи с этим возникает потребность в общем измерителе эффективности проектных решений на стадии их выбора, на стадии разработки проекта.

В качестве такого критерия для выбора оптимального варианта строительства (реконструкции) шахты принимаются показатели, выражающие стоимостную оценку вариантов с учетом наиболее полного отражения всех различий у вариантов: объем добычи, капитальных затрат, срока строительства, величины эксплуатационных затрат, цены добываемого угля и т.д.

Экономическая эффективность общественного производства, технического прогресса и связанных с ними капитальных вложений в конечном счете выражается в повышении производительности труда, т.е. снижении затрат общественного труда на добычу угля. Однако, практическое использование критерия экономии общественного труда для выбора технических решений встречает серьезные затруднения в связи с тем, что действующая в настоящее время система учета затрат производства не дает возможности определить ни общественной трудоемкости, ни общественной стоимости добычи 1 т угля на отдельно взятой шахте.

В наибольшей степени данному показателю соответствуют приведенные затраты, отнесенные к объему добычи. Этот критерий до настоящего времени наиболее широко используется при рассмотрении вариантов. В общем виде суммарные приведенные удельные затраты по 1-му варианту [22]:

$$C_{npi} = \frac{\sum_{t=t_c}^{t=\tau} C_{ti} (1 + E_{nn})^{-t}}{A_{uzi} \tau_p} + E_n \frac{\sum_{t=0}^{t=\tau} K_{ti} (1 + E_{nn})^{-t}}{A_{uzi}}, \quad (3.7)$$

где C_{npi} – суммарные удельные приведенные затраты по i -му варианту, грн/т;

C_{ti} – годовые издержки производства в t -й год по i -му варианту, грн.;

K_{ti} – капитальные вложения в t -й год по i -му варианту, грн.;

A_{uzi} – производственная мощность шахты по i -му варианту, т/год;

t_c, τ_p – соответственно период строительства и расчетный период суммирования затрат, в течение которого шахта работает с производственной мощностью A_{uz} , лет;

E_n – нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений ($E_n = 0,1$);

E_{nn} – нормативный коэффициент приведения затрат времени ($E_{nn} = 0,08$);

$E_n \frac{\sum_{t=0}^{t=\tau} K_{ti} (1 + E_{nn})^{-t}}{A_{uzi}}$ – удельная величина требуемого эффекта от использования капитальных вложений, условно выступающего как затраты предприятия, грн./т.

Основным достоинством критерия оптимальности «приведенные затраты» является то, что он позволяет наиболее полно учесть в соизмеримой форме текущие эксплуатационные затраты производства и капитальные вложения, что дает возможность определить полные производственные затраты. Вместе с тем в практике проектирования приходится сравнивать

варианты, отличающиеся чрезвычайно большим разнообразием специфических особенностей (качество угля, потери угля и др.), которые в целом оказалось затруднительно отразить в данном критерии оптимальности.

Таким образом, оставаясь в качестве основного критерия сравнительной эффективности при оптимизации параметров шахт, приведенные затраты в конкретных случаях, как правило, требуют определенного расширения целевой функции.

Очень важно подчеркнуть другие недостатки критерия приведенных затрат, рельефно проявляющиеся в обстановке перехода экономики Украины к капиталистическим производственным отношениям. В новых условиях критерий оптимальности – удельные приведенные затраты в силу затратной сущности не могут служить целью производства.

Критерий оптимальности следует привести в соответствие с действительной целью производства – с добычей угля, отнесенной к объему затрат, необходимых для строительства и эксплуатации шахты (рудника). Не добиваться минимальных приведенных затрат (что часто ведет к экономии объемов горных работ по развитию шахты), а стремиться к получению максимальной прибыли, или максимальной добычи на единицу затрат.

Кроме того, подготовка нового горизонта в условиях действующей шахты имеет свои особенности, которые должны учитываться при выборе вариантов. Каковы источники финансирования строительства нового горизонта в существующих условиях?

Во-первых – это амортизационные отчисления. В приведенных затратах амортизационные отчисления с позиций предприятий выступают как эксплуатационные расходы. В новых условиях амортизационные отчисления становятся источником накоплений предприятия, непосредственно данной шахты. Можно ли считать накопления затратами? Разумно сумму амортизационных отчислений вносить в составной критерий с противоположным знаком по отношению к эксплуатационным расходам ($C_{\text{эспл}}$).

Во-вторых – это часть прибыли шахты. Приведенные затраты не учитывают ценность C_0 угля, качество угля. В конечном счете, ценность угля определяется его рыночной ценой, которая в большой степени зависит и от его качества.

Прибыль от продаж угля в общем виде можно определить как:

$$П = Ц - C_{\text{экспл}} \quad (3.8)$$

В приведенных затратах все капитальные вложения приводятся к эксплуатационным посредством коэффициента эффективности E_n . Этот прием не соответствует новой инвестиционной политике. Дело в том, что значительная часть капитальных вложений формируется на собственный счет в банке самой шахтой по линии отчислений на развитие из прибыли, по линии амортизационных накоплений. Естественно, что странно предъявлять самому себе заранее нормированное требование обеспечить эффективность использования этих капитальных вложений. Если по технологии разработки какие-либо работы необходимы, экономически оправданы, следовательно, капитальные вложения производятся. Их эффективность обеспечивается не нормативами, а технологически.

В третьих – это госбюджетные капитальные вложения в строительство горизонта. Учитывая стратегический характер угольной промышленности в национальной экономике, такие вложения должны иметь место. Угольная промышленность является базовой для металлургии, химической промышленности и энергетики. Через эти отрасли она связана практически со всеми отраслями народного хозяйства. Поэтому к госбюджетным капитальным вложениям требование нормируемой эффективности должно предъявляться. Но это требование численно должно сводиться не к уровню отраслевого коэффициента эффективности, а к величине $E_n = E_{n.хоз} - E_{n.отр}$, т.е. к разнице между уровнем эффективности капитальных вложений в народное хозяйство и уровнем эффективности вложений в угольную промышленность.

В четвертых – это привлечение инвестиции со стороны путем эмиссии акций предприятия. В этом случае ожидаемая прибыль должна включать отчисления инвесторам.

В пятых – это займы у кредитных организаций. При получении кредитов на подготовку горизонта в затратной части необходимо учитывать плату процентов за кредит и график возврата самого кредита.

В приведенных затратах значительная роль отводится оценке фактора времени, оценке явления «замораживания» средств, замедления оборачиваемости финансовых ресурсов в народнохозяйственном масштабе. В условиях централизованного распределения эти процессы существенны, хотя конкретное измерение и выявление траекторий кругооборота средств оказались не реальны для масштабов даже отрасли, не говоря уже о предприятии. Если же говорить о механизме самофинансирования, то оборачиваемость эксплуатационных расходов стабилизируется и локализуется в пределах самого предприятия. Разница у вариантов использования этих средств во времени становится несущественной. Поэтому приведение эксплуатационных расходов во времени делать не следует, их развитие предопределяется технологией разработки. Это же можно сказать и в отношении капитальных вложений из собственных накоплений.

Ясно, что невыгодно производить вложения преждевременно. Но и запаздывание с развитием шахты влечет за собой большой экономический и производственный ущерб. Экономическое обоснование того или иного варианта развития в отдельных случаях может потребовать приведения во времени этих капитальных средств. А вот госбюджетные капиталовложения необходимо приводить во времени всегда. В государственном масштабе направления вложений настолько разнообразны, потребность в них настолько остра, что всякое преждевременное вложение, тем более в отрасль с низкой оборачиваемостью средств, снижает эффективность экономики народного хозяйства. Процедура приведения во времени госбюджетных капитальных вложений должна стимулировать их экономию в каждый ближайший момент и их возможное отдаление.

Вышеизложенное дает возможность в общем виде получить следующий критерий оптимальности:

$$\begin{aligned}
\Pi_i = & \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} (C_{ti} - C_{ti})}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} + \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} C_{ati}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} - \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} C_{cobti}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} - \\
& \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} \Delta E_n K_{zociti} \frac{1}{(1 + E_{нп})^t}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} A_{uzi}} - \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} K_{инвти}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} - \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} K_{инвти} \frac{1}{(1 + \gamma)^t}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} \quad (3.9)
\end{aligned}$$

где Π_i – хозрасчетная прибыль i -го варианта развития шахты грн./т;

C_{ti} – цена угля в t -ом году по i -му варианту развития шахты, грн.;

C_{ali} – сумма амортизационных отчислений в t -м году по i -му варианту развития шахты, грн.;

D_{ti} – добыча шахты в t -м году по i -му варианту развития шахты, грн.;

C_{ii} – себестоимость без амортизации добычи шахты в t -м году по i -му варианту ее развития, грн.;

C_{cobti} – сумма отчислений от собственного фонда накопления (от прибыли и амортизации), грн.;

ΔE_n – разница между нормативными уровнями эффективности капитальных вложений в народное хозяйство и отрасль

$$E_n = E_{н.хоз} - E_{н.отр}$$

K_{zociti} – капитальные вложения за счет госбюджета в t -м году по i -му варианту развития, грн.;

$E_{нп}$ – коэффициент приведения капитальных затрат во времени, $E_{нп} = 0,08$;

A_{uzi} – производственная мощность шахты по i -му варианту развития, т/год.

$K_{инвти}$ – капитальные вложения за счет кредитных инвестиций, грн.;

γ – процентная ставка инвестированного капитала.

Критерий имеет гибкую структуру, позволяющую учесть и другие технологические и экономические факторы (качество добычи, дефицит средств, кредитование финансовых накоплений и потребностей и т.д.).

3.2. Риски горного производства

3.2.1. Основные термины и понятия

Оценка проекта реконструкции шахты (подготовки нового горизонта) не может быть произведена без оценки риска того или иного решения. Параметры формулы (3.9) зависят от многих факторов, имеющих различные сущность и степень влияния на целевую функцию. Поэтому в указанной формуле должна быть оценена достоверность принятых параметров. К настоящему времени наиболее полно экономические риски горного производства рассмотрены в работе [23].

Под экономическим риском понимается угроза частичной или полной потери эффективности в результате той или иной неблагоприятной ситуации. Как следствие этого - существует количественная мера риска, которую можно определить абсолютным или относительным уровнем возможных потерь.

Если использован термин «риск» в его общепринятом понимании применительно к экономической теории, то и доходы и издержки должны быть дополнены выражением в «условиях риска».

Определение риска включает в себя необходимость анализа причинно-следственных связей изучаемого процесса, явления для снижения нежелательных эффектов путем соответствующего изменения причин, либо, что менее желательно, смягчения последствий.

Оценка риска представляет собой научный процесс определения компонент риска в количественном выражении, которые включают:

- определение того, что под угрозой;

- вычисление вероятностей для нежелательных последствий;
- объединение компонент риска посредством умножения вероятностей;
- количественное выражение риска умножением вероятностей на величину последствий.

Технический анализ риска опирается на ряд правил идентификации нежелательных эффектов, определения вероятности и установления равных весовых коэффициентов для вероятности и величины ущерба. Технический анализ риска помогает лицам, принимающим решения, оценить ожидаемые последствия нежелательных событий и их экономический результат.

Экономическая концепция риска является наиболее близкой к техническому подходу. Ее отличительная особенность – преобразование нежелательного последствия в категорию «полезности», базовая единица которой задает степень удовлетворенности или неудовлетворенности, связанную с возможным действием или сделкой. Основными показателями измерения полезности являются сумма денег, которую готовы заплатить за изменение, обеспечивающее более высокую степень полезности по сравнению с сохранением статус-кво, а также возможность прямого сравнения между рисками и выгодами с учетом различных вариантов. Использование понятия «полезность» позволяет сравнивать степень соответствия вариантов действий различным профилям выгоды и достижения поставленной цели с учетом обозначенной категории риска.

Поскольку риски могут быть выражены в терминах полезности, то последние также могут быть интегрированы в процесс принятия решений, основанный на оценке и сравнении затрат и выгод. Риски обозначают возможные затраты, поэтому они должны быть взвешены с весовыми коэффициентами, равными вероятности их возникновения. Кроме того, поскольку риски и выгоды могут проявляться в течение многих лет после применения выбранного варианта, оценка возможных последствий должна быть проведена с применением дисконтирования.

Выбор правильной нормы дисконтирования последствий остается основной проблемой для экономистов. Проблема усугубляется тем, что текущие рыночные процентные ставки едва

ли характерны для всего временного масштаба реализации обозначенных рисков; нормы дисконтирования последствий должны быть установлены на основе теоретического обоснования или эмпирических исследований. Таким образом, экономическая теория представляет анализ риска как часть более широкого затратно-прибыльного исследования, в котором риски есть ожидаемые потери полезности, возникающие вследствие некоторого события, действия или системы действий. Конечная цель такого экономического исследования состоит в распределении ресурсов таким образом, чтобы максимизировать их полезность для владельца капитала.

Риск в экономике рассматривается как стоимостной фактор (фактор издержек), который может подвергаться преобразованиям, подобно любому другому экономическому фактору. Риски возникают в условиях неопределенности ситуации, однако осмысление неопределенности не ограничивается только расчетом ожидаемых значений вероятности и их умножением на величину возможного последствия, но является частью индивидуального затратно-прибыльного анализа, в котором нерасположенность либо склонность к риску рассматривается как разумные реакции, влияющие на выбор предпочтительного варианта действий из набора возможностей. Экономическая рациональность подразумевает, что различные отношения к риску являются законными элементами расчета риска. Это справедливо и для игры на фондовом рынке, и для реальных инвестиций в строительство либо реконструкцию горного предприятия.

Полученные при исследовании риска данные являются основополагающими в последующем экономическом анализе «риск–выгода». Для этой цели физический ущерб должен быть выражен в денежных единицах.

Проблема риска тесно переплетается с теорией и практикой прогнозирования, в частности со статистическими методами. Одним из количественных методов определения, величины риска является умножение вероятности нежелательного события на вероятную величину последствий свершения нежелательного события. Однако это наиболее простое решение, поскольку численная комбинация величины ущерба и его вероятности предполагает одинаковые веса для обеих компонент:

подразумевается, что между событиями с тяжелыми последствиями и низкой вероятностью и событиями с малыми последствиями и высокой вероятностью с одинаковыми ожидаемыми значениями нет никакой разницы.

Большинство людей психологически отдают большее предпочтение риску, в результате частой реализации которого последствия относительно незначительны, по сравнению с риском редкого события, последствия которого сокрушительны, хотя количественная оценка риска, как результат умножения, является одинаковой в обоих случаях. Кроме того, статистические вероятности и средние базируются на больших статистических выборках, характеризующихся значительной дисперсией реализации, а единичные реализации могут отличаться от средних значений весьма значительно, и в каждом конкретном случае последствия могут весьма существенно отличаться от средних статистических. Чтобы дать разумные прогнозы возможных рисков и их величины, должно быть доступно достаточное количество статистических данных. Кроме того, причинные факторы, обуславливающие отрицательные последствия, должны присутствовать неизменными во временном интервале, для которого осуществляется прогнозирование.

По многим сложным организационно-техническим системам, где соединены технические, технологические, политические и социально-экономические факторы, соответствующие статистическим данным для экстраполяции прогнозного тренда обычно не существует. Поэтому при прогнозной оценке рисков таких сложных систем используют экспертные оценки, хотя их прогностическая мощь вызывает у многих специалистов по рискам достаточно большие сомнения. И все же это лучше, чем просто интуитивные соображения, поскольку при соответствующем подходе к экспертизе можно получить достаточно квалифицированные вероятные оценки риска и его возможной величины.

Горное производство относится к категории производств повышенного риска.

Многовековая практика добычи полезных ископаемых позволила горнякам создать технологию разработки месторождений, снижающую риск вторжения в природный массив

до разумного минимума. Но только во второй половине XX века горное искусство преобразовалось в горную науку, устанавливающую законы и закономерности рационального ведения горных работ в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. И все же риск остается, в том числе из-за высокого уровня изменчивости, в некоторых случаях – неопределенности условий горных работ. Поэтому проблема идентификации, анализа, количественной оценки и управления экономическими рисками горного производства неизменно актуальна.

Процесс анализа рисков можно подразделить на два вида: качественный и количественный. Качественный – определяет факторы риска, устанавливает потенциальные области риска. Количественный – численно определяет размеры рисков. Для предотвращения ущерба следует оценивать степень риска и стремиться снизить его до более низкого уровня. Зная причины, порождающие потери, можно снизить их угрозу, степень отрицательного воздействия на конечный результат.

Чтобы оценить вероятность тех или иных потерь, обусловленных развитием непредвиденных событий, необходимо, прежде всего, знать все виды возможных потерь, связанных с производственной, предпринимательской деятельностью и уметь представлять каждый из них в количественном измерении. Именно величина этих возможных потерь характеризует степень риска, следовательно анализ риска связан с изучением возможных потерь, их величины и вероятности возникновения.

Детальная классификация рисков в горной экономике приведена в работах [23, 28, 29, 32].

Модифицированная структура рисков в горной экономике представлена на рис. 3.1.

В зависимости от рискового события (природы возникновения) и сложности управления в горной экономике выделяют две группы рисков: *макроэкономические и микроэкономические*.

К макроэкономическим рискам относятся политические, отраслевые (специальные), горно-геологические и кредитные.

К микроэкономическим относятся инвестиционные и операционные риски.

Рассмотрим более подробно структуру макроэкономических и микроэкономических рисков.

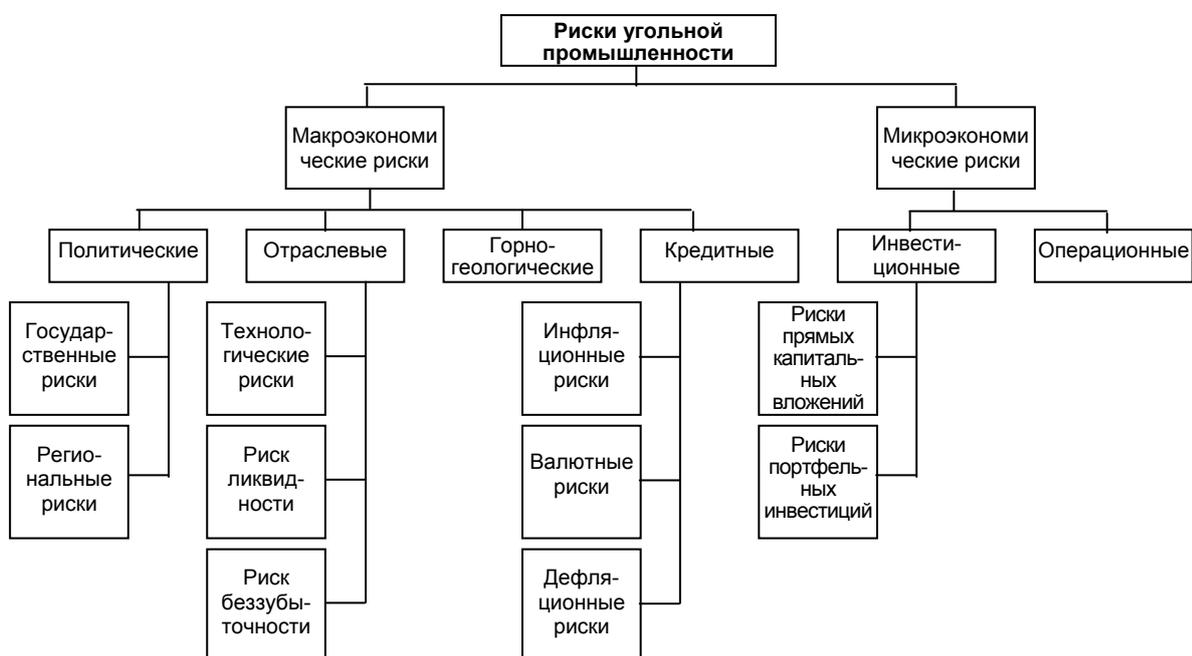


Рис. 3.1. Систематизация экономических рисков в горном производстве

К числу макроэкономических рисков относят [23]:

Политические риски – подразделяются на общегосударственные и региональные риски. Политические риски значительно увеличивают риски экономической деятельности в стране, в регионе – региональном субъекте. Политические риски также снижают инвестиционную привлекательность. К ним относят резкое изменение политического строя в стране, смену правительства или его экономического курса, неблагоприятные изменения в региональном законодательстве, вследствие чего становится невозможной хозяйственная деятельность в государстве. Эти риски являются основным фактором, препятствующим массовому притоку иностранных инвестиций в экономику (что является сегодня весьма актуальной проблемой для горной промышленности) и интеграции экономики в мировую рыночную систему;

Природные (горно-геологические) риски связаны с неопределенностью информации о запасах месторождения

полезного ископаемого (характеристиках шахтных полей, глубине залегания месторождения, горно-геологических условиях, характеристиках качества), а также с вероятными трудностями добычи и переработки полезного ископаемого. Одним из главных показателей, характеризующих величину данного риска, является достоверность информации о запасах месторождения. В принятых методах расчета производственной мощности горнодобывающего предприятия, формирующей инвестиционные затраты на освоение месторождения, основной определяющий параметр – запасы полезного ископаемого, используемые проектировщиком в виде фиксированных детерминированных оценок. В действительности утвержденные запасы несут в себе элемент неопределенности, характеризуемый допустимыми отклонениями рассчитанных запасов по категориям разведанности от реальных природных. К горно-геологическим рискам также относятся: возможные газодинамические явления месторождения (склонность обрабатываемых угольных пластов к внезапным выбросам, высыпаниям, горным ударам); непредсказуемые физико-технические свойства и устойчивость пород кровли и почвы обрабатываемых пластов; возможная водообильность месторождения;

Отраслевые (специальные) риски определяют величину риска экономической деятельности непосредственно в каждой из отраслей народного хозяйства. Отраслевые риски - это уникальные макроэкономические риски, присущие каждой из отраслей промышленности, которые обуславливают непосредственно инвестиционную привлекательность отрасли. К отраслевым рискам относят:

- технологический риск: возможность изменения технологий и вероятность физического и морального износа основных производственных фондов (ОПФ);
- риск ликвидности: вероятность изменения стоимости ОПФ с учетом их морального износа;
- риск безубыточности производства: вероятность неполной производственной загрузки мощностей предприятия;
- кредитные риски, связанные с проводимой государством денежно-кредитной политикой, к ним относят:

- инфляционные риски - при росте инфляции получаемые денежные доходы от реализации проекта обесцениваются с точки зрения реальной покупательной способности быстрее, чем они растут;
- дефляционные риски - при росте дефляции происходит падение уровня цен, ухудшение экономических условий и снижение уровня доходов;
- валютные риски представляют собой опасность потерь, связанных с изменением курса национальной валюты относительно иностранной.

Из приведенных видов макроэкономических рисков количественной оценке подлежат группы отраслевых, горно-геологических и кредитных рисков, качественному анализу - политические риски.

В состав микроэкономических рисков входят риски, зависящие от направления экономической деятельности горной промышленности – инвестиционные и операционные риски.

Инвестиционные риски представляют собой совокупность множества рисков, связанных с процессом инвестирования капитала и активов в различные формы проектов отрасли; они разделяются на две группы:

- риски прямых капитальных вложений – представляют собой совокупность рисков, с которыми сталкиваются инвесторы при осуществлении финансирования проектов. Проектные риски наиболее многочисленны и разнообразны, что зависит от числа факторов, их вызывающих. По мнению многих авторов [24, 26], факторы удобно классифицировать в зависимости от времени возникновения в ходе реализации инвестиционного проекта. На этом основании выделяются риски периода строительства и риски эксплуатационной стадии;
- риски портфельных инвестиций – связаны с формированием инвестиционного портфеля из различных активов (акций и прочих ценных бумаг) горных предприятий.

Операционные риски – это комплекс рисков, связанных с текущей хозяйственной деятельностью горного предприятия, его современным и будущим финансово-хозяйственным положением.

Из приведенных микроэкономических видов рисков количественному анализу подлежат отраслевые (факторные) риски, а также операционные риски.

В рамках данной работы рассмотрим отраслевые, горно-геологические, кредитные, инвестиционные риски.

Отраслевые риски определяют величину экономического риска, инвестиционную привлекательность и величину потенциального риска отрасли для внешних и внутренних субъектов экономической деятельности. Следовательно, они являются основными факторами, определяющими распределение финансовых потоков по отраслям экономики и экономическое развитие отраслей.

Имеется ряд общеизвестных экономических показателей, таких как возрастная структура основных производственных фондов (ОПФ), уровень концентрации и специализации производства, присущих непосредственно каждой из отраслей экономики страны и определяющих общее «экономическое здоровье» отраслей. В результате перехода от плановой экономики к рыночной и ряда других экономических преобразований в стране не произошло резких колебаний и изменения значений вышеуказанных показателей. На основе значений этих показателей были рассчитаны основные отраслевые риски в целом по отраслям промышленности страны.

3.2.2. Оценка технологического отраслевого риска

Технологический риск определяет возможность изменения технологий и вероятность физического или морального износа основных производственных фондов [23].

Необходимо отметить, что смена старого и внедрение нового поколения средств труда являются неизбежными составляющими экономического развития, поэтому вовлечение технологического риска в инвестиционные процессы носит объективный характер, а его учет и оценка крайне важны для инвестора с точки зрения повышения качества инвестиционного проектирования.

Для определения отраслевых значений технологического риска в промышленности Украины был выполнен расчет сроков смены действующих технологий: использовался так называемый расчетный цикл качественного обновления основных производственных фондов или условно предельный срок смены поколения машин и оборудования.

Расчет производился на основе модели Е. Домара [23] для оценки средних фактических сроков службы средств труда, в соответствии с которой коэффициент выбытия ОПФ v зависит от срока их службы m и среднегодовых темпов прироста этих фондов Δ , доли единиц:

$$v = \frac{\Delta}{e^{\Delta m} - 1}. \quad (3.10)$$

Отсюда находится физический срок службы ОПФ:

$$m = \frac{\ln(v + \Delta) - \ln(v)}{\Delta}, \quad (3.11)$$

позволяющий выяснить, как быстро будет ликвидирован данный объем ОПФ, если объем выбытия увеличивается каждый год в соответствии с ростом ОПФ при данном среднем коэффициенте выбытия.

Если вместо коэффициента выбытия взять среднегодовое отношение ввода новых ОПФ к их величине на начало года, то можно определить, через какой период времени новые ОПФ достигнут величины, равной объему ОПФ на начало периода, т.е. перейти от измерения показателя уровня обновления к показателю цикла качественного обновления ОПФ.

Следует отметить, что такой показатель, как обратная величина коэффициента обновления, не отражает реального темпа качественного обновления ОПФ, поскольку не учитывает того факта, что оно происходит фактически гораздо быстрее из-за роста во времени веса каждого процента показателя обновления:

$$m^* = \frac{\ln(v^* + \Delta) - \ln(v^*)}{\Delta}, \quad (3.12)$$

где m^* – цикл качественного обновления ОПФ, или условно-предельный срок смены поколений машин и оборудования;
 v^* – среднегодовой коэффициент обновления, определенный как отношение годового ввода новых ОПФ к их величине на начало года.

За период обновления, рассчитанного таким образом, выбывают не все изначальные ОПФ, но их значительная часть.

В соответствии с приведенной моделью для определения величины технологического риска в угольной отрасли был выполнен расчет циклов качественного обновления ОПФ по отраслям промышленности Украины за 1985-1995 г.г. (табл. 3.1).

Таблица 3.1.

Значения циклов качественного обновления ОПФ m^ в отраслях промышленности Украины в 1995 г. и их стандартного отклонения σ за 1985-1995 г. г.*

Отрасли промышленности	σ , лет	m^* , лет
Промышленность в целом	14,33	14,71
Черная металлургия	15,70	14,41
Цветная металлургия	16,00	14,35
Угольная	13,00	17,00
Химическая	19,10	13,68
Машиностроение и металлообработка	17,60	14,00
Электроэнергетика	13,50	14,89
Лесобрабатывающая	14,70	14,63
Легкая	10,10	15,63
Пищевая	8,40	16,00

Отраслевые значения технологического риска рассчитывались как стандартное отклонение величины цикла качественного обновления, и на их основе определяются нормы по отраслям промышленности циклов качественного обновления ОПФ в целом. Для этого использовалась формула стандартного отклонения значений 1985–1995 г.г., которая рассчитывается с учетом всех возможных значений циклов качественного обновления в различные моменты времени (вычисляется по выборке из генеральной совокупности с использованием « $n-1$ » метода).

Учет фактора технологического риска позволяет инвестору более точно оценивать эффективность инвестиционных проектов по отраслям и принимать более обоснованные инвестиционные решения, поскольку этот подход дает возможность рассчитывать

показатели эффективности вложений на основе не только физических сроков службы ОПФ (как правило, их активной части), но и вероятности их морального износа.

Применительно к практике выбора варианта реконструкции шахты и инвестиционных вложений полученные результаты означают: принимая решение об осуществлении инвестиционных проектов в отраслях промышленности Украины, в расчетах эффективности целесообразно в качестве сроков службы ОПФ использовать нормы циклов качественного обновления, что необходимо учитывать при определении эксплуатационных и капитальных затрат в формуле (3.9).

3.2.3. Оценка риска ликвидности

Источниками финансирования реконструкции, как указывалось выше, могут быть собственные средства (чистая прибыль, амортизация) и заемные (инвестиционные и банковские кредиты). В настоящее время использование заемных средств неизбежно ведет к увеличению инвестиционного риска, поскольку помимо риска потери капитала при неуспешной реализации проекта возникает также риск банкротства самого инвестора в случае не возврата заемных средств. Достаточно точными оценками стоимости средств, которые могут служить обеспечением инвестиционных кредитов, являются расчетные величины стоимости ОПФ с учетом их морального износа [23, 28]. Для расчета этих величин использованы показатели циклов качественного обновления ОПФ. Циклы качественного обновления ОПФ с достаточной степенью достоверности определяют уровень их морального износа. В данном подходе к определению стоимости ОПФ присутствует допущение: к морально устаревшим относятся фонды, возраст которых превышает значение циклов их качественного обновления и стоимость, соответственно, равняется нулю.

Стоимость фондов, чей возраст не превышает значения циклов их качественного обновления, определяется для каждого возраста n следующим образом [23]:

$$C\Phi_n = \frac{C\Phi_{nc\phi}}{m^*} (m^* - n), \quad (3.13)$$

где $C\Phi_n$ – стоимость фондов;

$C\Phi_{nc\phi}$ – первоначальная стоимость фондов;

m^* – цикл качественного обновления;

n – возраст фондов.

Отсюда суммарная остаточная ликвидная стоимость фондов (ОЛСФ):

$$ОЛСФ = \sum_{n=1}^m C\Phi_n \quad (3.14)$$

Коэффициент ликвидности ОПФ l_i определяется как отношение ликвидной стоимости ОПФ на конец года к балансовой стоимости ОПФ на конец года.

С целью определения риска ликвидности ОПФ в угольной отрасли Украины были выполнены расчеты отношения ликвидной стоимости ОПФ к их балансовой стоимости на конец каждого года за 1985-1995 г. г. по отраслям промышленности и соответствующие стандартные отклонения этого показателя (табл. 3.2).

При расчете риска ликвидности ОПФ в процентном выражении использована формула стандартного отклонения значений ликвидности ОПФ за 1985–1995 г.г.

Приведенные расчеты значений коэффициентов ликвидности ОПФ характеризуют инвестиционную привлекательность отраслей с точки зрения финансово-кредитной устойчивости (возможной обеспеченности инвестиционных кредитов ликвидной стоимостью ОПФ). Из расчетов следует, что наиболее привлекательными отраслями для инвестора являются лесобрабатывающая, легкая и пищевая промышленности, где значение ликвидности ОПФ составляет 0,29; 0,26, и 0,25 – выше, чем в среднем по промышленности. Величину риска ликвидности ОПФ характеризует их стандартное отклонение, наибольшие значения которого установлены для электроэнергетики, черной металлургии, химической промышленности, причем значения ликвидности ОПФ в этих отраслях наименьшие, что делает их наименее

привлекательными для инвестирования. Значения нормы ликвидности и величины риска ликвидности в угольной отрасли соответствуют средним значениям по промышленности.

Таблица 3.2.

Значения коэффициентов ликвидности ОПФ в 1995 г. и их стандартные отклонения в отраслях промышленности Украины за 1985-1995 г.г.

Отрасли промышленности	σ , %	l_i
Промышленность в целом	14,65	0,22
Черная металлургия	21,7	0,20
Цветная металлургия	17,7	0,21
Угольная	15,6	0,20
Химическая	20,4	0,21
Машиностроение и металлообработка	13,1	0,26
Электроэнергетика	22,2	0,15
Лесобрабатывающая	10,5	0,29
Легкая	13,5	0,26
Пищевая	14,2	0,25
Строительная	15,6	0,23

Расчет риска ликвидности стоимости ОПФ позволяет более точно определять значения критерия оптимальности при выборе варианта реконструкции.

3.2.4. Оценка риска безубыточности производства

Серьезным фактором, определяющим отклонение ожидаемых результатов от реальных, является уровень загрузки производственных мощностей [23].

Проблема использования производственных мощностей всегда стояла достаточно остро не только в хозяйственной практике, но и в экономической теории. Эти вопросы формулировались в рамках теории эффективности общественного производства и изучения уровня использования ресурсов. Для исследования связей производственных мощностей с эффективностью производства

проводились статистические исследования, которые дополнялись различными аналитическими методами.

Как показывает опыт, в подавляющем большинстве инвестиционных проектов закладывается 100%-ный уровень загрузки производственных мощностей. Однако такого результата редко кому удавалось достичь, даже когда проект был ориентирован на производство товаров, не имеющих аналогов. В связи с этим важно определить критический уровень загрузки производственных мощностей и вероятность его изменения. Для этого рассчитывают показатели порогового количества производимой продукции по отраслям, и на их основе определяют уровень загрузки производственных мощностей (Z_i), а также величину стандартного отклонения уровня загрузки производственных мощностей:

$$\text{Пороговый объем реализации} = \frac{\text{Постоянные затраты}}{\text{Валовая маржа в относительном выражении к выручке}} \Rightarrow$$

$$\text{Уровень загрузки производственных мощностей} = \frac{\text{Планируемый уровень загрузки}}{\text{Пороговый объем реализации}} 100$$

Полученные результаты позволяют инвестору определить те отрасли, в которых норма уровня загрузки производственных мощностей ниже ее математического ожидания. При выборе вариантов проекта и оценке его эффективности следует ориентироваться на данный показатель.

Величина уровня загрузки производственных мощностей (табл. 3.3) позволяет точнее рассчитывать будущие денежные потоки по проекту с учетом реального, а не максимально возможного объема добычи угля, и, соответственно, точнее оценить ключевые параметры проектов капиталовложений.

Величина загрузки производственных мощностей в отраслях промышленности Украины характеризует необходимый уровень их загрузки для безубыточной работы предприятий. Расчеты позволили сделать вывод, что наибольший запас прочности – минимальный уровень загрузки производственных мощностей – в

угольной и пищевой отраслях промышленности. Величина риска (значения стандартного отклонения) наибольшая у этих же отраслей.

Таблица 3.3.

Значения уровней загрузки производственных мощностей в 1995 г. и их стандартные отклонения в отраслях промышленности Украины за 1985-1995 г.г.

Отрасли промышленности	σ , %	z_i , %
Промышленность в целом	10,00	86,30
Черная металлургия	11,40	85,90
Угольная	16,00	84,32
Химическая	15,40	84,52
Машиностроение и металлообработка	12,60	85,44
Электроэнергетика	1,80	89,00
Лесобрабатывающая	12,90	85,35
Легкая	16,20	84,26
Пищевая	11,10	85,94
Строительная	13,30	85,21

Большое значение стандартного отклонения в угольной отрасли объясняется большим числом убыточных предприятий, где уровень добычи соответствует не более 20% загрузки производственных мощностей. Таким образом, эти отрасли представляют наименьшую привлекательность для инвестора по сравнению с теми, где значения стандартного отклонения загрузки производственных мощностей не превышают 5%.

Из представленных расчетов технологического риска, риска ликвидности и риска безубыточности следует, что инвестирование средств в угольную отрасль связано с повышенным риском.

3.2.5. Оценка природного (горно-геологического) риска

Под природным риском для горного предприятия понимается горно-геологический риск, а именно риск недооценки или переоценки запасов месторождения или горизонта и, как следствие, неверное определение производственной мощности горного предприятия и ожидаемых экономических показателей освоения и эксплуатации месторождения [23, 36].

Задача определения прогнозной производственной мощности горного предприятия на стадии геолого-экономической оценки месторождения - наиболее сложная, так как приходится ориентироваться на данные о запасах, характеризующихся высокой степенью неопределенности. Если принять допустимые погрешности подсчета запасов по категориям разведанности, характерные для некоторых сложных месторождений:

$$\begin{array}{ll} A - \text{до } \pm 15\%, & B - \text{до } \pm 30\%, \\ C1 - \text{до } \pm 60\%, & C2 - \text{до } \pm 90\%, \end{array}$$

то расчетные значения запасов будут иметь весьма широкий диапазон. Данные параметры можно отнести к категории экстремальных, но и при меньших погрешностях подсчета запасов риск принять ошибочное решение может быть достаточно велик.

При определении производственной мощности горного предприятия традиционными методами принимают фиксированные варианты значений запасов Z в пределах допустимой погрешности, а затем с использованием расчетных методов однозначно устанавливают прогнозную производственную мощность A . Экономический ущерб от неверно выбранной производственной мощности может исчисляться многими миллионами гривен. Поэтому возможности получить дополнительную информацию путем сопоставления результатов расчетов с использованием различных подходов для повышения обоснованности принимаемых решений, в том числе на основе методов принятия решений в условиях неопределенности, имеют безусловный интерес.

Задача обоснования и выбора производственной мощности горного предприятия при геолого-экономической оценке месторождения, когда нет и не может быть достаточно полной информации о запасах, относится к категории задач одного из разделов теории игр - игр с природой.

Отличительная особенность игры с природой состоит в том, что в ней сознательно действует только один из участников, а именно первый игрок – разработчик проекта. Второй игрок – природа – действует не сознательно, а выступает как не имеющий конкретной цели и случайным образом выбирающий ходы партнер по игре. Задача – найти оптимальную стратегию – определить

производственную мощность, обеспечивающую наибольший выигрыш (наименьший проигрыш) при возможных размерах запасов месторождения.

В работе [23] решение данной задачи выполняется составлением матрицы игр с природой. В матрице присутствует несколько вариантов состояния природы (стратегии природы), в данном случае им соответствует объем запасов месторождения – это возможная их вариация, изменяющаяся в пределах от Z_1 до Z_n , и стратегия человека (проектировщика), которая зависит от стратегии природы и изменяется в пределах от A_1 до A_m (ежегодный объем добытого полезного ископаемого). Для каждой из стратегий человека A_m соответствующих каждому из возможных состояний природы Z_n рассчитываются показатели чистого дисконтированного дохода NPV по известной формуле:

$$NPV = \sum_{t=0}^n \frac{CF_t}{(1+r)^t} - \sum_{t=0}^n \frac{K_t}{(1+r)^t} \quad (3.15)$$

где CF_t – приток денежных средств проекта в момент времени t ;

K_t – отток денежных средств проекта в момент времени t ;

r – ставка доходности, которые сводятся в платежную матрицу выигрышей A :

$$A = \begin{vmatrix} & Z_1 & Z_2 & \dots & Z_n \\ A_1 & a_{11} & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ A_2 & a_{21} & a_{22} & \dots & a_{2n} \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ A_m & a_{m1} & a_{m2} & \dots & a_{mn} \end{vmatrix}$$

При этом в качестве критерия принятия решения выступает максиминный критерий Вальда: выбирается решение, для которого достигается значение

$$W = \max_i \min_j a_{ij}. \quad (3.16)$$

Выбираются минимальные значения по столбцам j , а среди них, уже по полученной строке – максимальное значение.

Решение отражает пессимистический подход проектировщика к определению производственной мощности – необходимо ориентироваться на возможно худшие условия состояния природы (запасов) и при них искать максимальный выигрыш – чистый дисконтированный доход от реализации проекта.

Для выбора решения можно применить критерий пессимизма-оптимизма Гурвица:

$$G = \max_i (\chi \min_j a_{ij} + (1 - \chi) \max_j a_{ij})$$
$$0 \leq \chi \leq 1 \quad (3.17)$$

Данный критерий есть среднее между пессимизмом и оптимизмом: если $\chi=1$, то это пессимистический критерий Вальда, если $\chi=0$ – это крайний оптимизм, соответствующий выбору стратегии максимального выигрыша в ожидании наилучших условий природы.

Возможен и другой способ задания матрицы игры с природой, не в виде матрицы выигрышей, а в виде так называемой матрицы рисков $R = \|r_{ij}\|$ или матрицы упущенных возможностей.

Величина риска – это размер платы за отсутствие информации о недрах. Матрица R может быть построена непосредственно на основе матрицы выигрышей A . Риском игрока при использовании им стратегии A_{ii} при состоянии природы Z_j будем называть разность между выигрышем (ущербом), который игрок получил бы, если бы он знал, что состоянием среды будет Z_j , и выигрышем, который игрок получит, не имея этой информации. Зная состояние природы (стратегию) Z_j игрок выбирает стратегию, при которой его выигрыш максимальный.

При выборе оптимальной стратегии проектировщика A , т.е. оптимальной производственной мощности горнодобывающего предприятия, целесообразно решать задачу с разных позиций, используя различные критерии принятия решений. Среди полученных вариантов следует выбрать доминирующую стратегию.

3.2.6. Оценка и характеристика инвестиционных рисков горного производства

Инвестиционные риски – это риски для инвесторов на микроуровне. Они непосредственно присущи конкретным проектам в горной промышленности, связанным как с портфельными инвестициями (вложение инвестором денежных средств в ценные бумаги, акции и т.д.), так и с реальными инвестициями (строительство новых горных предприятий или реконструкция старых). Инвестиционные риски наиболее многочисленны и разнообразны, в зависимости от вида инвестиций и факторов, их определяющих. Для оценки рисков разработано множество различных методов [23, 28, 30, 31, 32, 33].

Статистические методы применяют для оценки и анализа систематического инвестиционного риска, например для оценки устойчивости инвестиционного проекта. Можно попытаться непосредственно оценить вероятность каждого события, способного повлиять на исход сделки, будь то кредитование, инвестиция или другая операция, и на этой основе провести вероятностное прогнозирование.

Идея метода проста, хотя его применение достаточно затруднительно. Аналитик выражает свою оценку возможности наступления того или иного события в виде вероятности. Конечно, необходимо соблюдать последовательность при совершении оценок. Например, если события взаимно исключают друг друга и являются исчерпывающими (т.е. – может совершиться только одно из них), то вероятности таких событий равны 1.

Вероятность по своей сути является субъективной концепцией. Частота получения различных доходов в прошлом иногда используется как оценка вероятности получения таких же доходов в будущем. Очевидно, что эта процедура основывается на предположении, требующем субъективного суждения, и в некоторых случаях может быть полностью неприменима.

Прогнозы, основанные на экстраполяции прошлых событий, никогда не являются полностью объективными, поэтому предпочтительнее прогнозы, полученные более утонченными методами.

Поскольку большинство встречающихся в экономике распределений вероятностей являются нормальными или могут быть приведены к нормальным, анализ и оценку уровня риска в настоящее время осуществляют методами теории вероятностей и математической статистики.

Для оценки инвестиционного риска используют показатели вариации, среднеквадратического отклонения от средней нормы ожидаемого дохода по проекту и коэффициент вариации, показывающий, какую часть от величины средней нормы ожидаемого дохода по проекту составляет среднеквадратическое отклонение. Это дает возможность ориентировочно сравнивать инвестиции с различными ожидаемыми доходами.

Одним из альтернативных решений является использование средневариационного критерия. Этот критерий базируется на двух предпосылках: инвестор, принимающий решение, стремится избежать риска, распределение, которое оценивается при принятии решения, принимается за нормальное. Стремление избежать риска означает, что из двух альтернативных вариантов использования денежных средств с одинаковым ожидаемым доходом, но с различной степенью риска, будет выбран наименее рискованный. Хотя средневариационный критерий очень полезен при выборе решения, им нужно пользоваться осторожно, так как может нарушаться нормальное распределение, принятое за предпосылку, и тогда применение данного метода может привести к неверному выбору стратегического решения.

Важным моментом в оценке инвестиционных рисков является определение ставки дисконтирования с учетом риска. Значение коэффициента дисконтирования r определяется как средневзвешенная цена капитала и непосредственно учитывается формулой (3.9):

$$r = K_{\text{ср.взвеш}} = \sum_{j=1}^m d_j K_j \quad (3.18)$$

где $j = 1, m$ – номера (виды) источников капитала для реализации строительства нового горизонта;

d_j – доля j -го капитала в размере K_j в общей сумме капитала;

K_j – цена (после налогообложения) единицы капитала по j -му источнику.

Наиболее применяемые формулы для расчета величины K_j представлены ниже [23]:

- для банковского кредита

$$\frac{\sum_{\in C} \% (1 - H_{cm}) + \sum_{\notin C} \%}{K_{\text{заемный}}} \quad (3.19)$$

- для привилегированных акций

$$\frac{i_{\text{дис}}}{C_{\text{курс}}} = \frac{DIV}{C_{\text{курс}}} \quad (3.20)$$

- для обыкновенных акций

$$\frac{DIV}{C_{\text{курс}}} + \mu_{DIV}, \quad (3.21)$$

$$\frac{DIV}{C_{\text{курс}} - (N_0 - \alpha)} + \mu_{DIV} + \Delta, \quad (3.22)$$

$$\frac{E}{P} = \frac{П_{\text{ч.нал}}}{C_{\text{курс}}}, \quad (3.23)$$

- для облигаций

$$\frac{i_{\text{куп}}}{1 - \alpha}, \quad (3.24)$$

$$\frac{i_{куп} + \frac{Ц_{ном} - Ц_{пок}}{T}}{\frac{Ц_{ном} - Ц_{пок}}{2}}; \quad (3.25)$$

где $\sum_{\in C} \%$ – сумма процентов по краткосрочным кредитам (в пределах ставки рефинансирования ЦБ Украины плюс 3%), относимая на себестоимость;

$\sum_{\notin C} \%$ – сумма процентов, относимая на чистую прибыль;

$H_{ст}$ – ставка рефинансирования ЦБ Украины;

$i_{дис}$ – норма дисконта;

$K_{заемн}$ – общая сумма банковского кредита, на которую начисляются проценты;

DIV – сумма дивидендов на одну акцию;

$Ц_{курс}$ – курсовая цена ценной бумаги;

μ_{DIV} – ожидаемый годовой темп прироста дивидендов, %;

Δ – рисковая премия;

$П_{ч.нал}$ – чистая прибыль на одну обыкновенную акцию;

$i_{куп}$ – купонная (процентная) ставка по облигации;

α – доля затрат на эмиссию и размещение ценных бумаг от рыночного объема выпуска;

$Ц_{ном}$ – номинальная цена облигации;

$Ц_{пок}$ – курсовая цена приобретения (покупки) облигации;

T – срок обращения (до погашения) облигации.

Средневзвешенная цена капитала ($K_{ср.взвеш}$) может рассматриваться как:

- относительный риск проекта, отражающий структуру источников его капитала;
- минимальное нормативное значение ставки вознаграждения, т.е. минимально приемлемой (с точки зрения инвесторов) отдачи на предоставляемый капитал, рассматриваемой в качестве «платы» за его использование.

Таким образом, процент на капитал выступает в качестве цены капитала, если финансирование инвестиционного проекта

происходит за счет привлечения средств со стороны ссудного капитала. В случае смешанного финансирования цена капитала является агрегированным показателем, отражающим издержки по привлечению этих средств.

Следовательно, логично рассматривать цену капитала в качестве показателя, определяющего минимальный уровень рентабельности производительного использования капитала с точки зрения удовлетворения требований его собственников, т.е. минимальную норму прибыли на капитал.

Уровень требований со стороны владельцев капитала в основе заключается на принципах альтернативности инвестиционных решений для рынка капиталов. Это означает, что предоставление средств со стороны рынка капиталов в общем виде обуславливается основным требованием: доход на инвестируемый капитал в каждом конкретном случае должен быть не ниже (с учетом поправки на риск) возможного при его альтернативном использовании. Таким образом, в цене капитала отражаются как общие условия воспроизводства капитала с точки зрения его прибыльности, так и конкретизация этих условий применительно к отдельному случаю. Показатель «цена капитала» фокусирует требования интегрированного капитала по отношению к конкретному индивидуальному капиталу, т.е. по отношению к конкретному инвестиционному проекту. Важно подчеркнуть, что цена капитала в указанном случае не сводится к норме процента по кредитам. Она выше этой нормы и включает, по существу, оценку всей прибыли, а не только той ее части, которая причитается на долю ссудного капитала. Это обстоятельство связано с развитием и расширением акционерной собственности. В современных условиях при отделении функций собственности на капитал от функций контроля над ним происходит усиление внимания высшего руководства корпораций к положению компании на рынке капиталов и, соответственно, к требованию собственников управляемого ими капитала. Отсюда и необходимость рассмотрения «цены» капитала в качестве минимально приемлемой для корпорации нормы прибыльности и важнейшего критерия при выборе норматива дисконтирования.

3.3. Разработка модели и алгоритма формирования критерия оптимальности решений по вскрытию и подготовке новых горизонтов

Шахта с крутыми пластами является развивающейся системой, которая усложняется по мере подготовки новых горизонтов. В этой связи в проектах подготовки новых горизонтов необходимо принимать принципиально новые решения по разработке крутых пластов в т.ч. предусматривать: расположение откаточных выработок в зоне, не подверженной влиянию очистных работ, определенную очередность отработки защитных и защищаемых пластов, группирование пластов и др. [22].

В условиях работы шахт Центрального района Донбасса для концентрации горных работ весьма актуален переход к отработке пластов на передние промквершлагги.

Основным содержанием проектов подготовки новых горизонтов на шахтах, разрабатывающих крутые пласты, является сохранение мощности действующих шахт. При этом во многих случаях имеет место неудовлетворительное освоение проектных показателей, обусловленное не комплексным решением вопросов в проектах реконструкции шахт, большой продолжительностью реконструкции (8–12 лет), недостаточной пропускной способностью подъемов, усложнением климатических условий на глубоких горизонтах, отсутствием средств механизации выемки пластов и др. причинами.

Экономическая эффективность проектов подготовки новых горизонтов определяется согласно типовой методике так же, как и в случае реконструкции, приростом прибыли к общей сумме капитальных вложений. Однако, коэффициенты эффективности здесь, как правило, низки, поскольку целью проекта является поддержание мощности. Поэтому такая оценка эффективности проекта подготовки новых горизонтов мало содержательна. Для более глубокой оценки следовало бы рассмотреть альтернативу – отказ от поддержания, т.е. закрытия шахты.

В современных условиях этот вопрос имеет практическое значение, так как вследствие возрастания глубины разработки стоимость подготовки новых горизонтов, как правило, высока и сравнима со стоимостью нового строительства.

Наиболее правильное решение может быть получено в результате разработки комплексного проекта развития отрасли, так как шахта, заменяющая закрываемую, может быть построена в другом районе. Если допустить, что новая шахта находится в данном районе, то целесообразность поддержания шахты, а следовательно и необходимость подготовки нового горизонта можно в первом приближении оценить аналогично целесообразности осуществления реконструкции.

Выбор оптимальных параметров вскрытия и подготовки нового горизонта действующей шахты, разрабатывающей крутые пласты, исходя из изложенного в разделе 3 должен производиться путем исследования на максимум стоимостной нелинейной функции – критерия оптимальности, основанного на категории прибыли Π (3.9):

$$\Pi = \Phi(\bar{B}, \bar{Z}, \bar{\Xi}) \rightarrow \max, \quad (3.26)$$

где \bar{B} – вектор оптимизируемых технических характеристик;
 \bar{Z} – вектор природных характеристик месторождения;
 $\bar{\Xi}$ – вектор оптимизируемых экономических характеристик.

$$B = B(V_k, n_0, h_3, n_n, n_l, L, X, F_j, T_{подз}), \quad (3.27)$$

где V_k – переменная «способ вскрытия и подготовки шахтного поля»;
 k – индекс варианта переменной, $k = 1, 2, \dots, N$;
 N – число вариантов вскрытия и подготовки шахтного поля;
 n_0 – число одновременно разрабатываемых пластов в пределах этажа;
 h_3 – вертикальная высота этажа, м;
 n_n – число подэтажей в этаже;
 n_l – число лав на пласте;
 L – годовое подвигание очистных работ, м;
 X – размер выемочного поля, м;
 F_j – сечение j -ой горной выработки шахты ($j = 1; 2; \dots, n_3$);
 n_3 – число звеньев в цепи горных выработок вентиляционной струи одного направления;

$T_{нодг}$ – продолжительность строительства и подготовки нового горизонта при k -ом варианте.

$$\bar{Z} = Z(n_{пл}, m_i, \gamma_i, \alpha_j, \omega, k_y, q_m, H_0), \quad (3.28)$$

где $n_{пл}$ – число рабочих пластов в k -том варианте;

m_i – полная мощность i -го пласта, м;

γ_i – средняя плотность угля i -го пласта, м³/т;

α_j – угол падения i -го пласта, град.;

ω – коэффициент водообильности месторождения;

k_y – коэффициент устойчивости боковых пород;

q_m – метанообильность горных выработок i -го шахтопласта проектируемого горизонта, м³/т;

H_0 – расстояние от поверхности до действующего горизонта, м.

$$\bar{\Xi} = \Xi(C_{экспл}, C_a, K_{соб}, K_{зос}, K_{инв}), \quad (3.29)$$

где значения показателей формулы (3.29) приведены выше.

Функция Φ максимизируется при определенных ограничениях, вытекающих из анализа горно-геологических условий залегания крутых пластов Донбасса, опыта их разработки, директивных указаний и нормативных документов.

Для выбора оптимальных значений основных параметров шахты, заданных вектором B , составляется экономико-математическая модель, в которой параметры вектора Ξ выражаются как функции отдельных параметров векторов B и Z .

Функция Φ исследуется на максимум с использованием методов математического анализа, итераций и непосредственного перебора вариантов. Приведенная методика позволяет выявить возможные альтернативы развития шахты и установить тенденции этого развития.

Раздел 4. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОЕКТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ КАК СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ ЕГО СОСТОЯНИЕМ

При проектировании шахты, наряду с основными технологическими процессами, обязательно предусматриваются средства охраны труда, в частности, способы предотвращения проявлений основных опасностей при подземной угледобыче.

Предварительная обработка угольных пластов жидкостями в различных режимах является важным средством решения проблемы борьбы с опасными явлениями в шахтах. Одно из основных преимуществ этого способа – заблаговременное и необратимое изменение состояния и свойств угольного массива, позволяющее предупредить возникновение опасных явлений при ведении горных работ.

В результате решения задач моделирования процесса гидравлического воздействия на базе упрощенной постановки разработаны приближенные инженерные методики расчета параметров технологических схем гидрообработки, имеющих практическое значение для ориентировочных предварительных расчетов при проектировании.

Решение проблемы создания научных основ проектирования и совершенствования технологии требует дальнейшего развития теории процессов, что невозможно без применения компьютерной техники.

4.1 Разработка математической модели процесса гидравлического воздействия на угольные пласты и ее численная реализация

Сущность гидравлического воздействия состоит в принудительном внедрении под давлением в проектную зону угольного пласта веществ, обладающих текучестью (жидкости, газы, аэрозоли, суспензии), т.е. в нагнетании текучих в угольный пласт с целью управления его состоянием.

Угольный пласт представляет собой трещиновато-пористую среду со сложной структурой, имеющую разветвленную сеть микро- и макротрещин всевозможной величины и направленности. Движение жидкости по трещинам и порам угольного пласта представляет собой процесс фильтрации. Массив угля как объект гидравлического воздействия характеризуется способностью пропускать сквозь себя воду и газ, а также аккумулировать определенное их количество. Эти возможности характеризуются такими показателями как проницаемость и пористость. При проектировании технологических схем нагнетания жидкости в пласт необходимо провести предварительный расчет основных параметров, в частности, давления и темпа нагнетания, расхода жидкости и других. Применяемые приближенные формулы, во-первых, дают слишком далекий от практики результат, а, во-вторых, не учитывают фактор времени, так как основываются на уравнениях стационарного течения.

Для разработки методик расчета параметров, более адекватно отвечающих характеру процесса, необходимо построить реальную математическую модель, учитывающую нестационарный характер течения.

Будем рассматривать угольный пласт как трещиновато-пористую структуру, расположенную на большой глубине и находящуюся под нагрузкой вышележащих слоев горных пород. Будем считать, что при движении жидкости под давлением возмущения напряженного состояния имеют малую величину, а смещения твердой фазы незначительны по сравнению со скоростью потока. Будем считать вмещающие породы непроницаемыми по сравнению с угольным пластом и идеально жесткими.

В [37, 38] рассмотрены основные процессы, происходящие при нагнетании жидкости под давлением, и соответствующие им уравнения, в результате сформирована система уравнений, на которой основывается математическая модель процесса.

В результате анализа особенностей угольного пласта процесс может быть описан с помощью модели, основанной на уравнении нелинейно-упругого режима фильтрации:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \chi \frac{\partial}{\partial x_i} \left\{ \left[1 + \alpha(P - P_0) \right] \frac{\partial P}{\partial x_i} \right\}, \quad (4.1)$$

где $\chi = \frac{k_0}{\mu_0(m_0 a_\rho + a_m)}$ – коэффициент пьезопроводности;

$$\alpha = a_k + a_\rho + a_\mu,$$

a_k, a_m, a_μ, a_ρ – соответственно коэффициенты изменения проницаемости, пористости, вязкости, плотности.

Начальные и граничные условия формируются из следующих соображений.

Обрабатываемая зона ограничена, т.к. при длительном нагнетании жидкость выйдет на выработки, оконтуривающие массив угля, подвергаемый воздействию через скважину. Поэтому область фильтрации по оси OX ограничена отрезком $0L$, причем величина L может либо задаваться (когда известны размеры зоны, которую необходимо обработать одной скважиной), либо рассчитываться (когда задано ограниченное время обработки $T_{обр}$).

Следовательно, в качестве начальных условий задаются:

а) давление на скважине в начальный момент

$$P(x, t) \Big|_{x=0}^{t=0} = P(0, 0) = P_c; \quad (4.2)$$

б) распределение давления на отрезке $(0, L]$ при $t=0$:

$$P(x, t) \Big|_{0 < x \leq L}^{t=0} = P(x, 0); \quad (4.3)$$

По смыслу, начальное распределение давления, очевидно, равно давлению газа в пласте:

$$P(x, 0) = P_0; \quad (4.4)$$

Краевые условия.

На левом конце ($x=0$) задается давление на скважине или темп нагнетания, причем эти величины могут быть либо постоянными, либо являться функциями времени:

$$P(x,t)\Big|_{\substack{x=0 \\ t>0}} = P(0,t) = P_c(t); \quad (4.5)$$

или

$$\frac{k}{\mu} \cdot \frac{\partial P}{\partial x}\Big|_{x=0} = q; \quad (4.6)$$

где q – удельный расход (расход на единицу площади фильтрующей поверхности).

На правом конце ($x=L$) условия определяются схемой, а именно:

а) если на расстоянии L от нагнетательной скважины пробурена отточная и исследуется движение жидкости от нагнетательной к отточной скважине, то в точке $x=L$ задается постоянное давление, равное давлению на выработке (обычно считают его равным атмосферному):

$$P(x,t)\Big|_{\substack{x=l \\ t>0}} = P(L,t) = P_a. \quad (4.7)$$

Такое же условие задается, если рассматривать фильтрацию в сторону выработки, но при этом надо учитывать влияние опорного давления [39];

б) если исследовать движение жидкости по мощности пласта в сторону кровли (почвы), то на границе задается условие непроницаемости ($l = \frac{h}{2}$):

$$\frac{\partial P}{\partial x}\Big|_{x=l} = 0. \quad (4.8)$$

Решая уравнение (4.1) с начальными условиями, выбранными из (4.2) – (4.8) в соответствии с конкретной задачей исследования, можно найти распределение давления на отрезке $[0,L]$ в любой

момент времени, что дает возможность рассчитывать параметры соответствующей схемы воздействия на пласт. При этом, как указывается в [40,41], решив задачу при некоторых нормированных условиях, можно получить решение большого класса задач, переход к которым осуществляется обратным пересчетом нормированных решений.

Решение поставленной краевой задачи с помощью метода конечных разностей [42] приведено в работе [37].

Здесь исходное уравнение записывается в виде:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left[k(P) \frac{\partial P}{\partial x} \right]; \quad (4.9)$$

Поскольку коэффициент $k(P)$ является функцией давления, необходимо применять итерационный процесс. В качестве первого приближения задается значение давления на предыдущем шаге по времени, затем итерационный расчет повторяется до тех пор, пока не будет достигнута заданная точность [40, 41].

Исходя из начальных условий, можно рассчитать распределение давления в любой момент времени. Критерием окончания может служить момент достижения фронтом фильтрации границы отрезка $0L$.

В результате было получено решение в одномерной постановке, что уже дало положительный результат: на основе решения задачи для единичных величин всех характеристик (проницаемости, пористости, вязкости, давления и т.д.) построена методика инженерного расчета основных параметров процесса обработки пластов текучим, которая применяется для ориентировочных расчетов параметров технологических схем.

Однако, одномерная постановка не дает возможности более глубоко исследовать технологические схемы нагнетания, следовательно, не позволяет найти пути совершенствования схем воздействия.

Поэтому необходимо рассматривать двумерный случай (плоскостная фильтрация).

Уравнение, составляющее основу математической модели, имеет вид:

$$\frac{\partial p}{\partial t} = \chi_x \frac{\partial}{\partial x} \left[(1 + \alpha(p - p_0)) \frac{\partial p}{\partial x} \right] + \chi_y \frac{\partial}{\partial y} \left[(1 + \alpha(p - p_0)) \frac{\partial p}{\partial y} \right] \quad (4.10)$$

Начальные и граничные условия формулируются так же, как и в одномерном случае.

Для решения задачи применяется схема продольно-поперечных направлений (схема Дугласа) [43, 44, 45, 46]. Уравнение представляется в виде:

$$\frac{\partial p}{\partial t} = \chi_x \frac{\partial}{\partial x} \left[k_x(p) \frac{\partial p}{\partial x} \right] + \chi_y \frac{\partial}{\partial y} \left[k_y(p) \frac{\partial p}{\partial y} \right]. \quad (4.11)$$

Область определения функции $p(x, y, t)$ покрывается сеткой:

$$\begin{aligned} x_i &= i \cdot \Delta x, \quad i = 0, 1, 2, \dots, n; \\ y_j &= j \cdot \Delta y, \quad j = 0, 1, 2, \dots, m; \\ t_k &= k \cdot \Delta t, \quad k = 0, 1, 2, \dots \end{aligned}$$

Каждый шаг по времени осуществляется в два приема.

$$\begin{aligned} 1) \quad \frac{p_{i,j}^{k+0,5} - p_{i,j}^k}{0,5 \cdot \Delta t} &= \frac{1}{\Delta x^2} (k_{i+0,5,j}^{k+0,5} p_{i+1,j}^{k+0,5} - (k_{i+0,5,j}^{k+0,5} + k_{i-0,5,j}^{k+0,5}) p_{i,j}^{k+0,5} + k_{i-0,5,j}^{k+0,5} p_{i-1,j}^{k+0,5}) + \\ &+ \frac{1}{\Delta y^2} (k_{i,j+0,5}^k p_{i,j+1}^k - (k_{i,j+0,5}^k + k_{i,j-0,5}^k) p_{i,j}^k + k_{i,j-0,5}^k p_{i,j-1}^k) \end{aligned} \quad (4.12)$$

$$\begin{aligned} 2) \quad \frac{p_{i,j}^{k+1} - p_{i,j}^k}{0,5 \cdot \Delta t} &= \frac{1}{\Delta x^2} (k_{i+0,5,j}^{k+0,5} p_{i+1,j}^{k+0,5} - (k_{i+0,5,j}^{k+0,5} + k_{i-0,5,j}^{k+0,5}) p_{i,j}^{k+0,5} + k_{i-0,5,j}^{k+0,5} p_{i-1,j}^{k+0,5}) + \\ &+ \frac{1}{\Delta y^2} (k_{i,j+0,5}^{k+1} p_{i,j+1}^{k+1} - (k_{i,j+0,5}^{k+1} + k_{i,j-0,5}^{k+1}) p_{i,j}^{k+1} + k_{i,j-0,5}^{k+1} p_{i,j-1}^{k+1}) \end{aligned} \quad (4.13)$$

Исследование схем удобно производить с масштабированными (нормированными) переменными. В [37] рассматривается решение задачи для изотропного пласта, а также в случае совместной работы двух соседних скважин, что дало

основание выдвинуть идею об эффективности группового нагнетания в соответствующем режиме.

Однако, как отмечалось выше, проницаемость пласта различается не только вдоль различных осей. Структура пласта весьма сложна, и полученные картины фильтрации дают идеализированное представление о характере процесса. При такой форме области воздействия распространение влаги должно происходить равномерно, чего на самом деле не наблюдается. Следовательно, необходимо так подобрать параметры модели, чтобы получить более реальную картину процесса.

Один из путей подбора таких параметров – задание анизотропии пласта по всей области фильтрации независимо от направления осей, при этом, естественно, необходимо учесть, что коэффициент проницаемости вдоль оси OZ в любом случае в несколько раз меньше проницаемости по простиранию (оси OX , OY). Поскольку пласт состоит из блоков с разной проницаемостью, пересечен трещинами различного происхождения, то в нем можно выделить некоторые области с различной величиной коэффициента фильтрации, и соответствующим образом задать набор коэффициентов проницаемости [47,48,49]. Ввиду того, что выделить на практике такие области, не проникнув в пласт, невозможно, в первом приближении можно задать набор коэффициентов проницаемости хаотично, используя таблицу случайных чисел. Благодаря этому приему можно будет исследовать процесс фильтрации в условиях, более близких к реальным по сравнению со случаем, когда проницаемость осредняется по трем (двум) направлениям [49,50,51].

Фактически жидкость распространяется неравномерно, она может найти путь фильтрации, по которому быстро выйдет на соседнюю скважину, оставив большие блоки неувлажненными. Обходя эти блоки, жидкость «закупоривает» имеющийся в них метан, а это может привести к образованию зон с высоким содержанием газа под давлением, и увлажнение даст нежелательный эффект в отношении внезапного выброса. Особенно это характерно при нагнетании крепителя, так как после затвердевания газ запирается в блоках с плохой проницаемостью.

Таким образом, используя технологию нагнетания жидкости через одиночные скважины, добиться равномерной, качественной обработки массива вряд ли возможно. Некоторыми авторами предлагается для повышения качества насыщения пласта производить нагнетания при минимальных давлениях – так называемое микрокапиллярное увлажнение. Однако такой способ может дать эффект только при увлажнении пласта в местах, где структура его разрушена и для проникновения жидкости достаточно невысоких значений давления. В тех же случаях, когда обрабатывается массив, не подверженный нарушениям, для достижения практически целесообразного радиуса обработки потребуется слишком длительное время. Это затрудняет применение данного способа при увлажнении пласта через опережающие скважины, поскольку при современных скоростях продвижения забоя для того, чтобы успеть провести обработку, придется бурить скважины на близком расстоянии друг от друга, что резко повысит стоимость работ по увлажнению.

Если бы можно было заранее знать характер распределения проницаемости (направление трещин, расположение участков с различной проницаемостью), то можно было бы соответственно приспособлять технологическую схему воздействия к создавшимся условиям. К сожалению, это невозможно.

Следовательно, надо постараться подобрать такую схему и такие параметры воздействия, чтобы повысить качество обработки несмотря на столь неблагоприятную структуру пласта. Иными словами, необходимо так усовершенствовать технологию, чтобы схема обработки позволяла компенсировать неблагоприятные особенности строения угольного пласта.

Одним из возможных путей в этом направлении является метод каскадной обработки.

4.2 Постановка задачи моделирования процесса воздействия на пласт жидкостью через каскад скважин

Каскадным способом гидрообработки будем называть нагнетание одновременно через группу скважин в таком режиме, при котором обеспечивается взаимодействие встречных потоков жидкости от соседних скважин.

Для исследования каскадного воздействия, очевидно, достаточно рассмотреть совместную работу двух скважин.

Постановка задачи не отличается от вышеприведенной. Для определения условий необходимо задать координаты скважин, и на каждой из них задать удельный расход или давление нагнетания.

Применение метода каскадной обработки не требует никаких изменений оборудования, не влияет на технологию очистных работ, и вместе с тем позволяет намного повысить качество обработки пласта текучим и тем самым повысить эффективность воздействия.

Для расчета параметров технологической схемы каскадной обработки необходимо применение компьютера.

Если в распоряжении исследователя нет ЭВМ, то этот расчет можно выполнять на основании решения, полученного ранее для одиночной скважины. При этом возможно несколько подходов. Наиболее приемлемым, по-видимому, является подход к расчету с точки зрения стоимости работ. Чтобы стоимость работ не увеличилась, скважин должно быть не больше, чем при обработке через галерею. С другой стороны, нагнетание должно производиться достаточно долго, чтобы контуры увлажнения от соседних скважин успели вступить во взаимодействие, а время нагнетания, в свою очередь, ограничивается тем условием, чтобы жидкость не успела пройти на выработки.

Принимая во внимание эти требования, расчет параметров каскада можно выполнить по методике, приведенной в [37].

Таким образом, выдвинута идея повышения качества гидравлического воздействия на пласт за счет применения модифицированной технологии, названной каскадной схемой гидрообработки пласта [37].

Для того, чтобы всесторонне обосновать новую технологию, необходимо провести ее теоретическое и практическое исследование, оценить эффективность и разработать методы расчета параметров и проектирования.

Задача математического моделирования каскадной технологии формулируется следующим образом.

Рассматривается краевая задача для уравнения (4.11) с начальными и граничными условиями вида (4.2)–(4.8) и ее численная реализация (4.12), (4.13).

Задаются координаты скважин и в них задаются соответствующие начальные и граничные условия.

Рассматривается область воздействия в виде дискретной системы узлов сетки и в каждой точке задается случайное значение проницаемости в пределах 0,01-0,9 мд, для чего используются либо таблицы случайных чисел, либо программы генерирования последовательностей случайных чисел.

Конечно-разностные уравнения (4.12), (4.13) решаются на ЭВМ с различными вариантами распределения проницаемости и в соответствии с рассчитанными величинами давления строятся изолинии, положение и форма которых отражают стадии развития процесса внедрения жидкости во времени.

Используя зависимость прироста влажности от давления жидкости на основании результатов расчетов строятся изолинии распределения прироста влажности в узлах сеточной области.

Для сравнительной оценки качества насыщения обрабатываемой зоны пласта необходимо разработать количественные критерии.

4.3 Исследование гидравлического воздействия на пласт через каскад скважин методом математического моделирования

4.3.1 Физическая сущность каскадной обработки

Способ нагнетания жидкости в угольный массив через каскад скважин предназначен для преодоления фильтрационной анизотропии пласта взаимодействием встречных потоков от соседних одновременно работающих скважин и достижения за счет этого равномерного распределения жидкости в обрабатываемой зоне [37].

Как показывает анализ литературы, движение потока жидкости в недеформируемом угольном пласте подчиняется закону Дарси:

$$\vec{V} = -\frac{k}{\mu} \text{grad}P, \quad (4.14)$$

где \vec{V} – вектор скорости фильтрации жидкости.

Согласно закону Дарси, величина и направление вектора скорости фильтрации в каждой точке определяются значением коэффициента проницаемости и градиентом давления жидкости (при постоянной ее вязкости) в этой точке. Все существующие способы повышения равномерности обработки, исключая каскадное нагнетание, основываются на повышении проникающей способности жидкости, на увеличении времени контакта жидкости с углем, на проведении воздействия в наименее анизотропной области (в зоне, не подверженной влиянию горных работ) и не способствуют ни выравниванию коэффициента проницаемости в различных направлениях, ни такому изменению градиента давления, которое могло бы компенсировать фильтрационную анизотропию. Поскольку в настоящее время не представляется возможным направленно изменять фильтрационную структуру массива для повышения ее изотропности, достичь равномерности обработки можно, создав препятствия потоку жидкости на участках высокой проницаемости.

При каскадной обработке взаимодействие встречных потоков происходит на участках с высокой проницаемостью. При этом, во-первых, резко уменьшается модуль составляющей градиента давления в направлении движения, во-вторых, увеличивается абсолютное значение давления жидкости в области, занятой встречными потоками, то есть создается взаимное гидравлическое противодействие двух потоков. Это приводит, согласно уравнению (4.14), к тому, что направления векторов скоростей фильтрации жидкости во всех точках встречных потоков изменяются в сторону областей с меньшей проницаемостью, что способствует их более быстрому насыщению. Эффект от взаимодействия потоков будет тем больше, чем выше поднимается давление на границах слабопроницаемых областей. Поскольку скорость распространения давления жидкости в заполненной области на несколько порядков превышает скорость ее движения, следует ожидать, что давление в точках взаимодействия будет близко по величине к давлению нагнетания. Это фактически соответствует наличию вблизи слабопроницаемых областей вспомогательных нагнетательных скважин.

С течением времени количество точек встречи потоков увеличивается, соответственно уменьшается площадь

необработанных слабопроницаемых областей. Поскольку скорость движения на участках с меньшей проницаемостью снижается, следует ожидать увеличения времени нагнетания по сравнению с обработкой через одиночную скважину (при неизменном расстоянии между скважинами и давлении нагнетания).

Технологически каскадная обработка представляет собой одновременное нагнетание жидкости через две или более скважин, расположенных друг от друга на расстоянии, достаточном для обеспечения эффективного взаимодействия потоков за время нагнетания. При этом увеличение времени нагнетания через группу скважин будет компенсироваться уменьшением общего времени обработки. Эффективности воздействия будет способствовать сочетание каскадного нагнетания с другими способами повышения качества обработки.

Таким образом, физическая сущность каскадной обработки как способа повышения эффективности гидравлического воздействия заключается в преодолении фильтрационной анизотропии угольного массива путем создания на границах слабопроницаемых областей повышенного давления жидкости, близкого по величине к давлению на нагнетательной скважине, за счет взаимодействия встречных потоков от соседних одновременно работающих скважин. При существующих технических возможностях гидравлического воздействия на угольный массив каскадная обработка представляется единственно возможным способом преодоления фильтрационной анизотропии пласта.

4.3.2 Особенности математической модели движения жидкости в анизотропном угольном пласте

Как было показано выше, эффективным методом исследования динамики распространения жидкости в анизотропном угольном пласте для установления закономерностей движения и взаимодействия потоков при нагнетании через одиночную скважину и каскад является математическое моделирование. До настоящего времени не были сформированы системы уравнений, позволяющие эффективно решать задачи подобного рода. В соответствии с физической сущностью каскадной обработки и спецификой процесса движения жидкости в угольном массиве

уравнение фильтрации должно удовлетворять следующим условиям:

- неявное вычисление координат фронта движущегося потока жидкости;
- возможность исследования жесткого, упругого и нелинейно-упругого режимов фильтрации;
- наличие эффективного численного метода решения.

Скорость движения фронта фильтрующейся жидкости может определяться из системы:

$$\frac{k}{\mu} \frac{\partial^2 P}{\partial x^2} = \frac{\partial W}{\partial t} \quad (4.15)$$

$$\frac{\partial W}{\partial t} = \alpha P (W_0 - W) \quad (4.16)$$

$$P(0, t) = P_c \quad (4.17)$$

$$P(x \geq l, t) = 0; W(x \geq l, t) = 0 \quad (4.18)$$

$$l = l(t); l(0) = 0;$$

$$\frac{dl}{dt} = - \frac{k}{\mu m} \frac{\partial P}{\partial x} \Big|_{x=l}, \quad (4.19)$$

где $l(t)$ – положение фронта;

W – прирост влагонасыщения;

W_0 – максимальный прирост влагонасыщения.

Из теории нелинейных параболических уравнений известно, что решение уравнения вида

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \text{div}[\lambda(P) \text{grad} P]; \quad (4.20)$$

$$\lambda(P) = aP^n; \quad n > 0. \quad (4.21)$$

имеет при нулевом начальном условии конечную скорость распространения возмущения [52,53,54]. Очевидно, что уравнение (4.20) с точностью до коэффициента $\lambda(P)$ является уравнением упругой фильтрации жидкости в пористой среде. Предполагая, что зависимость (4.21) имеет место, специальным подбором коэффициента a и показателя степени n добьемся, чтобы величина этой скорости соответствовала вычисляемой по уравнению (4.19). Без ограничения общности для упрощения выкладок будем рассматривать задачу в одномерной постановке.

Характерное значение времени находится из уравнения

$$t_{x1} = \frac{x_x^2}{\xi P_x}, \quad (4.22)$$

где $\xi = \frac{k}{\mu n_\odot}$;

n_\odot – эффективная пористость;

P_x – характерное значение давления (давление в некоторой точке вблизи фронта фильтрации);

x_x – расстояние от этой точки до поверхности фронта.

Считая, что уравнение (4.20) справедливо вблизи контура области, занятой жидкостью, получаем выражение для характерного значения времени:

$$t_{x2} = \frac{x_x^2}{a P_x^n} \quad (4.23)$$

Для равенства характерных значений времени достаточно выполнение двух условий:

$$a = \xi; \quad n = 1.$$

Тогда уравнение (4.20) вблизи контура принимает вид (в одномерной постановке):

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \xi \frac{\partial}{\partial x} \left(P \frac{\partial P}{\partial x} \right) \quad (4.24)$$

при условии $\xi = const.$

Покажем, что скорость движения свободной поверхности движущейся жидкости, получаемая из уравнения (4.24), соответствует уравнению (4.19). Запишем (4.24) в виде

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \frac{\xi}{2} \frac{\partial^2 P^2}{\partial x^2} \quad (4.25)$$

Уравнение (4.25) по форме аналогично уравнению политропической фильтрации газа

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} = a^2 \frac{\partial^2 \rho^{n+1}}{\partial x^2} \quad (4.26)$$

при $n = 1$, для которого Г.И. Баренблаттом [55] получены точные решения типа "бегущей волны":

$$\rho = \begin{cases} \left\{ \frac{c}{a^2} \left[(ct - x) \frac{n}{n+1} + B \frac{n}{n+1} \right] \right\}^{1/n}, & 0 \leq x \leq ct + B; \\ 0, & x \geq ct + B, \end{cases} \quad (4.27)$$

где c – скорость распространения переднего фронта газа;
 B – постоянная, определяемая из равенства

$$\frac{n}{n+1} \rho^n(0,0) = \frac{c}{a^2} B \quad (4.28)$$

Для уравнения (4.32), принимая условие $P(0,t) = P_x$, получим:

$$B = \frac{P_x \xi}{c} - ct; \quad (4.29)$$

$$P = \begin{cases} \frac{c}{\xi} \left(\frac{P_x \xi}{c} - x \right), & 0 \leq x \leq \frac{P_x \xi}{c}; \\ 0, & x \geq \frac{P_x \xi}{c}. \end{cases} \quad (4.30)$$

Дифференцируя (4.30) по x , получаем выражение для скорости движения фронта:

$$c = -\xi \frac{\partial P}{\partial x}, \quad (4.31)$$

совпадающее с уравнением (4.19).

Уравнение, аналогичное (4.24), ранее было получено В.В. Ливенцевым [56] для изотропного пласта, однако не было решено и исследовано ввиду отсутствия точных методов. Уравнение (4.24) нельзя использовать при исследовании взаимодействия встречных потоков жидкости, а также при наличии водоупоров, так как скорость передачи давления, определяемая уравнением (4.24), равна скорости движения фронта жидкости. При возникновении преграды движению потока это приведет к слишком медленному росту давления в точке встречи, что справедливо только для безнапорной фильтрации. Поэтому для правильного расчета распределения давления в заполненной области уравнение (4.24) должно быть объединено с уравнением пьезопроводности [57]. Поскольку уравнение пьезопроводности отличается от (4.24) только видом коэффициента, это не повлияет существенно на сложность алгоритма.

Таким образом, переходя к n -мерной постановке, уравнение упругой фильтрации жидкости в анизотропном пласте запишем в виде:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \text{div}[\lambda(P) \text{grad} P]; \quad (4.32)$$

$$\lambda(P) = \begin{cases} \xi P, & x_i \geq l_i - \Delta x_i; \\ \chi, & x_i < l_i - \Delta x_i, \end{cases} \quad (4.33)$$

где i – номер координаты;

Δx_i – некоторая малая величина;

χ – коэффициент пьезопроводности, определяемый согласно [57].

При необходимости исследовать нелинейно-упругий режим, коэффициент χ заменяется, согласно [58] на произведение $\chi(1 + \alpha P)$.

Уравнение (4.32) решается численно на ЭВМ с использованием метода конечных разностей. Применение разностных схем к решению краевых задач для уравнений типа (4.20)–(4.21) при $n \geq 2$ подробно описано в работе [59]. При использовании этого метода для решения уравнений (4.32)–(4.33) величина Δx_i принимается равной шагу сеточной области.

Присоединяя к уравнению (4.32) начальные и граничные условия, соответствующие различным технологическим схемам и режимам воздействия, получим математическую модель гидравлического воздействия на угольный пласт в режиме фильтрации.

Примем в дальнейшем $P = P - P_0$.

Тогда в качестве начального условия можно принять:

$$P(x, y, z, 0) = 0. \quad (4.34)$$

Наиболее распространенными типами граничных условий являются следующие [37, 56, 60, 61, 62, 63].

Задано давление нагнетания (условие I рода):

$$P(\Gamma_c, t) = P_H(t), \quad (4.35)$$

где Γ_c – координаты скважины в рассматриваемой области.

Обычно на скважине задается режим постоянного давления

$$P_H = const,$$

или темп нагнетания (условие II рода):

$$\frac{k}{\mu} S_c \frac{\partial P(\Gamma_c, t)}{\partial n} = q(t), \quad (4.36)$$

где S_c – площадь поверхности фильтрующей части скважины.

На скважине может быть задано соотношение между давлением и темпом нагнетания (условие III рода):

$$P(\Gamma_c, t) = f[q(t)], \quad (4.37)$$

где f – функция, определяющая конкретное соотношение.

На отточных скважинах или оконтуривающих выработках давление равно нулю:

$$P(\Gamma_1, t) = 0, \quad (4.38)$$

где Γ_1 – координаты отточной скважины или выработки.

На контакте с боковыми породами (при допущении об их непроницаемости) обычно принимается условие отсутствия потока:

$$\frac{\partial P(\Gamma_2, t)}{\partial n} = 0, \quad (4.39)$$

где Γ_2 – соответствующая граница области.

Более сложным является задание граничных условий при фильтрации в сторону нетронутого массива. В подобных случаях для параболических уравнений задается либо условие, предполагающее наличие отточной скважины на большом удалении от нагнетательной $\Gamma_{\text{макс}}$:

$$P(\Gamma_{\text{макс}}, t) = 0, \quad (4.40)$$

где $\Gamma_{\text{макс}}$ – контур, обозначенный скважиной, либо отсутствие потока на произвольной, достаточно удаленной от скважины границе области Γ :

$$\frac{\partial P(\Gamma, t)}{\partial n} = 0 \quad (4.41)$$

Однако, условие (4.40), в принципе, дает возможность получать аналитические решения [54], но не позволяет использовать численный алгоритм. Поэтому применение этого условия приводит либо к неоправданно завышенным размерам области решения, либо к существенной погрешности, так как при этом нетронутый массив на границе области фактически заменяется обнаженной поверхностью. Условие (4.41) соответствует наличию водоупора на границе, что ведет к завышенным значениям давления жидкости. Наиболее правильным будет задание на границе такого потока, который соответствовал бы реальному стоку жидкости в массив за пределами области. Можно с незначительной ошибкой принять, что значение потока на границе исследуемой области является постоянным:

$$\frac{\partial P(\Gamma, t)}{\partial n} = const . \quad (4.42)$$

Уравнение (4.32) с соответствующими конкретной области краевыми условиями из набора (4.34)–(4.39), (4.42) представляет собой математическую модель напорной фильтрации жидкости в угольном пласте.

Для проверки адекватности модели, правильности выбранного метода решения и анализа некоторых режимов производилось исследование полученной модели в следующих направлениях:

- сравнение решений уравнения (4.32) и уравнения (4.9) с условием (4.19) для установления погрешности модели;
- исследование поведения решения при наличии фильтрационной анизотропии;
- исследование решения при различных режимах движения жидкости;
- проверка работы условия (4.42).

Для решения уравнения (4.32) был выбран конечно-разностный метод, основы которого для нелинейных

параболических уравнений с разрывными коэффициентами разработаны акад. А.А.Самарским [46, 59].

Исследование погрешности модели производилось для одномерной постановки при $P_H = const$. Результаты решения обеих задач представлены на рис. 4.1, 4.2, где приведены кривые распределения давления $P(x,t)$ вдоль оси X для различных промежутков времени t , полученные в результате численного решения уравнений (4.32) (рис. 4.1) и (4.9) (рис. 4.2). Сравнение результатов показывает, что погрешность решения уравнения (4.32) составляет в среднем 15% и обусловлена в основном погрешностью первого временного шага.

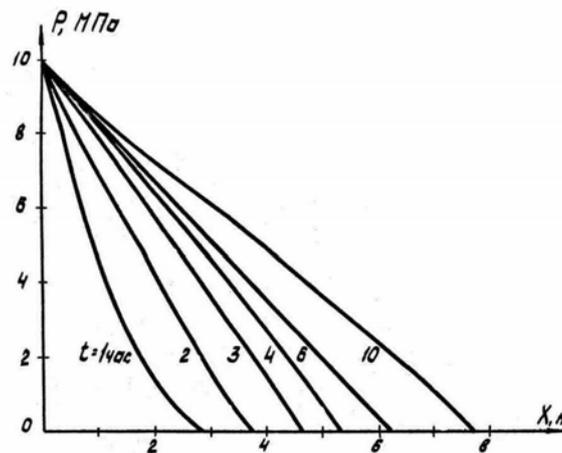


Рис. 4.1. Распределение давления жидкости $P(x,t)$, полученное в результате решения уравнения (4.32).

Исследование поведения решения при наличии анизотропии, водоупоров и встречных потоков жидкости в одномерной и плоскостной постановке показало, что с достаточной для практики точностью в большинстве случаев пьезопроводность можно учитывать только при отсутствии свободной поверхности фронта движущейся жидкости, т.е. при встрече потока с водоупором или другим потоком. Водоупорами обычно являются почва и кровля пласта при предположении об их непроницаемости.

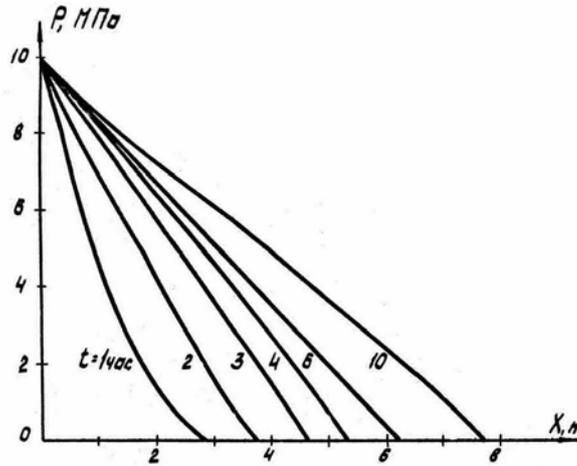


Рис. 4.2. Распределение давления жидкости $P(x, t)$, полученное в результате решения уравнения (4.9) с условием (4.19)

Тогда выражение (4.33) можно переписать в виде:

$$\lambda(P) = \begin{cases} \xi P, & l_i < L_i; \\ \chi, & l_i = L_i, \end{cases} \quad (4.43)$$

где L_i – расстояние от скважины до водоупора или границы встречного потока по 1-ой координате.

Для исследования поведения модели при жестком, упругом и нелинейно-упругом режимах фильтрации варьировались значения коэффициента пьезопроводности χ и коэффициента α в уравнении (4.1). Для различных режимов значения этих коэффициентов были приняты следующими: жесткий режим – $\alpha = 0$; $\chi = 1000 \text{ см}^2/\text{с}$ (завышенное по сравнению с реальным значение); упругий режим – $\alpha = 0$; $\chi = 200 \text{ см}^2/\text{с}$; нелинейно-упругий режим – $\alpha = 0,1 \text{ МПа}^{-1}$; (в соответствии с [27,68]), $\chi = 200 \text{ см}^2/\text{с}$.

Результаты расчетов показывают, что разница в скорости движения фронта жидкости при жестком, упругом и нелинейно-упругом режимах фильтрации находится в пределах 10-15%,

причем форма кривых распределения давления при упругом и нелинейно-упругом режимах близка к прямой линии. Отсюда следует, что с достаточной для практики точностью может быть принят жесткий режим фильтрации. Однако нестационарность процесса фильтрации жидкости в пласте, вызванная конечностью скорости движения фронта, приводит к тому, что использование уравнения жесткого режима (4.1) не упрощает расчетов, поскольку требует введения дополнительных условий. Поэтому в дальнейшем для описания движения жидкости в угольном пласте нами будет применяться уравнение (4.32) с коэффициентом в виде (4.43).

Решение задачи в одномерной постановке может служить для получения информации о погрешности решений, об изменениях давления по пространству для фиксированных значений времени или во времени в фиксированных точках пространства, однако для исследования физики процесса необходимо переходить к двумерной постановке, чтобы исследовать изменение давления как функции трех координат: $P(x, y, t)$.

Исследование погрешности условия (4.42) проводилось для одномерного и плоскорадиального случаев. В одномерной постановке применение этого условия практически не приводит к потере точности, поскольку кривая распределения давления по оси X мало отличается от прямой линии (рис. 4.1). В плоскорадиальном случае распределение давления в любом направлении отличается от прямой, однако, это приводит к заметной погрешности только вблизи границы, и существенно не сказывается на распределении давления во всей области.

Таким образом, напорная фильтрация жидкости в анизотропном угольном пласте при наличии водоупоров и встречных потоков от одновременно работающих скважин удовлетворительно описывается уравнением упругого режима (4.32) с коэффициентом в виде (4.43) и краевыми условиями (4.34)–(4.39) и (4.42). Для решения поставленной задачи может быть использован метод конечных разностей.

4.3.3 Методика теоретических исследований процесса гидравлического воздействия на пласт через каскад скважин

В результате гидравлического воздействия на угольный пласт через каскад скважин должна быть установлена его эффективность по повышению равномерности обработки массива, разработаны технология и параметры нагнетания, определена рациональная область применения способа.

Более детальное исследование способа предполагает учет влияния схемы расположения и длины скважин, режима нагнетания, количества скважин в каскаде на эффективность воздействия, рассмотрение вариантов сложной, многопачечной структуры пласта, наличия слабопроницаемых областей, различной степени разброса значений коэффициента проницаемости. В первую очередь необходимо исследовать закономерности движения жидкости в анизотропном массиве при наличии встречных потоков, согласно которым принципиально возможно добиться существенного повышения равномерности обработки. Разработка технологии и параметров способа, определение рациональной области его применения должны базироваться на выявленных закономерностях и установленной при моделировании эффективности каскадной обработки в различных условиях.

Задачи моделирования.

Основные задачи, которые необходимо решить в ходе моделирования, сводятся к следующему:

- установление принципиальной возможности преодоления фильтрационной анизотропии угольного пласта при одновременном нагнетании через две скважины;
- оценка эффективности каскадного нагнетания по повышению равномерности обработки в различных горно-геологических и горнотехнических условиях;
- определение степени влияния природных и технологических факторов на равномерность обработки при каскадном нагнетании;
- разработка технологии и способа определения параметров каскадной обработки;
- определение области применения способа.

Решение первой задачи предполагает, во-первых, установление возможности создания в пласте в зонах повышенной проницаемости давления жидкости, соизмеримого с давлением на скважине, а, во-вторых, степень влияния такого распределения давления на насыщение слабопроницаемых участков. При этом следует принимать во внимание площадь, коэффициент проницаемости и расположение слабопроницаемых областей относительно нагнетательных скважин. Оценка принципиальной возможности повышения равномерности обработки должна производиться в сравнении с нагнетанием через одиночную скважину по величине и направлению скоростей фильтрации жидкости в различных точках и по времени, требуемому для насыщения слабопроницаемых областей.

Эффективность способа, то есть степень повышения равномерности обработки, необходимо установить для всех существенных вариантов фильтрационной структуры пласта, схем расположения скважин и режимов нагнетания. Учет фильтрационной структуры является наиболее сложным, поскольку в настоящее время отсутствуют способы прямого исследования распределения проницаемости в глубине угольного массива.

Свойства пласта, учитываемые при моделировании.

Фильтрационные и коллекторские свойства угольных пластов обычно характеризуются тремя величинами: коэффициентом проницаемости, эффективной (или активной) пористостью и коэффициентом фильтрационной анизотропии A , определяемым как отношение коэффициентов проницаемости в направлениях параллельном и перпендикулярном напластованию.

Наиболее полно данные по проницаемости и пористости угольных пластов представлены в работах [60,63,64,65,66,67,68,69]. Обобщение большого объема результатов экспериментальных исследований показывает, что значения водопроницаемости угольных пластов находятся приблизительно в следующих пределах:

- в нетронутым массиве $k = (0,1, \dots, 10) \cdot 10^{-15} \text{ м}^2$;
- в зоне опорного давления $k = (0,01 \dots 0,1) \cdot 10^{-15} \text{ м}^2$;
- в призабойной зоне $k > 10^{-15} \text{ м}^2$.

Эффективная пористость угля изменяется в менее широких пределах и для большинства пластов лежит в пределах 0,005...0,05. Нормативные документы [70,71] рекомендуют удельный расход воды при увлажнении 10...40 л/т при борьбе с пылью и 20... 40 л/т при борьбе с внезапными выбросами угля и газа. Наиболее часто на практике достигают удельные расходы 20 л/т, что в зависимости от объемного веса угля соответствует эффективной пористости 0,025...0,03. Согласно [66] трещинная емкость изменяется в зависимости от степени нарушенности от 0,0179 см³/г до 0,0261 см³/г, то есть в небольшом диапазоне величин. Исходя из этого, можно считать, что разброс значений пористости не оказывает существенного влияния на степень равномерности насыщения угля жидкостью, поэтому, в дальнейших расчетах будем принимать эффективную пористость постоянной.

Коэффициент фильтрационной анизотропии A для различных пластов по данным многих исследователей [60,68,72,73,74,75,76] составляет, в основном, от 1...4 до 16...20, иногда достигая 100. В работе [75] обобщены результаты многочисленных измерений этой величины и показано, что для исследованных пластов $1,2 \leq A \leq 82$, причем наиболее вероятное значение $A = 16$. Естественно, что на геометрию потока жидкости в плоскости, перпендикулярной напластованию, оказывают влияние совместно коэффициент анизотропии и мощность пласта. Представляет интерес исследование распространения жидкости и эффективности каскадной обработки в зависимости от этих величин.

Коэффициент фильтрационной анизотропии, однако, не определяет в достаточной степени неоднородность проницаемости угольного пласта. Коэффициент проницаемости различен по всем направлениям и даже в пределах одного направления. Это определяется, в первую очередь, строением угольного пласта, состоящего, как правило, из нескольких пачек различной мощности и проницаемости. Так, пласты Донбасса, по данным [77], сложены 1–12 пачками с различной мощностью, в большинстве случаев количество пачек равно 3–5. Наличие зон с различной проницаемостью обусловлено как природными факторами (экзогенная трещиноватость, тектоническая нарушенность и другие), так и факторами, связанными с ведением горных работ

(опорное давление, надработка и подработка, зоны повышенного горного давления).

Поскольку достоверно установить проницаемость пласта в каждой точке не представляется возможным, коэффициент проницаемости в модели может быть задан как случайная величина [78], изменяющаяся в определенных пределах и постоянная на некоторой площади. Разброс значений коэффициента проницаемости, как отмечалось выше, может достигать двух-трех порядков величин.

Таким образом, при моделировании необходимо учитывать многопачечное строение угольных пластов, разброс и зональность проницаемости в указанных пределах.

Исследуемые схемы и режимы нагнетания.

Выбор схем расположения скважин и режимов нагнетания, которые требуется исследовать, должен быть произведен с учетом особенностей схем и режимов с точки зрения эффективности обработки. В связи с этим, необходимо рассмотреть длинные скважины, параллельные очистному забою, и короткие скважины, пробуренные перпендикулярно плоскости забоя, поскольку по первой схеме нагнетание ведется в зоне, не нарушенной горными работами, и с большим временем, по второй - в область, непосредственно прилегающую к зонам опорного давления и разгрузки, и с меньшим временем. Существенную роль играет также соотношение между длиной фильтрующей части и глубиной герметизации скважин, определяющее геометрию фильтрационного потока. Из режимов нагнетания интерес представляют нагнетание с постоянным и одинаковым на всех скважинах давлением (нагнетание одним насосом) и более общий случай, когда давление и темп подачи жидкости взаимосвязаны, определяются приемистостью прискважинной области пласта и поддаются регулировке. Необходимо также исследовать влияние количества скважин в каскаде на эффективность воздействия. Моделирование должно быть проведено как в плоскости пласта, так и в перпендикулярной ей, что позволит учесть все виды фильтрационной анизотропии.

Критерии оценки эффективности воздействия.

Выбор критериев оценки эффективности каскадного способа по сравнению с существующим производится в соответствии с

поставленной целью: повышение равномерности гидравлической обработки пласта.

Равномерность обработки достаточно полно определяется наличием необработанных участков и степенью разброса значений прироста влажности в проектной зоне воздействия. В связи с этим для оценки качества обработки выбраны – коэффициент относительной величины необработанных участков:

$$v = \frac{S_H}{S_{PP}} \cdot 100, \% \quad (4.44)$$

где S_H – площадь необработанных участков;

S_{PP} – площадь проектной зоны воздействия, и коэффициент вариации относительного прироста влажности, определяемого по давлению жидкости в каждой точке [76]:

$$V_R = \frac{\sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N (\Delta W_i - \Delta \bar{W})^2}}{\Delta \bar{W}} \cdot 100, \% \quad (4.45)$$

где ΔW_i и $\Delta \bar{W}$ – значения прироста влажности соответственно в i -й точке и среднее по обрабатываемой зоне,

$$\Delta W_i = \frac{\Delta W_{расч.i}}{\Delta W_{max}}, \quad (4.46)$$

где $\Delta W_{расч.i}$ – прирост влажности в i -и точке;

ΔW_{max} – максимальный прирост влажности.

Для оценки эффективности каскадного воздействия будем пользоваться величинами, определяющими относительное уменьшение необработанной площади

$$\mathcal{E}_S = \frac{S_{H.O} - S_{H.K}}{S_{H.O}} \cdot 100, \% \quad (4.47)$$

где $S_{H.O}$ и $S_{H.K}$ – площади необработанных участков при нагнетании соответственно через одиночную скважину и каскад, и уменьшение коэффициента вариации прироста влажности:

$$\mathfrak{E}_v = \frac{V_R^0}{V_R^k} \quad (4.48)$$

где V_R^0, V_R^k – коэффициенты вариаций соответственно для одиночной скважины и каскада.

Разработка технологии каскадного нагнетания должна быть направлена на уменьшение степени влияния факторов, снижающих равномерность обработки, с учетом требований минимальной сложности, трудоемкости и использования серийно выпускаемого оборудования.

На основе анализа наиболее распространенных технологических схем и режимов нагнетания, многообразия фильтрационной структуры и строения угольных пластов определены задачи, методика моделирования и критерии оценки эффективности каскадной обработки. Исследование процесса нагнетания с учетом всех вышеперечисленных факторов дает возможность в достаточной степени решить вопрос о целесообразности использования способа с целью повышения эффективности гидравлического воздействия на угольный пласт, разработать технологию и параметры воздействия, определить рациональную область применения способа.

4.3.4 Принципиальная возможность преодоления фильтрационной анизотропии взаимодействием встречных потоков жидкости

Физической основой каскадного способа нагнетания жидкости в угольный пласт является создание на границах слабопроницаемых областей высокого давления жидкости, близкого по величине к давлению на скважинах. Проверка этого предположения и установление возможности насыщения участков с низкой проницаемостью при каскадной обработке могут быть

осуществлены только с помощью моделирования в силу невозможности проведения необходимых наблюдений в глубине массива.

Исследования проводились для плоскопараллельного и радиального потоков жидкости. С целью исключения влияния случайных изменений давления жидкости на скважинах и разброса значений проницаемости были приняты режим постоянного давления и постоянная проницаемость угольного массива, за исключением слабопроницаемых областей с заданными коэффициентом проницаемости, площадью и расположением.

Величинами, оказывающими влияние на характеристики фильтрационного потока, согласно уравнению (5.32) являются: давление жидкости и его градиент, коэффициент проницаемости и пористость пласта, вязкость жидкости, расстояние и время движения. Равномерность распределения жидкости по пласту предполагает равенство скоростей движения ее фронта в каждой точке в один и тот же момент времени.

Очевидно, что для достижения этого равенства в условиях анизотропного пласта при неизменном режиме работы скважин необходимо добиться уменьшения объемной скорости в направлении высокой проницаемости и соответственно ее увеличения в слабопроницаемых областях. Другими словами, при каскадной обработке количество жидкости, движущееся в направлении высокой проницаемости, должно быть существенно ниже, а в направлении низкой проницаемости - выше, чем при нагнетании через одиночную скважину. Установление этого факта будет свидетельствовать о принципиальной возможности повышения равномерности обработки при применении каскадного способа. Количественные оценки указанных изменений дадут возможность предварительно судить о степени повышения эффективности воздействия.

При исследовании возможности преодоления фильтрационной анизотропии пористость пласта, вязкость жидкости и ее давление на скважинах предполагались постоянными, варьировались площадь, коэффициент проницаемости и расположение слабопроницаемых областей.

На рис. 4.3 и 4.4 показаны линии равного давления жидкости (в долях давления на скважинах) для плоскопараллельного и ради-

ального потоков при нагнетании через одиночную скважину и каскад в момент, соответствующий началу взаимодействия потоков при каскадной обработке. Пунктиром на рисунке отмечены границы слабопроницаемой области.

Видно, что давление жидкости в плоскопараллельном потоке вблизи границ слабопроницаемой области при каскадном нагнетании в 2–3 раза выше и приближается по величине к давлению на скважинах; это соответствует предполагаемой физической картине движения и взаимодействия потоков при каскадной обработке. Для радиального потока разница давлений не так существенна (рис. 4.4).

Это объясняется тем, что при плоскопараллельном движении жидкости, во-первых, больше площадь взаимодействия потоков, во-вторых, потоки движутся навстречу друг другу, а не под углом, что обуславливает их более эффективное взаимодействие.

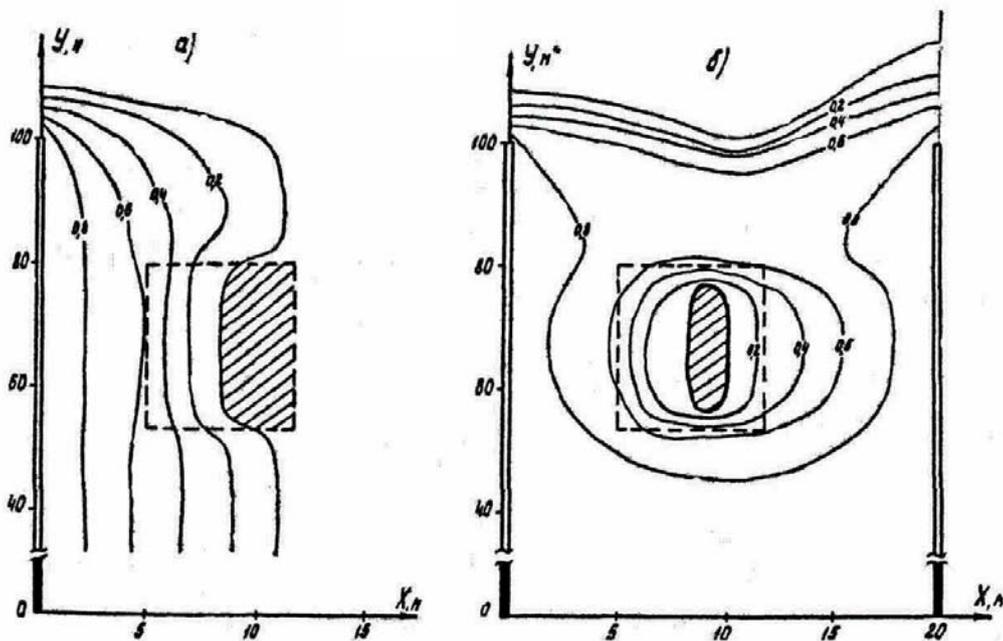


Рис. 4.3. Распределение относительного давления жидкости в плоско-параллельном потоке в окрестности слабопроницаемой области а) одиночная скважина; б) каскад скважин.

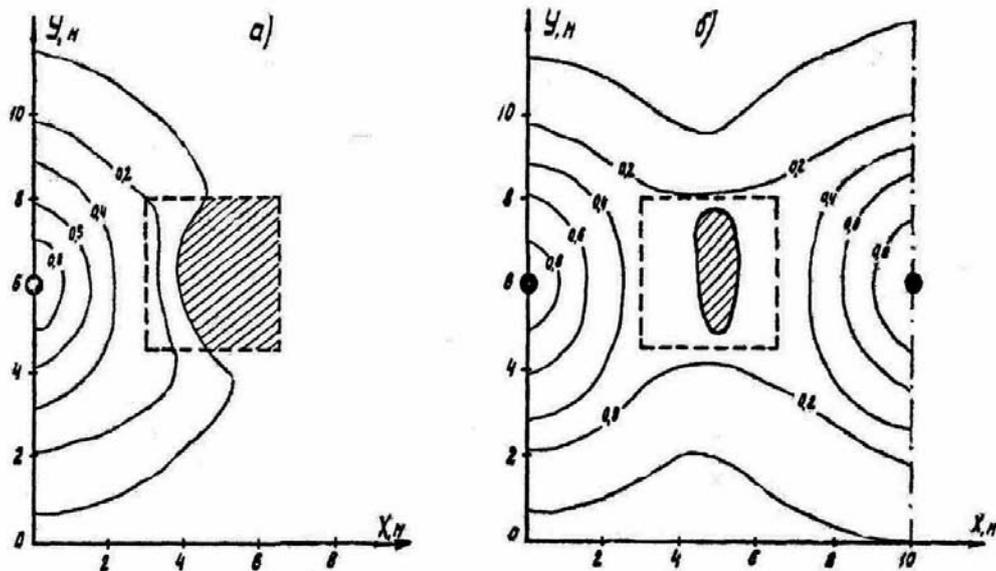


Рис. 4.4. Распределение относительного давления жидкости в радиальном потоке в окрестности слабопроницаемой области
 а) одиночная скважина; б) каскад скважин.

Расчет скоростей движения фронта фильтрующейся жидкости в различных точках показал изменение направлений их векторов в сторону слабопроницаемой области и увеличение модулей этих векторов, что способствует более быстрому насыщению участков с низкой проницаемостью.

Таким образом, анализ имеющихся экспериментальных данных (МакНИИ, ИГТМ, МГГУ, ДонНТУ) позволяет сделать вывод о том, что гидравлическая обработка через одиночную скважину не обеспечивает равномерного распределения жидкости в обрабатываемой зоне (разброс значений прироста влажности колеблется от 0 до 4% и более).

Данные математического моделирования с учетом фильтрационной неоднородности пласта (рис. 4.3а, 4.4а) подтверждают предположение о том, что жидкость при нагнетании распространяется преимущественно по путям с повышенной проницаемостью и обтекает слабопроницаемые зоны.

Приведенные результаты позволяют сформулировать первый принцип проектирования технологии увлажнения угольного

пласта: процесс увлажнения угольного пласта при гидравлическом воздействии через одиночную скважину обуславливает высокий уровень вариации прироста влажности от 0 до 4% в обрабатываемом массиве. Повышение равномерности увлажнения обеспечивается учетом коэффициента проницаемости пласта как переменной величины стохастического характера.

Его новизна заключается в том, что впервые проницаемость угольного пласта рассматривается не как постоянная усредненная величина, а как случайная переменная характеристика, что соответствует реальному строению пласта. Достоверность подтверждается значительным объемом экспериментальных данных, полученных в натуральных условиях, и результатами математического моделирования.

Для определения физической сущности выдвинутого предположения о возможности преодоления фильтрационной анизотропии путем одновременного нагнетания через соседние скважины проведено моделирование с определением векторов скорости нагнетания жидкости.

На рис. 4.5 показаны контуры потока жидкости (соответствующего рис. 4.3) в окрестности слабопроницаемой области и векторы скоростей в различных точках при нагнетании через одиночную скважину и каскад. Расчетные значения объемной скорости движения жидкости к центру слабопроницаемой области, отнесенной к единице ее поверхности, для каскадной обработки в 2 раза превышают соответствующие значения для одиночной скважины. Скорость фильтрации в направлении высокой проницаемости в окрестности слабопроницаемой области практически равна нулю (рис. 4.5б).

Наблюдаемые изменения позволяют сделать вывод о том, что возникающее при взаимодействии потоков жидкости от соседних скважин гидравлическое противодействие способствует принудительному насыщению областей с низкой проницаемостью за счет хорошо проницаемых участков, лежащих вне зоны обработки. Следствием этого является повышение равномерности распределения жидкости по пласту при нагнетании через каскад скважин. Таким образом, можно считать установленным, что

взаимодействие потоков жидкости, движущихся от соседних одновременно работающих скважин, приводит к преодолению фильтрационной анизотропии угольного массива. Повышение равномерности обработки при каскадном нагнетании происходит только за счет уменьшения количества жидкости, уходящей за пределы проектной зоны.

Полученные результаты, представленные на рис 4.3б, 4.4б, 4.5, позволяют сформулировать второй принцип проектирования технологии увлажнения: *при гидравлическом воздействии на угольный пласт через каскад скважин за счет взаимодействия встречных потоков происходит возрастание локального давления жидкости в окрестности слабопроницаемых зон пласта до величины 0,6...0,8 от давления на скважине, что обеспечивает изменение направления векторов скорости фильтрующейся жидкости в сторону слабопроницаемых зон и более качественное их увлажнение.*

Его новизна заключается в том, что в работе впервые установлены физическая сущность и механизм процесса гидравлического воздействия на угольный пласт с учетом стохастического характера проницаемости среды и режима взаимодействия встречных потоков жидкости при ее одновременном нагнетании через группу скважин, а достоверность определяется корректным использованием основных положений механики сплошной среды при формировании теоретических основ описания процессов воздействия на пласт и результатами математического моделирования процесса.

Предварительные количественные оценки степени повышения равномерности обработки могут быть сделаны путем сравнения времени, требуемого для насыщения слабопроницаемой области при нагнетании через одиночную скважину и каскад. Результаты моделирования показывают, что это время при каскадной обработке в среднем в 1,5...2 раза меньше, чем при воздействии через одиночную скважину.

Разница во времени тем больше, чем ближе находится слабопроницаемая область к середине межскважинной зоны, меньше ее проницаемость и больше площадь.

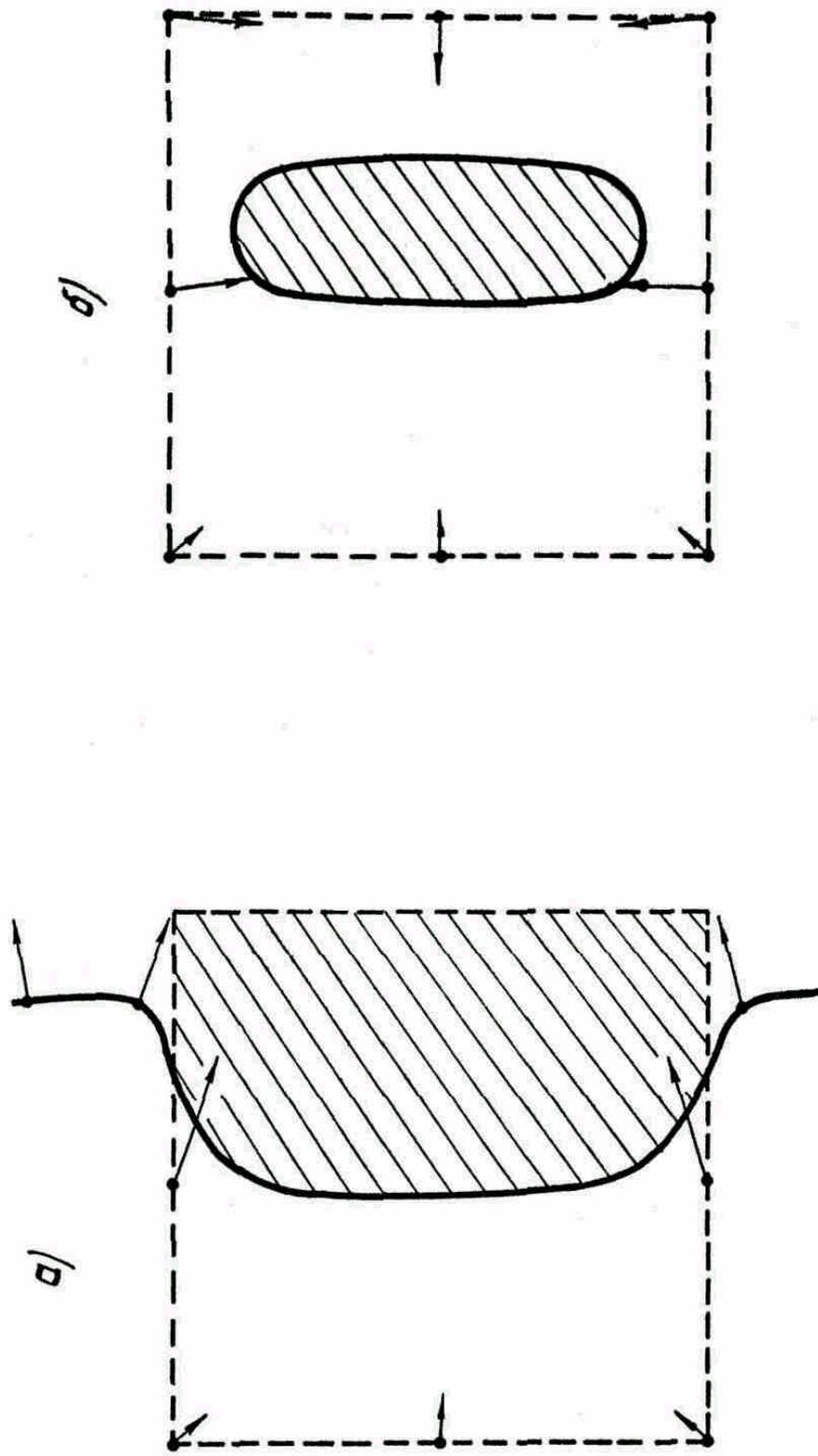


Рис. 4.5. Векторы скоростей потока жидкости в окрестности слабопроницаемой области:

а) одиночная скважина; б) каскад скважин.

Последнее обстоятельство позволяет ожидать значительного эффекта от применения каскадного нагнетания на тех пластах, где фильтрационная анизотропия проявляется в наличии участков тектонической нарушенности и выбросоопасных зон.

Уменьшение времени насыщения слабопроницаемых областей при каскадном нагнетании позволяет ожидать соответствующего повышения равномерности обработки, если общее время нагнетания через каскад скважин будет не меньше, чем через одиночную скважину.

Таким образом, исследование динамики распространения жидкости в анизотропном угольном массиве подтверждает справедливость положений, определяющих физическую сущность каскадной обработки как способа преодоления фильтрационной анизотропии пласта. Показано, что взаимодействие потоков от двух, одновременно работающих скважин приводит к значительному повышению давления жидкости на границах слабопроницаемых областей, достигающего значений, близких к давлению нагнетания, изменению направлений векторов скорости фильтрации в сторону низкой проницаемости и увеличению их относительных значений в 2 раза. Следствием этого является уменьшение времени насыщения слабопроницаемых областей в 1,5...2 раза по сравнению с нагнетанием через одиночную скважину. Полученные результаты позволяют сделать вывод о принципиальной возможности преодоления фильтрационной анизотропии и повышении равномерности обработки массива при каскадном нагнетании.

4.3.5 Исследование эффективности каскадного способа гидравлического воздействия на пласт

Исследование эффективности способа на основе методических положений, изложенных в 4.3.3, предполагает учет всех основных природных и технологических факторов, влияющих на равномерность распространения жидкости в угольном массиве: фильтрационная анизотропия, схема расположения скважин, режим нагнетания и параметры воздействия. Все исследуемые варианты можно разбить на две группы, принципиально различающиеся по

характеру фильтрационной анизотропии: моделирование распространения жидкости в плоскостях, перпендикулярной и параллельной напластованию.

В плоскости, перпендикулярной напластованию, неоднородность фильтрационной структуры определяется коэффициентом анизотропии и различными значениями проницаемости и мощности отдельных пачек, слагающих угольный пласт. Наличие слабопроницаемых зон и разброс проницаемости в данном случае не оказывают существенного влияния в силу малости площади обработки в рассматриваемой плоскости. Поэтому моделировались варианты однопачечного пласта с различной мощностью и коэффициентом фильтрационной анизотропии и пласта, состоящего из нескольких пачек с различными фильтрационными свойствами. Количество скважин в каскаде принималось равным двум, причем в качестве исследуемой области принималась как межскважинная зона, так и полная зона влияния скважин.

На рис. 4.6, 4.7 показаны последовательные положения фронта фильтрующейся жидкости в вертикальном сечении угольного пласта простого строения (состоящего из одной пачки) через одинаковые промежутки времени при обработке через одиночную скважину и каскад для различных мощности пласта, коэффициента фильтрационной анизотропии и расположения скважин.

Из рис. 4.6 видно, что неравномерность обработки является существенной только при больших значениях коэффициента анизотропии. Основываясь на данных о величине A , приведенных в литературе, и результатах моделирования, можно сделать вывод, что для большинства угольных пластов простого строения достаточная равномерность обработки в плоскости, перпендикулярной напластованию, достигается при нагнетании через одиночную скважину.

Моделирование также показало, что при прочих равных условиях расположение скважин посередине мощности пласта является намного более предпочтительным (рис. 4.6, 4.7) как при одиночной, так и при каскадной обработке.

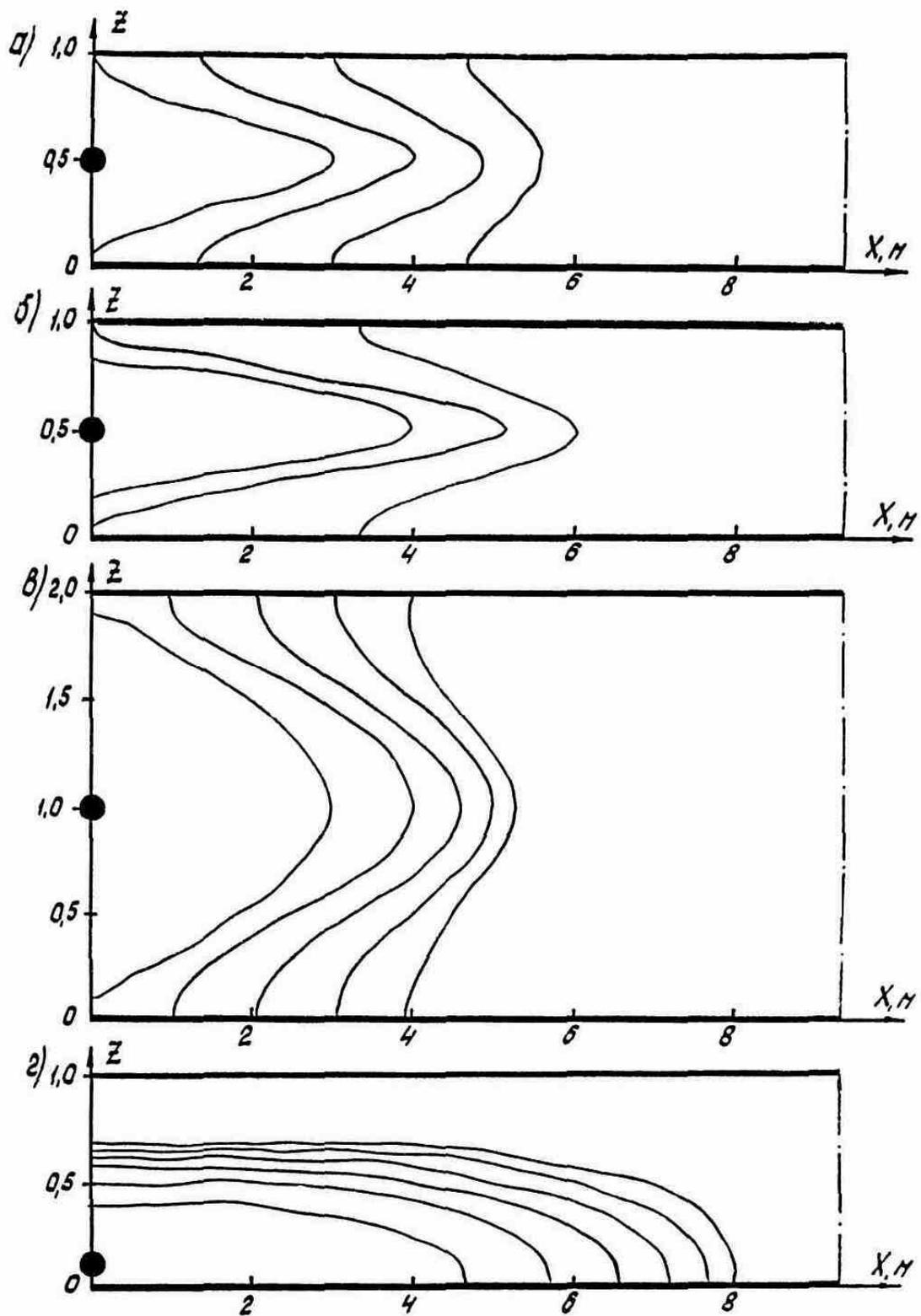


Рис. 4.6. Распространение жидкости в вертикальном сечении анизотропного пласта простого строения (одиночная скважина):

- а) $m = 1 \text{ м}; A = 10$; б) $m = 1 \text{ м}; A = 100$;
 в) $m = 2 \text{ м}; A = 10$; г) $m = 1 \text{ м}; A = 100$.

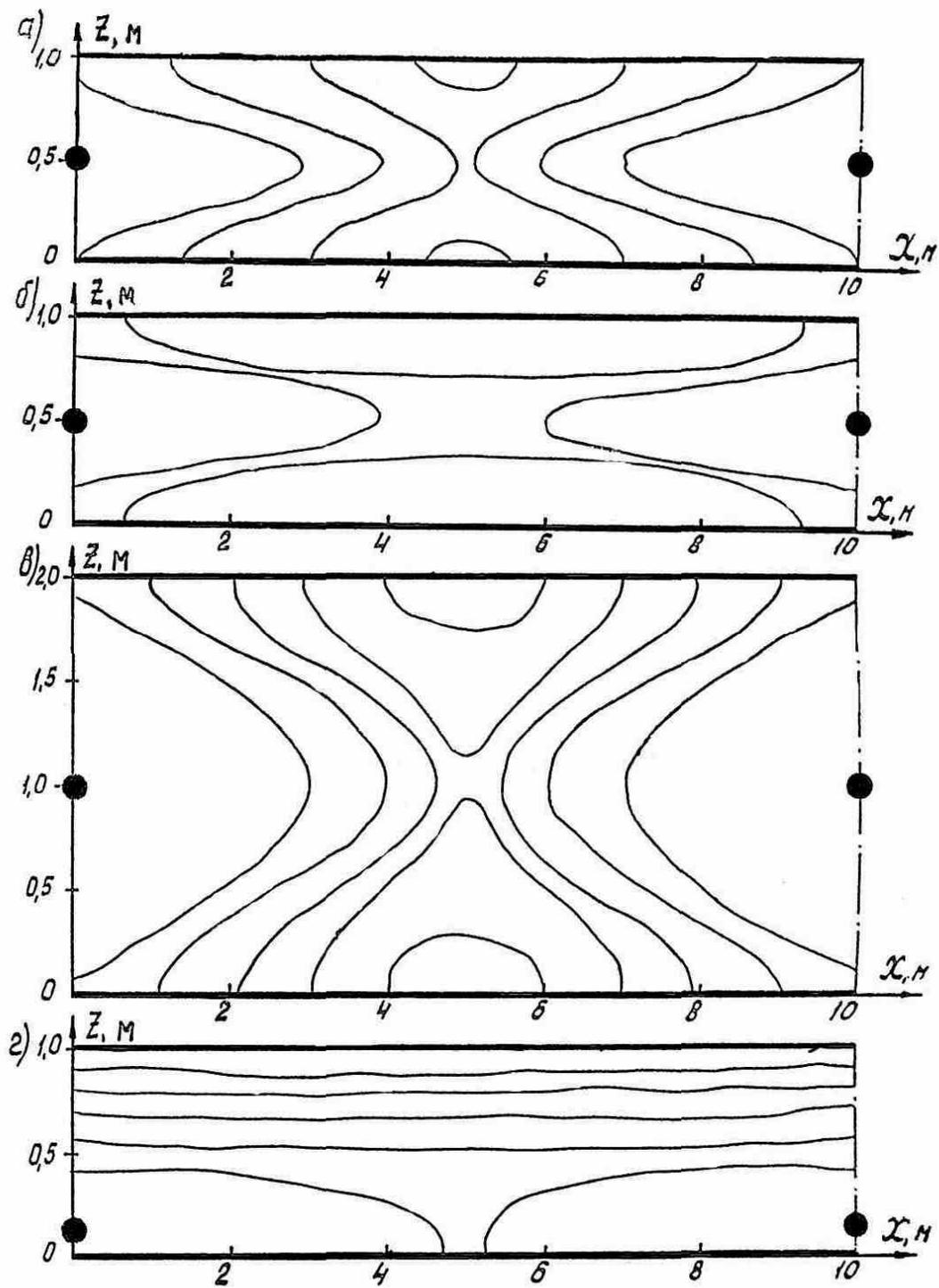


Рис. 4.7. Распространение жидкости в вертикальном сечении анизотропного пласта простого строения (каскад скважин)

Наличие пачек в угольном пласте усиливает фильтрационную анизотропию, поскольку коэффициенты проницаемости отдельных пачек различны в одном и том же направлении. Для изучения процесса распространения жидкости в пласте сложного строения были промоделированы варианты с тремя и более пачками, широким диапазоном соотношений коэффициентов проницаемости и различным расположением скважин.

Результаты моделирования приведены на рис. 4.8, 4.9 и в табл. 4.1. Здесь и далее на рисунках показаны линии одинаковой влажности, штриховкой обозначены необработанные участки.

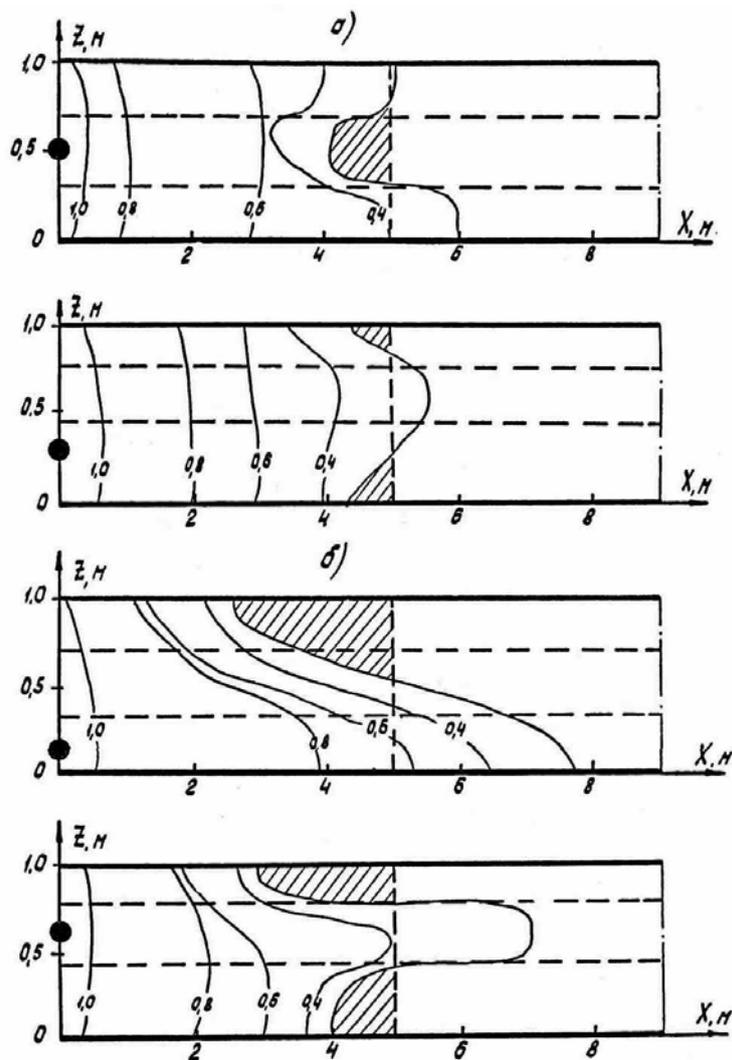


Рис. 4.8. Распределение прироста влажности в пласте сложного строения при расположении одиночной скважины:

а) в плохо проницаемой пачке; б) в хорошо проницаемой пачке.

Анализ рис. 4.8 показывает, что при нагнетании через одиночные скважины наибольшая неравномерность обработки наблюдается при расположении скважин в хорошо проницаемых пачках, что обычно имеет место на практике. При этом площадь необработанных участков в 2...3 раза, а коэффициент вариации прироста влажности в 1,2..1,4 раза выше, чем при расположении скважин в плохо проницаемых пачках.

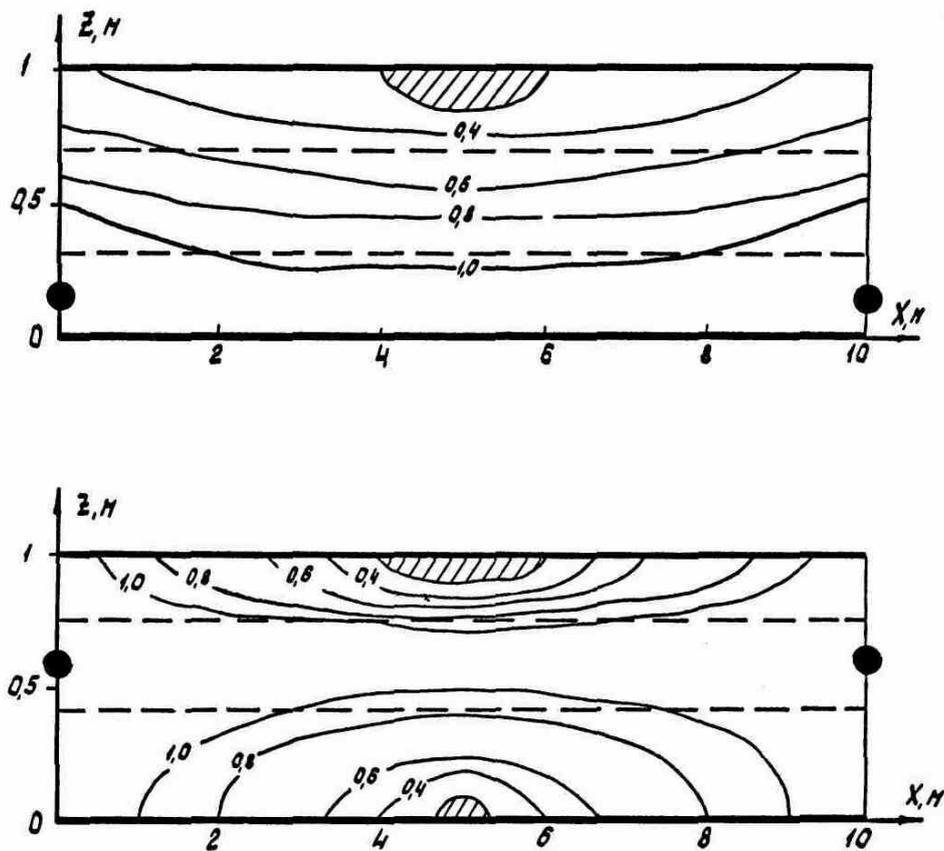


Рис. 4.9. Распределение прироста влажности при каскадной обработке угольного пласта сложного строения

Нагнетание жидкости через каскад скважин, расположенных в хорошо проницаемых пачках угольного пласта, позволяет существенно повысить качество обработки массива.

Таблица 4.1

*Равномерность обработки массива в плоскости,
перпендикулярной напластованию*

№ варианта	m, м	Характеристика пачек									Равномерность обработки				Эффективность каскадного способа	
		$k_x \cdot 10^{16}, \text{ м}^2$			$k_z \cdot 10^{16}, \text{ м}^2$			Мощность, м			одиночная скважина		каскад			
		I	II	III	I	II	III	I	II	III	$V, \%$	$V_R^0, \%$	$V, \%$	$V_R^k, \%$	$\mathcal{E}_S, \%$	\mathcal{E}_V
1	1,0	5	1	10	0,5	0,1	0,5	0,3	0,4	0,3	13,3	60,4	2,4	29,4	81,8	2,1
2	1,0	1	10	5	0,1	0,5	1,0	0,25	0,35	0,4	12,5	58,6	2,0	30,7	84,0	1,9
3	1,0	5	1	10	0,5	0,1	0,5	0,25	0,55	0,2	18,6	67,3	4,9	39,7	73,6	1,7
4	1,0	0,2	10	1	0,1	1,0	0,1	0,4	0,25	0,35	14,4	62,1	3,2	36,5	77,7	1,7
5	1,0	0,2	1	10	0,1	0,1	1,0	0,4	0,35	0,25	20,2	70,8	5,6	46,4	72,3	1,5
6	2,0	10	0,5	1	1	0,1	0,1	0,4	1,0	0,6	26,6	74,0	8,0	48,2	69,8	1,5
7	2,0	1	10	0,5	0,1	1	0,1	0,6	0,4	1,0	17,5	68,4	4,5	39,1	74,4	1,7
8	3,0	10	1	0,1	1	0,1	0,001	1,5	0,6	0,9	16,3	70,1	4,1	36,7	74,8	1,9
9	3,0	1	10	0,1	0,1	1	0,001	0,6	1,5	0,9	14,2	61,2	3,0	28,0	78,9	2,2
Среднее											17,1	65,9	4,2	37,2	75,4	1,8

В табл. 4.1 приведены показатели равномерности обработки пласта, сложенного тремя пачками, при расположении скважин в хорошо проницаемых пачках. Эффективность каскадного воздействия по критериям (4.47) и (4.48) приблизительно выражается в уменьшении площади необработанных участков на 70-80% и коэффициента вариации прироста влажности в 1,5...2,5 раза.

Моделирование нагнетания жидкости в угольный пласт, сложенный четырьмя и более пачками, показало, что качественные и количественные характеристики процесса при этом практически не отличаются от вариантов, рассмотренных выше. Это объясняется тем, что слабопроницаемая пачка, расположенная в середине, препятствует распространению потока жидкости в направлении, нормальном к напластованию. Единственным

заметным отличием картины распространения жидкости в многопачечном пласте от трехпачечного является более сложная конфигурация контура потока, не играющая однако в данном случае существенной роли.

В плоскости, параллельной напластованию, фильтрационная анизотропия определяется случайным разбросом значений коэффициента проницаемости [37], характеристиками систем трещин разной протяженности и зияния и наличием слабопроницаемых зон, размеры которых меньше размеров одновременно обрабатываемой области.

Площадь участков, проницаемость которых принимается постоянной (обозначим ее S_k), является величиной условной, зависящей от степени разброса проницаемости и размеров области. Характерный размер таких участков выбирался от 1 м до 10 м.

В соответствии с 4.3.3, моделированию подлежали варианты нагнетания жидкости через короткие и длинные скважины с различными режимами подачи жидкости. Длина и глубина герметизации коротких скважин принимались равными: $l_c = 10$ м; $l_r = 5...8$ м; длинных соответственно $l_c = 50...100$ м; $l_r = 15...20$ м. Наиболее простой случай – нагнетание через две скважины одним насосом в режиме постоянного давления. Результаты моделирования распространения жидкости в межскважинной зоне для этого режима приведены на рис. 4.10 и в табл. 4.2 (пунктиром показаны границы проектной зоны). Предполагалось, что распределение проницаемости симметрично относительно осей скважин.

Данные табл. 4.2 показывают, что на равномерность распределения жидкости оказывают существенное влияние степень разброса проницаемости и длина скважин. Заметна также следующая закономерность: при уменьшении размеров участков с постоянной проницаемостью распределение жидкости по пласту становится более равномерным. Следует ожидать наибольшей неравномерности распространения жидкости в пласте с резко выраженной зональностью фильтрационных характеристик, если размеры этих зон не превышают размеры одновременно обрабатываемой области.

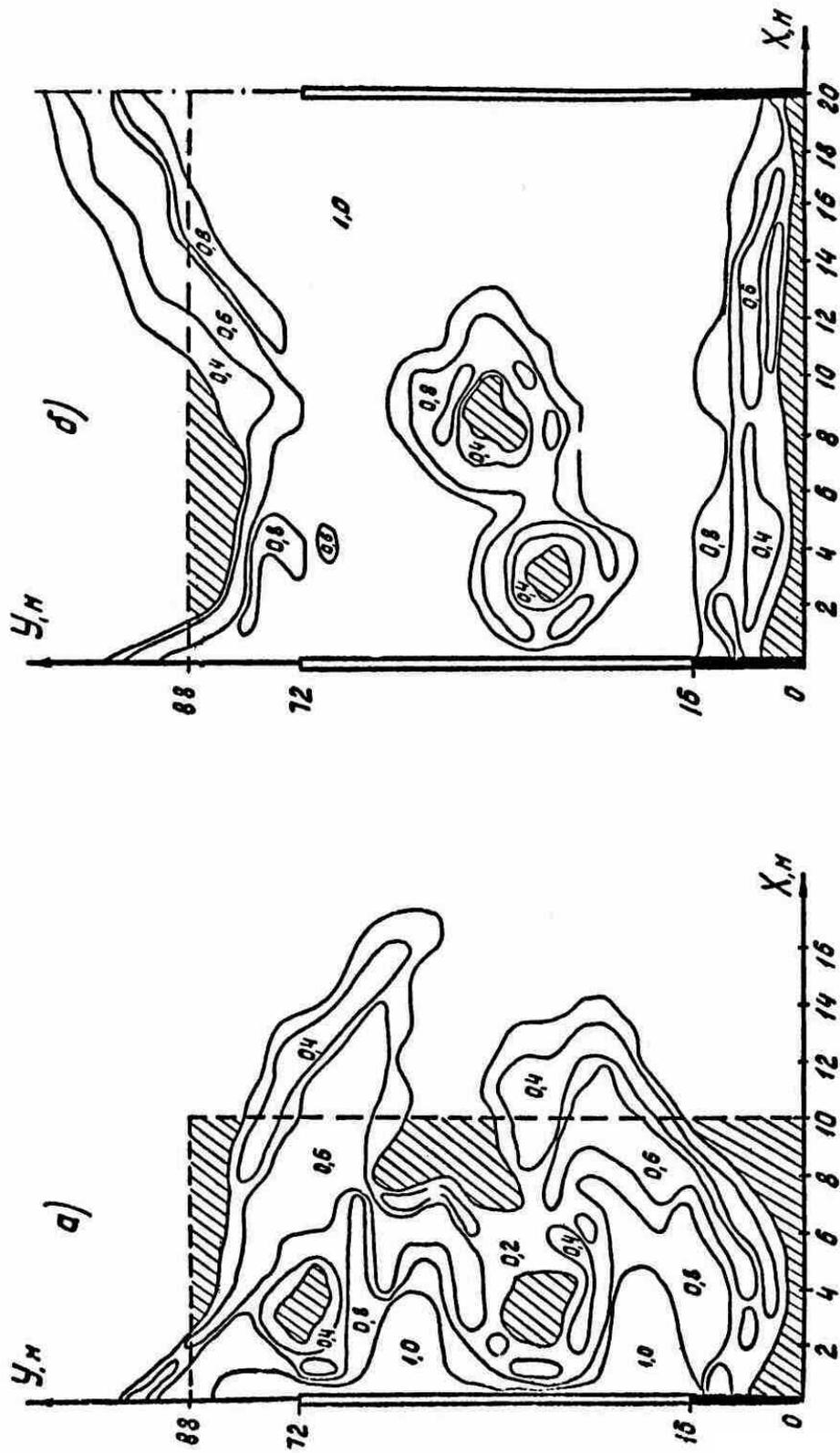


Рис. 4.10. Распределение прироста влажности при нагнетании через длинные скважины в режиме постоянной давления:

а) одиночная скважина; б) каскад скважин

Существенное влияние на эффективность каскадной обработки оказывают параметры воздействия. При каскадном нагнетании зоной эффективного взаимодействия потоков жидкости в плоскости пласта следует считать прямоугольник между фильтрующими частями двух соседних скважин. При нагнетании через длинные скважины эта зона занимает почти всю обрабатываемую область, при нагнетании через короткие – обычно не более половины.

Таблица 4.2

Равномерность обработки в плоскости пласта при нагнетании в режиме постоянного давления

№ варианта	Распределение проницаемости				Равномерность обработки				Эффективность каскадного способа	
	$k_{\min} \cdot 10^{16}$ м ²	$k_{\max} \cdot 10^{16}$ м ²	$V_R, \%$	$S_H,$ м ²	$V, \%$	$V_R^0, \%$	$V, \%$	$V_R^k, \%$	$\mathcal{E}_S, \%$	\mathcal{E}_V
Длинные скважины										
1	2,0	54,0	42,3	42	13,3	48,4	4,3	26,5	67,6	1,8
2	0,4	9,0	50,3	16	16,6	60,9	7,2	28,9	56,5	2,1
3	0,1	65,0	70,6	80	17,8	62,3	6,9	30,2	60,2	2,1
4	0,4	53,0	76,3	12	14,8	59,6	5,5	32,5	62,7	1,8
5	1,0	54,0	81,8	20	18,1	63,2	6,6	34,4	63,5	1,8
6	0,3	39,0	82,6	64	19,1	56,5	7,3	33,8	61,8	1,6
7	0,5	32,0	86,1	60	17,4	60,0	7,9	35,8	54,6	1,7
8	0,02	86,0	96,5	64	19,6	66,3	8,4	34,2	57,1	1,9
9	0,02	143,0	108,6	80	22,6	70,3	11,8	45,0	47,7	1,6
10	0,03	162,0	112,3	40	23,7	64,1	9,7	31,6	59,0	2,0
Среднее					18,3	60,6	7,6	34,4	58,5	1,8
Короткие скважины										
1	2,0	117,0	63,5	4,5	24,2	80,1	11,3	62,0	53,2	1,3
2	1,0	62,0	76,7	4,0	21,8	66,4	9,1	35,3	58,2	1,9
3	0,1	78,0	81,9	8,0	27,6	80,8	10,0	47,5	63,8	1,7
4	2,0	74,0	92,0	6,0	25,2	74,9	13,8	45,0	45,4	1,7
5	0,001	54,0	114,6	7,5	34,4	78,7	16,2	48,3	52,9	1,6
Средняя					26,6	76,2	12,1	47,6	54,6	1,6

Это, а также большее время обработки через длинные скважины приводит к тому, что и при каскадной обработке длинные скважины остаются предпочтительнее коротких с точки зрения равномерности распределения жидкости по пласту.

Другими параметрами, влияющими на результат обработки, являются давление и темп нагнетания. При нагнетании с постоянным, одинаковым для всех скважин каскада, давлением темп подачи жидкости в каждую скважину различен по причине различной приемистости пласта вокруг скважин.

В варианте, изображенном на рис. 4.10б, в скважину, работающую с более высоким темпом, было закачено количество жидкости, превышающее проектный объем; это явилось одной из причин неравномерности обработки. Поэтому при каскадном нагнетании необходимо контролировать и регулировать количество жидкости, подаваемое в каждую скважину. С целью проверки эффективности технологии с индивидуальной подачей жидкости в каждую скважину были промоделированы варианты из табл. 4.2 с контролируемым темпом, а также одинаковым темпом для обеих скважин. Соотношение между темпом и давлением, согласно условию (4.6), задавалось в виде:

$$P_H = -aq + P_{\max}; (P_H \geq P_{\text{нач}}) \quad (4.49)$$

где $P_{\text{нач}}$ и P_{\max} – соответственно начальное и максимальное значения давления;

a – константа.

Результаты моделирования для длинных скважин – на рис. 4.11 (с распределением проницаемости, соответствующим области на рис. 4.10) и приведены в табл. 4.3 (q_1 и q_2 – соответственно темп подачи жидкости в первую и вторую скважины).

Поскольку при нагнетании через короткие скважины из забоя очистной или подготовительной выработки имеет место частичное перекрытие зон обработки от скважин двух последовательных циклов, представляет интерес моделирование нескольких циклов нагнетания.

На рис. 4.12, 4.13 показано распределение прироста влажности после трех циклов нагнетания через одиночные скважины и каскад с одинаковым темпом.

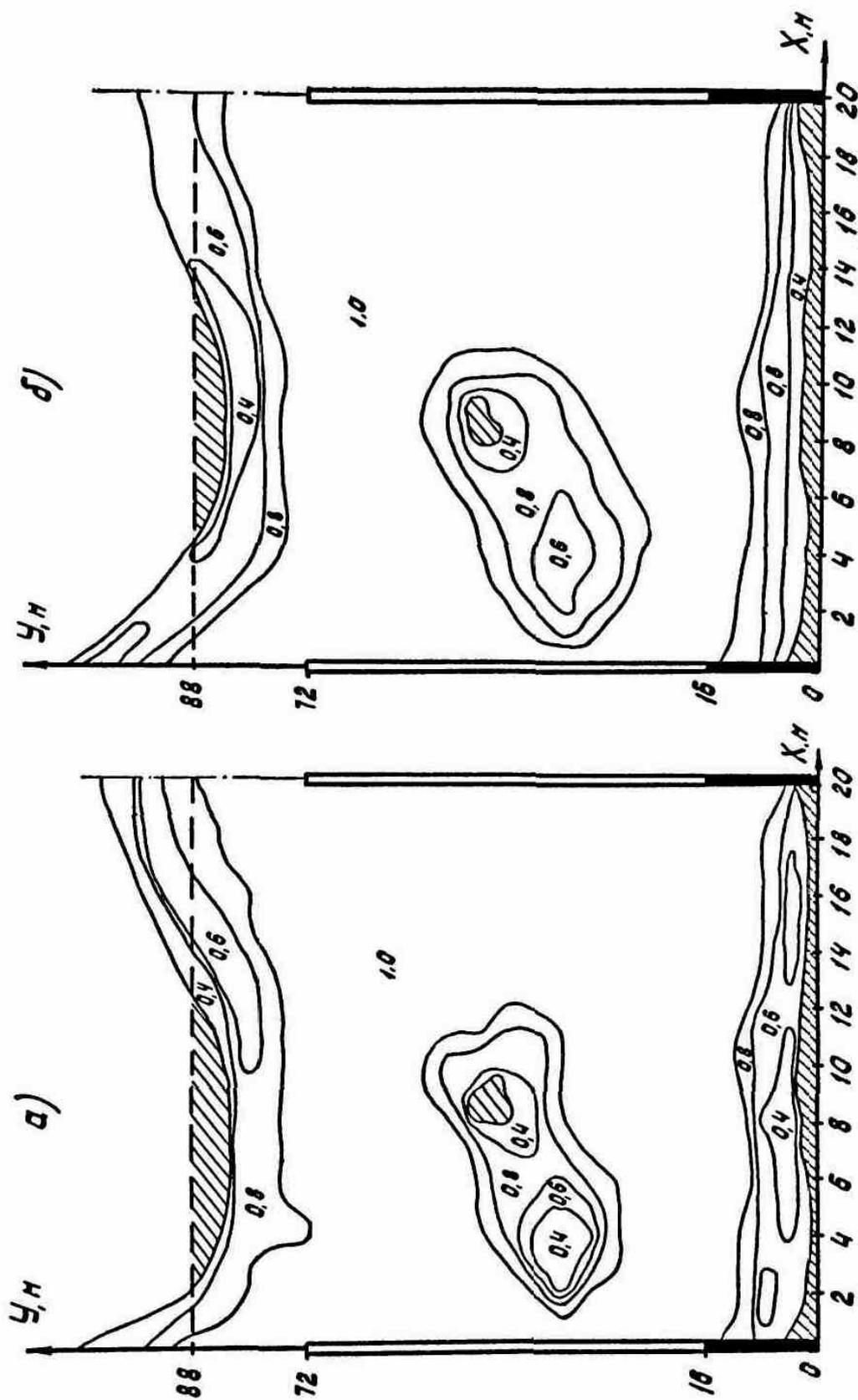


Рис. 4.11. Распределение влажности при каскадном нагнетании через длинные скважины с индивидуальной подачей жидкости:

а) с контролируемым темпом; б) с одинаковым темпом

Таблица 4.3

Равномерность обработки в плоскости пласта при нагнетании
с контролируемым и регулируемым темпом

№ вариан- та	Равномерность обработки				Эффективность по сравнению с одиночной скважиной			
	$q_1 \neq q_2$		$q_1 = q_2$		$q_1 \neq q_2$		$q_1 = q_2$	
	$V, \%$	$V_R^0, \%$	$V, \%$	$V_R^k, \%$	$\mathcal{E}_S, \%$	$\mathcal{E}_V, \%$	$\mathcal{E}_S, \%$	\mathcal{E}_V
Длинные скважины								
1	4,2	27,3	3,0	24,3	68,4	1,8	77,5	2,0
2	4,8	31,2	2,2	25,7	71,0	1,9	86,7	2,4
3	5,1	30,5	2,3	24,8	71,3	2,0	87,0	2,5
4	3,4	25,1	2,6	22,2	77,1	2,4	82,4	2,7
5	4,3	30,2	2,9	25,3	76,2	2,1	84,0	2,5
6	6,3	30,6	4,6	28,1	67,0	1,8	75,8	2,0
7	4,5	31,4	4,1	26,2	74,1	1,9	76,4	2,3
8	4,4	33,0	2,3	28,0	77,4	2,0	88,4	2,3
9	8,5	42,6	4,2	35,8	62,3	1,6	81,4	2,0
10	8,1	40,1	3,8	31,3	65,7	1,6	83,9	2,0
Ср. знач.	5,4	32,2	3,2	27,1	70,5	1,9	82,6	2,2
Короткие скважины								
1	9,5	46,2	7,0	40,3	60,7	1,7	71,0	2,0
2	6,7	40,3	5,3	36,2	69,2	1,6	75,6	1,9
3	8,9	44,0	6,1	35,5	67,7	1,8	77,8	2,3
4	10,7	45,8	7,5	41,6	57,5	1,6	70,2	1,8
5	12,3	50,1	8,4	47,0	64,2	1,6	75,5	1,7
Ср. знач.	9,6	45,3	6,9	40,1	63,8	1,7	74,1	1,9

Усредненные показатели равномерности обработки и эффективности каскадного нагнетания по всем вариантам сведены в табл. 4.4. Совместный анализ таблиц 4.2, 4.3, 4.4 показывает, что нагнетание с индивидуальной подачей жидкости существенно повышает эффективность каскадной обработки по обоим критериям, причем наибольшая равномерность достигается при нагнетании с одинаковым темпом для всех скважин каскада.

В исследуемых вариантах для длинных скважин удалось добиться снижения необработанной площади по сравнению с нагнетанием с одинаковым давлением в среднем на 57,9%, по

сравнению с индивидуальной подачей жидкости – на 40,8%; коэффициент вариации прироста влажности уменьшился соответственно на 26,9% и на 18,9%. Для коротких скважин значения соответствующих показателей составили 43,0% и 28,1% по необработанной площади, 18,7% и 13,0% по коэффициенту вариации. Во всех режимах применение длинных скважин по обоим показателям на 35-50% эффективнее коротких.

Таблица 4.4

Усредненные показатели равномерности обработки и эффективности каскадного нагнетания

Схема, режим	Равномерность обработки, %		Эффективность каскадного нагнетания	
	$v, \%$	$V_R, \%$	$\mathcal{E}_S, \%$	\mathcal{E}_V
Длинные скважины				
а) одиночная	18,3	60,6	-	-
б) каскад $P_1 = P_2$	7,6	34,4	58,5	1,8
$P_1 \neq P_2; q_1 \neq q_2$	5,4	32,2	70,5	1,9
$q_1 = q_2$	3,2	27,1	82,6	2,2
Короткие скважины				
а) одиночная	26,6	76,2	-	-
б) каскад $P_1 = P_2$	12,1	47,6	54,6	1,6
$P_1 \neq P_2; q_1 \neq q_2$	9,6	45,3	63,8	1,7
$q_1 = q_2$	6,9	40,1	74,1	1,9

Одной из причин, снижающих эффективность каскадной обработки, является меньшее гидравлическое сопротивление участков пласта, лежащих вне зоны взаимодействия скважин, по сравнению с межскважинной областью. Это обусловлено как гидравлическим противодействием встречных потоков на хорошо проницаемых участках, так и наличием слабопроницаемых зон больших размеров, расположенных между скважинами.

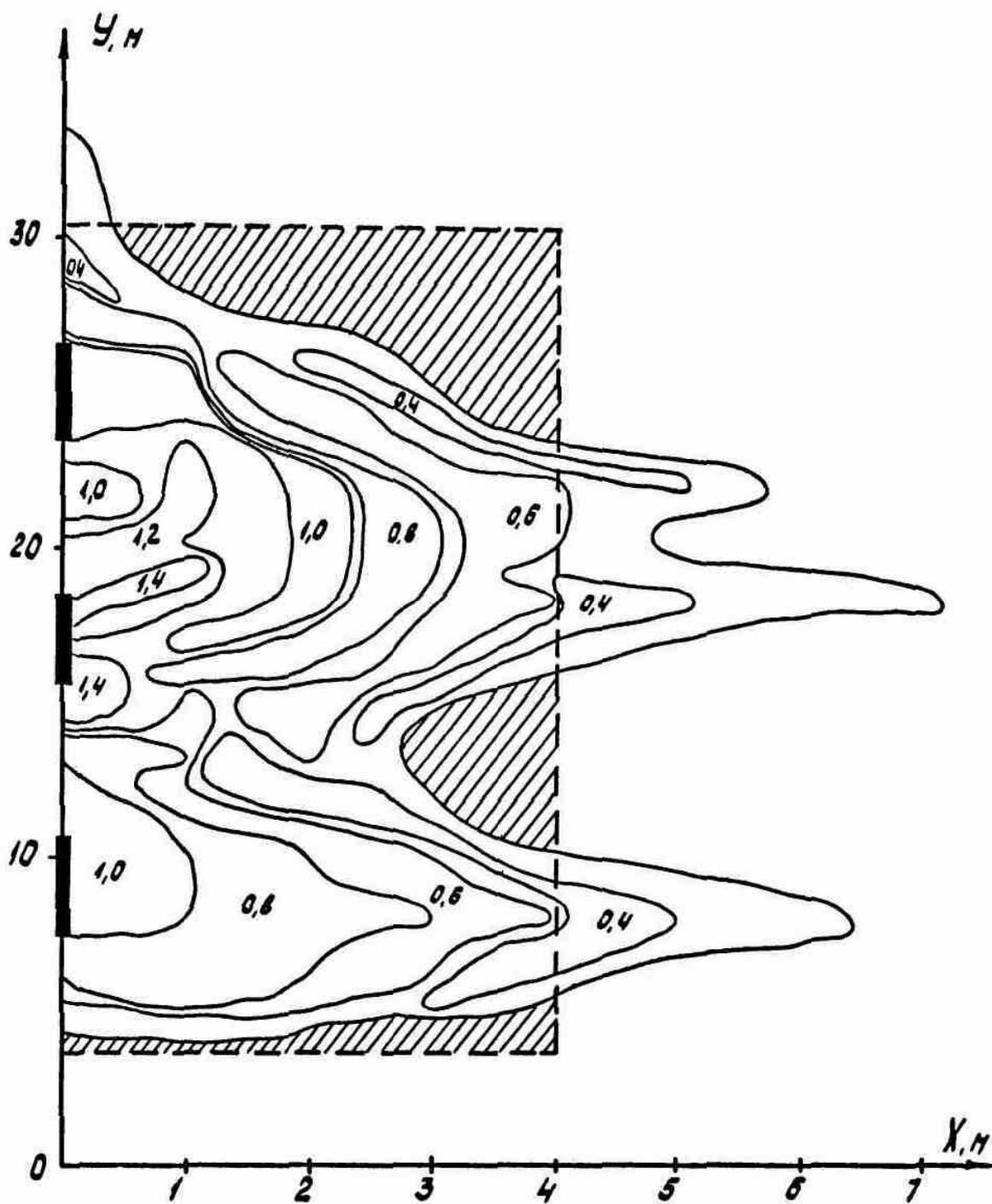


Рис. 4.12. Распределение прироста влажности после трех циклов нагнетания

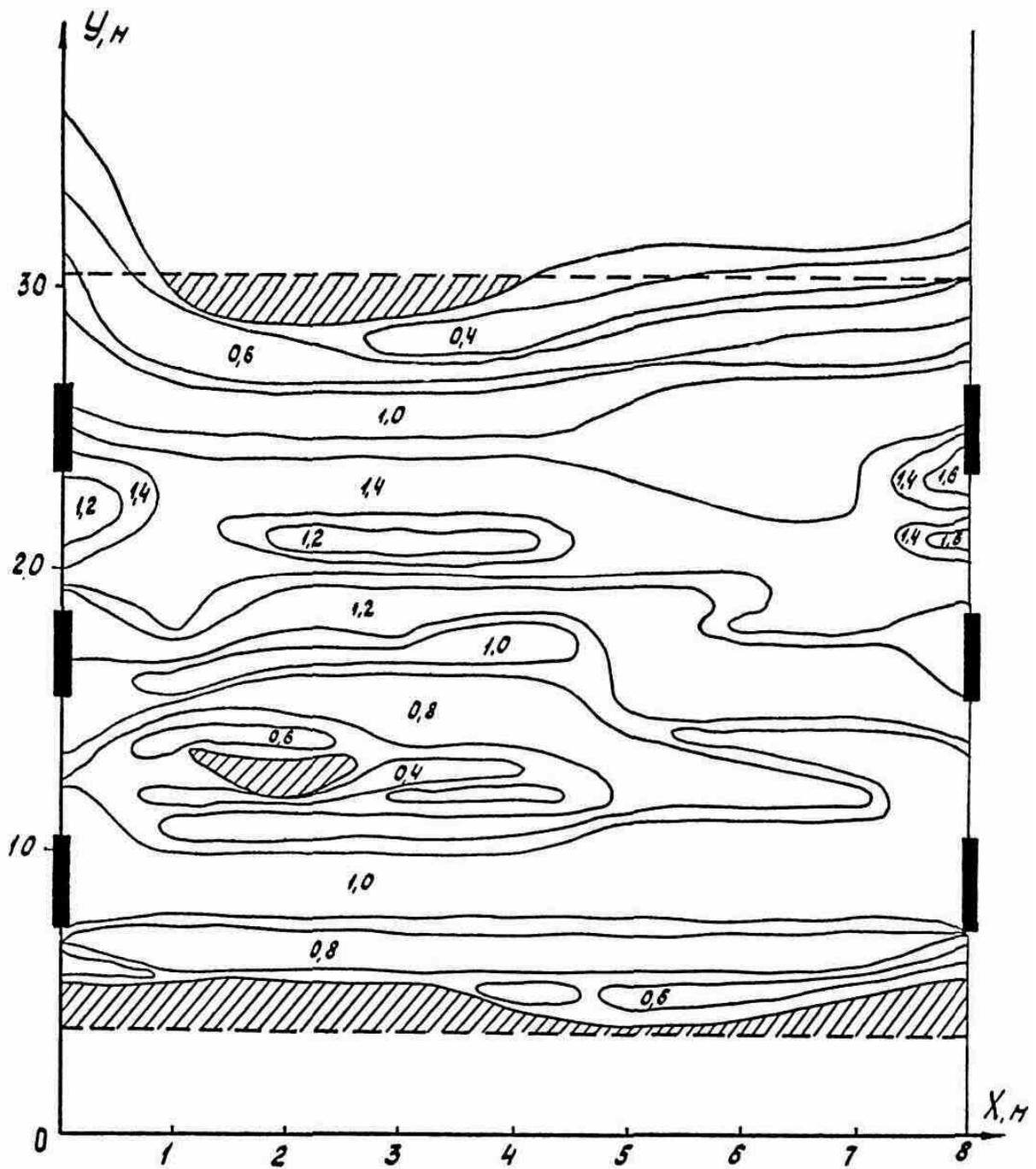


Рис. 4.13. Распределение жидкости при каскадном нагнетании через короткие скважины с одинаковым темпом

На рис. 4.14 показано распределение прироста влажности при нагнетании через две скважины с одинаковым темпом, полученное с учетом движения большей части жидкости в стороны от межскважинной области. Пунктиром показаны границы слабо проницаемой области и проектной зоны обработки.

Необработанная площадь и коэффициент вариации прироста влажности составили 11,6% и 54,8%, что выше соответствующих значений, полученных без учета преимущественного оттока жидкости за пределы обрабатываемой зоны. Снижение эффективности каскадной обработки в данном случае происходит и потому, что в части проектной области, лежащей за пределами межскважинной зоны, взаимодействие потоков отсутствует; равномерность обработки этих участков практически такая же, как и при нагнетании через одиночную скважину.

Для повышения эффективности каскадного нагнетания число одновременно работающих скважин может быть увеличено. Использование для этой цели трех (рис. 4.15) и четырех скважин позволило уменьшить необработанную площадь до 7,2% и 3,9% соответственно, коэффициент вариации прироста, влажности – до 36,8% и 31,3%, то есть вплотную приблизиться к показателям табл. 4.3, 4.4. Увеличение числа скважин позволяет добиться повышения равномерности обработки и в плоскости, перпендикулярной напластованию.

Увеличение равномерности обработки участков пласта, лежащих между группами, может быть обеспечено перекрытием зон влияния крайних скважин. В зависимости от степени анизотропности массива это расстояние следует уменьшать в 1,5...2 раза. Недостатком этого является увеличение объема работ по бурению и герметизации скважин и времени обработки.

В связи с ростом количества оборудования при увеличении числа скважин в каскаде и объема работ при уменьшении расстояния между группами возникает задача совершенствования технологии и параметров каскадного нагнетания с целью достижения высокой равномерности обработки без существенного увеличения материальных затрат и трудоемкости гидродинамического воздействия.

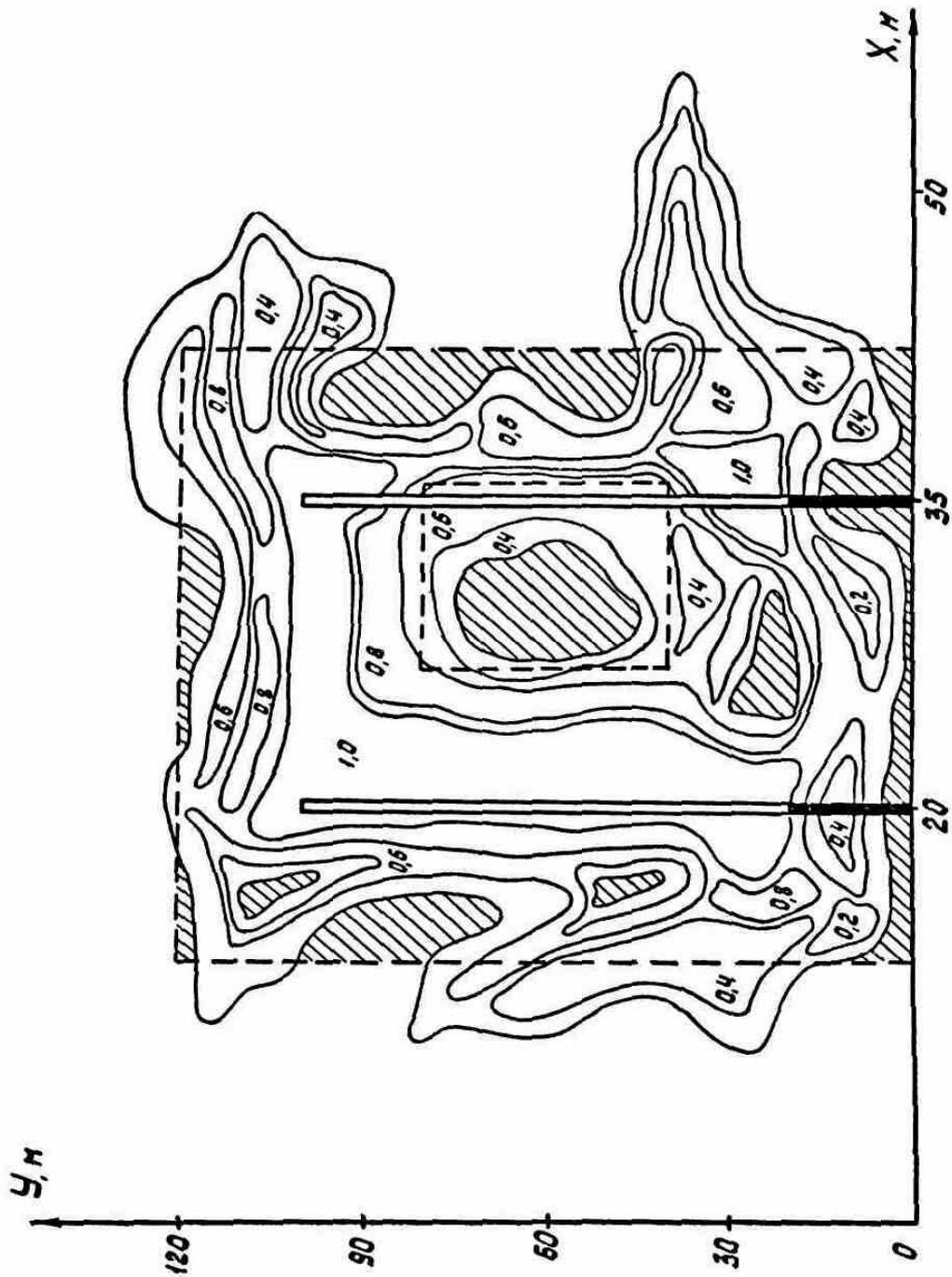


Рис 4.14. Распределение прироста влажности при каскадном нагнетании через две скважины с одинаковым темпом

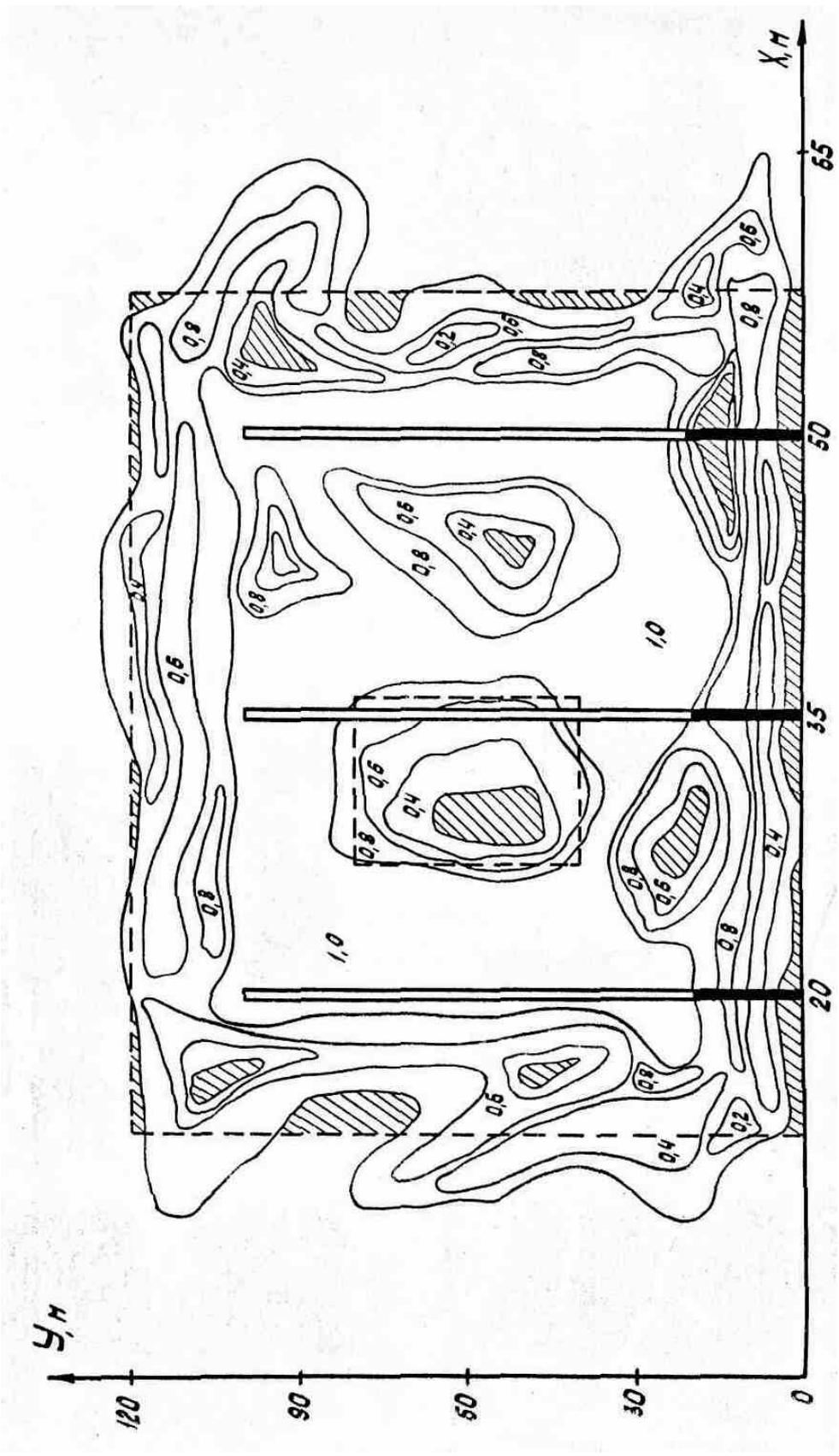


Рис. 4.15. Распределение прироста влажности при каскадном нагнетании
через три скважины с одинаковым темпом

Проведенные исследования процесса распространения жидкости при нагнетании в угольный пласт через каскад скважин позволили сделать вывод о целесообразности использования этого способа для повышения равномерности обработки массива. Моделирование показало, что каскадное воздействие на пласт приводит к снижению площади необработанных участков в проектной зоне на 50-80%, коэффициента вариаций прироста влажности – в 1,5...2 раза в зависимости от горно-геологических условий, технологической схемы и режима нагнетания. Установлено, что каскадное нагнетание через длинные скважины по обоим показателям на 36...50% эффективнее, чем через короткие. Нагнетание с одинаковым для всех скважин каскада темпом позволяет уменьшить необработанную площадь на 40...60%, а коэффициент вариаций прироста влажности – на 18...27% по сравнению с режимом одинакового давления. При локальных способах воздействия целесообразно с целью экономии времени располагать скважины в наиболее проницаемой пачке угольного пласта.

Повышение эффективности каскадной обработки во всех случаях достигается увеличением количества скважин и расстояния между группами. С другой стороны, это приводит к росту объема бурения и герметизации, количества оборудования, сложности управления процессом. Это определяет необходимость разработки технологии и параметров каскадного нагнетания, обеспечивающих высокую равномерность обработки при небольших трудовых и материальных затратах на проведение воздействия.

4.3.6 Параметры каскадного способа гидравлического воздействия на угольный пласт

Исследование равномерности обработки угольного массива при нагнетании жидкости через каскад скважин показало целесообразность использования способа для повышения эффективности гидравлического воздействия на пласт. Разработка практических рекомендаций по его применению должна включать в определение следующих составных частей: схема расположения скважин, технология и параметры нагнетания, необходимое оборудование, область применения.

Каскадная обработка не требует принципиально новых схем расположения скважин. Согласно результатам исследования эффективности способа, равномерность распределения жидкости по пласту тем выше, чем больше длина скважин. Очевидно, что предпочтение следует отдавать параллельному расположению скважин, поскольку в другом случае создаются менее благоприятные условия для взаимодействия потоков жидкости.

Эффективная и экономичная технология каскадного нагнетания должна обеспечивать гидродинамическое противодействие оттоку жидкости за пределы обрабатываемой зоны. Как показало моделирование ряда вариантов, этого можно достигнуть применением вспомогательных скважин. При известном расположении слабопроницаемой области, в частности, при обнаружении методами прогноза выбросоопасной зоны с размерами, не превышающими расстояния между скважинами, нагнетание производится через четыре скважины, две из которых, оконтуривающие данную зону, являются нагнетательными, две другие, пробуренные слева и справа от нагнетательных, – вспомогательными, осуществляющими гидродинамическое противодействие (рис. 4.16а). Подача жидкости в нагнетательные скважины осуществляется с одинаковым темпом; на вспомогательных скважинах достаточно поддерживать давление, приблизительно равное давлению на соседних нагнетательных. Расстояние между вспомогательной и нагнетательной скважинами должно быть равно радиусу эффективного влияния последней для обеспечения необходимого противодействия.

При отсутствии данных о зонах пониженной проницаемости в глубине массива каскадная обработка производится с одной вспомогательной скважиной, расположенной со стороны обработанной области (рис. 4.16б). После закачки в первую нагнетательную скважину проектного количества жидкости вспомогательная скважина отключается, первая нагнетательная становится вспомогательной, и подключается новая нагнетательная скважина. Темп подачи жидкости в нагнетательные скважины должен соответствовать естественной приемистости пласта при обеспечении проектного расхода на каждую скважину.

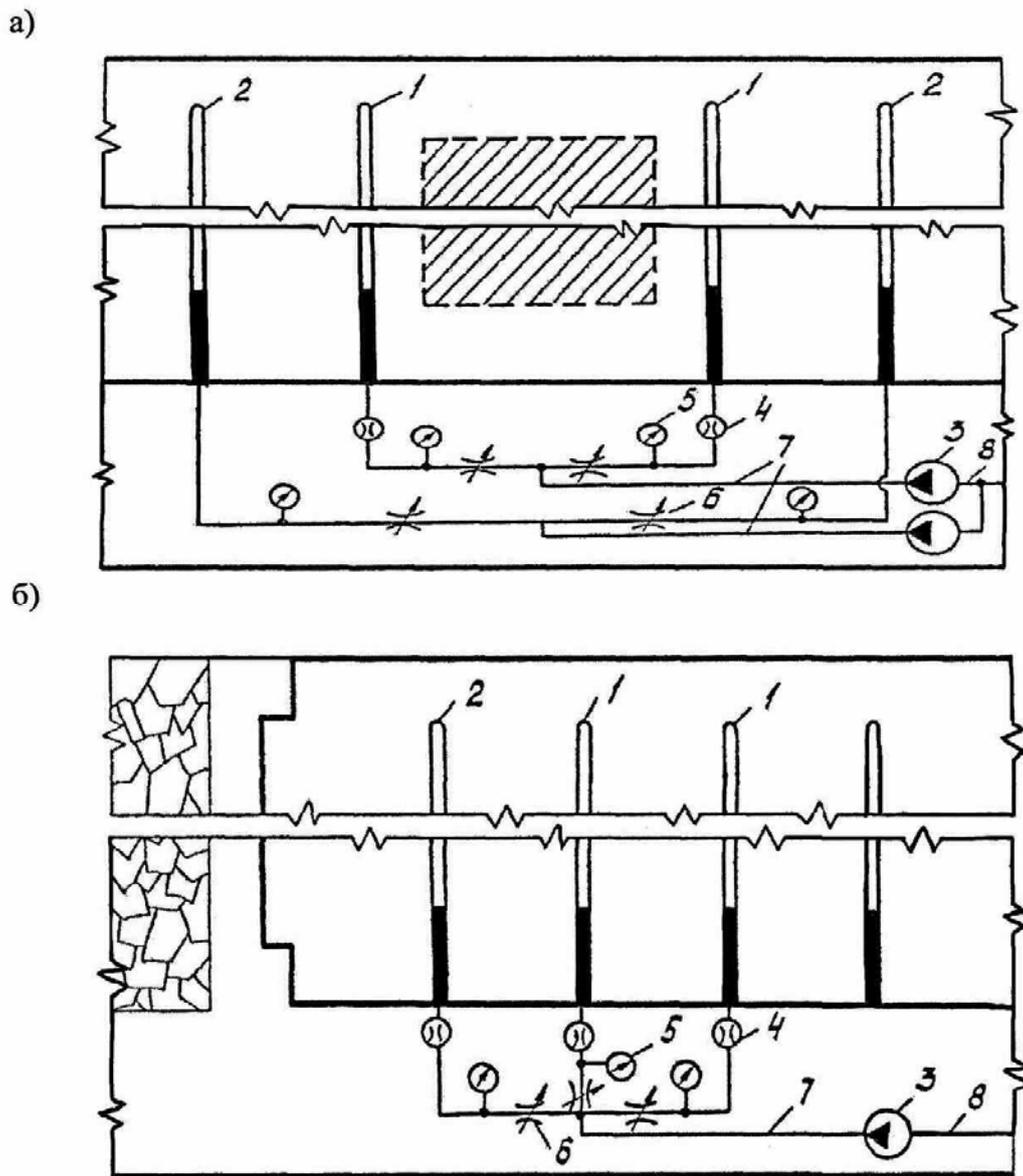


Рис. 4.16. Технологические схемы каскадного нагнетания со вспомогательными скважинами:

а) при известном расположении слабопроницаемой области;
 б) по непрерывной технологии

- | | |
|------------------------------|-------------------------------|
| 1 – нагнетательные скважины; | 2 – вспомогательные скважины; |
| 3 – насосная установка; | 4 – счетчик-расходомер; |
| 5 – манометр; | 6 – дроссель регулируемый; |
| 7 – рукав высоконапорный; | 8 – участковый водопровод. |

Такая технология позволяет осуществлять обработку всего массива в условиях эффективного взаимодействия потоков.

В дальнейшем нагнетание жидкости через каскад скважин, осуществляемое по обычной, ранее описанной технологии, будем называть раздельно-групповой обработкой, а по технологии со вспомогательной скважиной – непрерывной обработкой.

С целью определения эффективности непрерывной технологии по повышению равномерности обработки было промоделировано непрерывное каскадное нагнетание через пять скважин в области, соответствующей рис. 4.14, 4.15.

Результаты показали существенное повышение равномерности обработки (рис. 4.17) по сравнению с обработкой через три скважины: площадь необработанных участков уменьшилась с 7,2% до 3,1%, коэффициент вариации прироста влажности – с 36,8% до 28,6%, что приблизительно соответствует средним показателям, полученным для каскадной обработки в межскважинной зоне (табл. 4.3, 4.4). Это позволяет рекомендовать для практического применения технологию непрерывной каскадной обработки как наиболее эффективную и экономичную. На рис. 4.18 показана динамика работы скважин №№ 2–5 при непрерывной обработке. Видно, что количество жидкости, подаваемое в скважины, когда они работают как вспомогательные (показано штриховкой), пренебрежимо мало по сравнению с проектным объемом. Отсюда следует, что причиной повышения равномерности обработки в данном случае является не излишнее количество закачанной жидкости, а более эффективное взаимодействие потоков.

Параметры каскадной обработки включают в себя параметры схемы расположения скважин (длинных и коротких) и параметры нагнетания по раздельно-групповой и непрерывной технологии.

К параметрам схемы расположения скважин относятся: длина, диаметр и глубина герметизации скважин, расстояние между скважинами, расстояние между группами скважин и количество скважин в группе при раздельно-групповой обработке, минимальное расстояние от забоя лавы до места ведения работ по нагнетанию (для скважин, параллельных линии очистного забоя), неснижаемое опережение обработанной зоны при локальных способах воздействия.

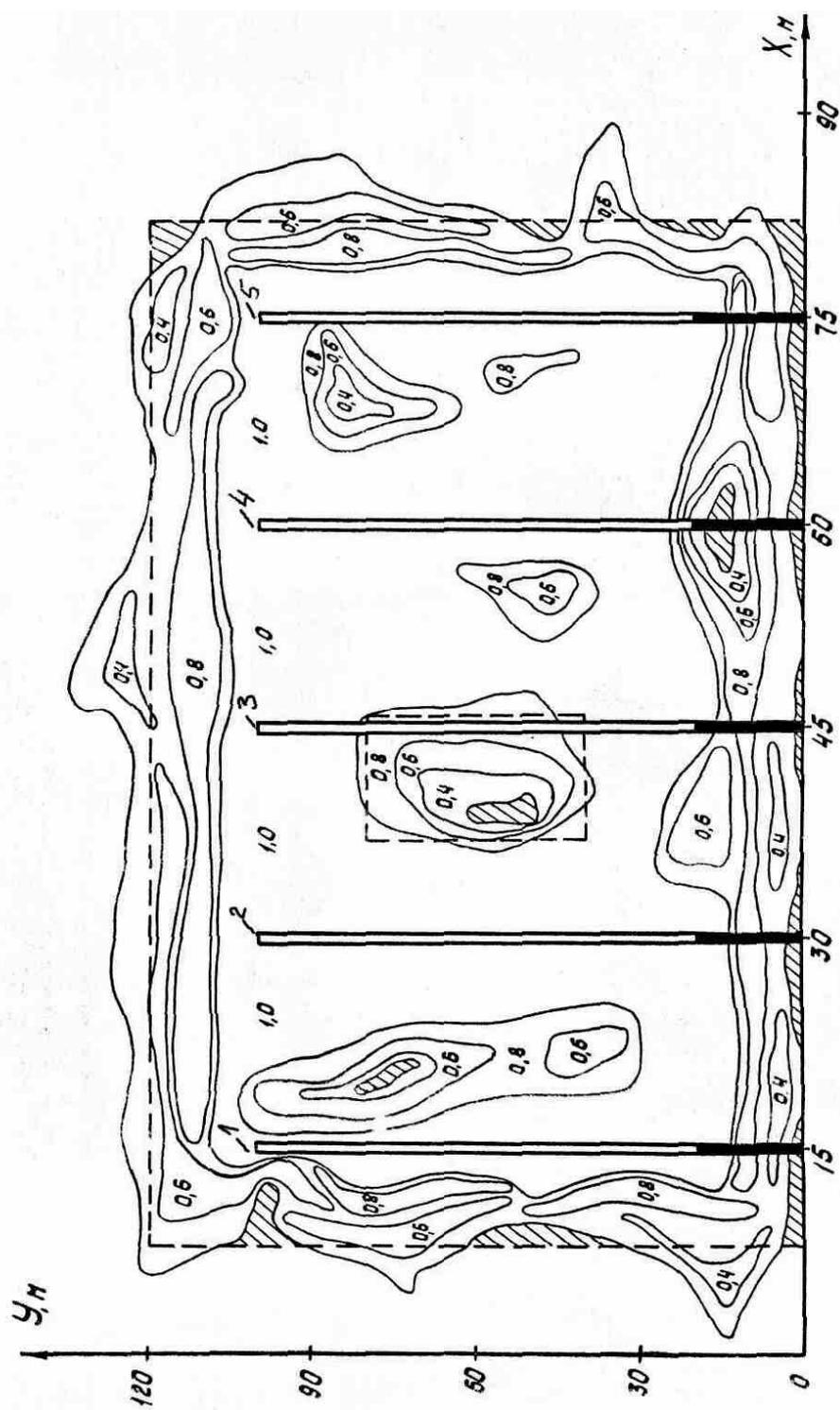


Рис. 4.17. Распределение прироста влажности при непрерывном каскадном

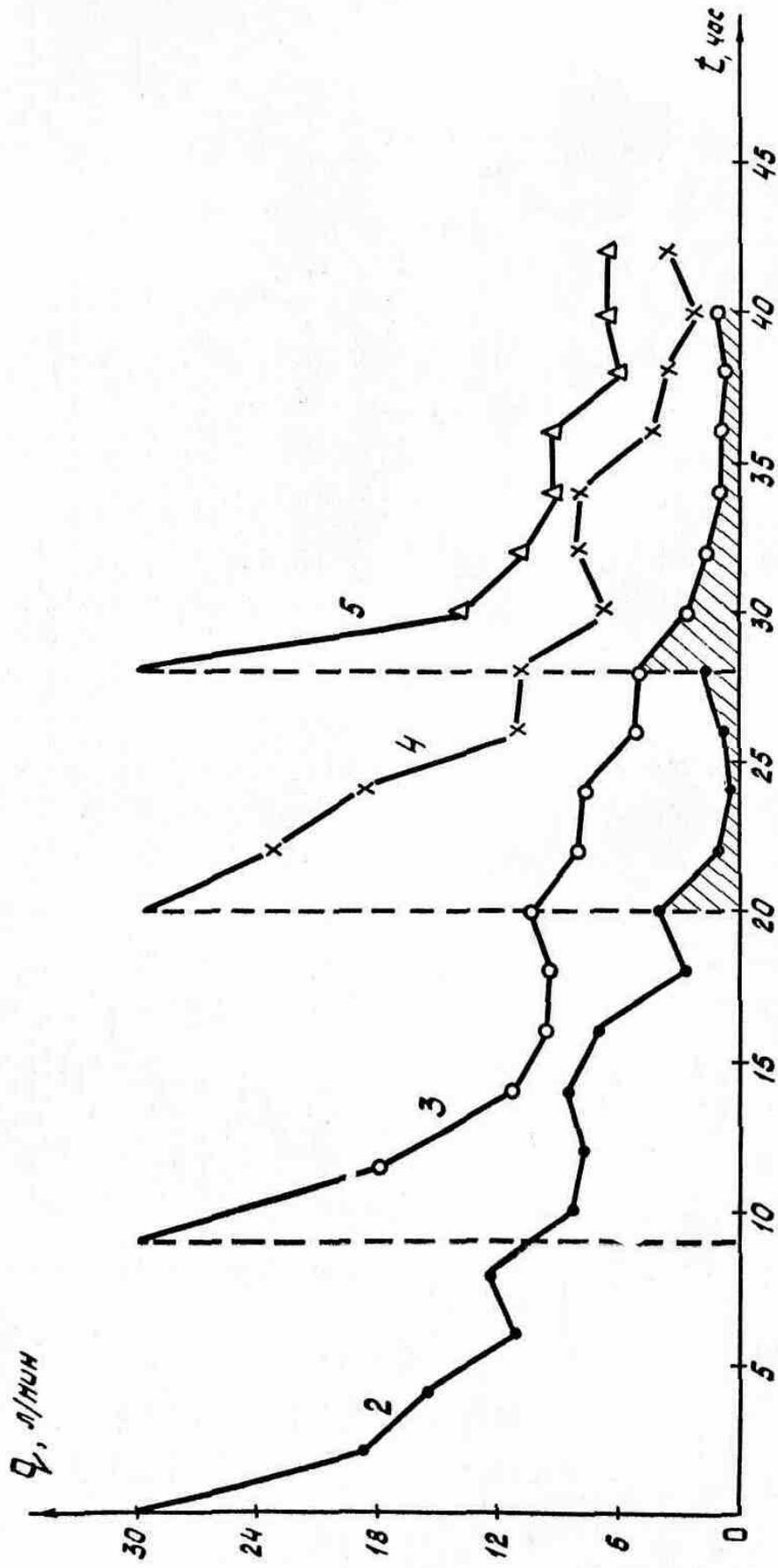


Рис. 4.18. Графики изменения темпа нагнетания во времени при непрерывной

К параметрам нагнетания относятся: расход жидкости на одну скважину, давление, темп и время нагнетания.

При каскадной обработке длина и диаметр скважин, расстояние между скважинами, неснижаемое опережение, расход жидкости на скважину и давление нагнетания могут приниматься такими же, как и для существующего способа нагнетания [4, 5, 19].

Исследование распространения жидкости при нагнетании через одиночную скважину и каскад показало, что глубина герметизации в обоих случаях может приниматься одинаковой (рис. 4.10–4.13). При непрерывном каскадном нагнетании глубина герметизации должна быть увеличена в 1,2...1,3 раза только в том случае, если не удастся обеспечить пренебрежимо малый темп нагнетания во вспомогательные скважины, для предотвращения утечек жидкости из массива в выработку, снижающих эффективность гидродинамического противодействия.

На основании рекомендаций [70, 71] для существующих способов глубина герметизации длинных скважин принимается в пределах $l_G = 10...20$ м, расстояние между скважинами $L_{M.C} = 10...30$ м. При этом должно выполняться соотношение [70]:

$$l_G \geq 0,6 \cdot L_{M.C}, \quad (4.50)$$

что, как показывают и результаты моделирования, обеспечивает отсутствие значительных утечек жидкости из массива в подготовительную выработку.

Расстояние между группами скважин при отдельно-групповой обработке рекомендуется выбирать в 1,5...2 раза меньшим, чем расстояние между скважинами в группе.

Количество скважин в группе при использовании одной насосной установки [37]:

$$N_C \leq \frac{q_H}{q_{\max}}, \quad (4.51)$$

где q_H – максимальная производительность насосной установки, л/мин;

q_{\max} – максимальный темп нагнетания в одну скважину, л/мин,

Минимальное расстояние от забоя лавы до ближайшей работающей скважины в момент начала ее бурения при раздельно-групповой обработке

$$L_{з.р-г} = L_{м.с} + (T_{б.г} + T_{гр})V_l, \text{ м} \quad (4.52)$$

При непрерывной обработке определяется расстояние до первой скважины

$$L_{з.непр.} = L_{м.с} + (T_{б.г} + 1,5T_H)V_l, \text{ м} \quad (4.53)$$

и на протяжении всей обрабатываемой области должно выполняться условие

$$V_l \leq \frac{L_{м.с}}{1,5T_H} \quad (4.54)$$

Здесь $T_{б.г}$ – время бурения и герметизации, сут.;

$T_{гр}$ – время обработки массива через группу скважин, включающую данную, сут.;

T_H – время нагнетания в нагнетательную скважину, сут.;

V_l – скорость подвигания лавы, м/сут.

Темп и связанное с ним время нагнетания при обработке через одиночную скважину и каскад различны, как показывают результаты моделирования. Поскольку жидкость при взаимодействии потоков движется в слабопроницаемые области, давление на скважинах, включенных в каскад, повышается, либо, при поддержании давления постоянным снижается темп и увеличивается время нагнетания. На рис. 4.19а приведены усредненные по всем вариантам графики изменения во времени давления (сплошная линия) и темпа (пунктирная линия) нагнетания через длинные скважины без регулировки давления, на рис. 4.19б – темп нагнетания в скважины каскада при условии, что давление поддерживается на уровне, не превышающем давления на одиночной скважине. Превышение давления на скважинах каскада

над давлением на одиночной скважине составляет в среднем, за все время нагнетания 20...30%. Ограничение давления приводит к уменьшению темпа и увеличению времени нагнетания в 1,2...1,3 раза.

Поскольку получить аналитические зависимости для темпа и времени нагнетания при каскадной обработке невозможно в силу сложного и неупорядоченного характера движения потоков жидкости, определим указанные параметры для одиночной скважины, затем скорректируем их в соответствии с результатами моделирования. При этом необходимо учитывать, что темп нагнетания через длинные скважины является величиной переменной, существенно зависящей от времени (рис. 4.19). Поэтому для определения указанных параметров воспользуемся следующей методикой [64].

Общее количество жидкости, поданное в скважину за время T , можно определить как

$$Q = \int_0^T q(t) dt, \quad (4.55)$$

где q – темп нагнетания;

t – текущее время.

С другой стороны, Q есть расход жидкости на скважину, значение которого известно. Тогда из (4.56), (4.57) получим выражение для времени нагнетания.

Многие авторы, исследуя движение жидкости в угольном пласте, предполагают, что в силу малой мощности пласта по сравнению с расстоянием между скважинами поток можно считать одномерным [63, 79]. При данном предположении зависимость темпа нагнетания от времени при постоянном давлении на скважине выражается следующей формулой [64]:

$$q = l_{\phi} m \sqrt{2n_{\varepsilon} \frac{k}{\mu} (P_H - P_r)} \frac{1}{\sqrt{t}}, \quad (4.56)$$

где l_{ϕ} – длина фильтрующей части скважины.

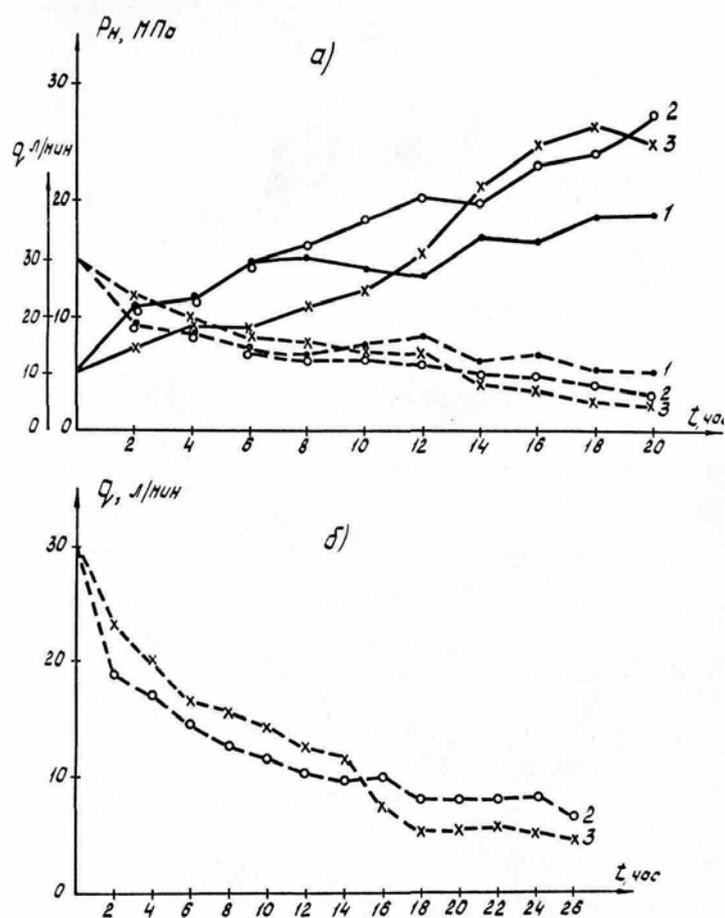


Рис. 4.19. Графики изменения давления и темпа нагнетания во времени для одиночной скважины (1) и каскада (2,3):
 а) без ограничения давления;
 б) с ограничением давления.

Тогда

$$Q = l_{\phi} m \sqrt{2n_{\text{Э}} \frac{k}{\mu} (P_H - P_{\Gamma})} \int_0^{T_H} \frac{dt}{\sqrt{t}} = 2l_{\phi} m \sqrt{2n_{\text{Э}} \frac{k}{\mu} (P_H - P_{\Gamma}) T_H} \quad (4.57)$$

Отсюда время нагнетания после согласования размерностей

$$T_H = 2,8 \cdot 10^{-10} \frac{Q^2 \mu}{8l_{\phi}^2 m^2 n_{\text{Э}} \cdot \mu (P_H - P_{\Gamma})}, \text{ час} \quad (4.58)$$

Соответственно темп нагнетания

$$q = 10^6 l_{\phi} m \sqrt{2n_{\varepsilon} \frac{k}{\mu} (P_H - P_r)} \frac{1}{\sqrt{t}}, \text{ л/мин} \quad (4.59)$$

Предположение об одномерности потока жидкости от скважины можно считать справедливым только для тонких пластов с небольшим коэффициентом фильтрационной анизотропии. На самом деле, поток от скважины является радиально-одномерным [64], то есть до момента достижения жидкостью кровли и почвы пласта вертикальное сечение потока с некоторой идеализацией представляет собой эллипс [60,64], затем, с течением времени, приближается к прямоугольнику (рис. 4.20). В работе [64] получена формула для темпа нагнетания в предположении радиально-одномерного характера движения жидкости от скважины и изотропности фильтрационных свойств пласта. С учетом анизотропии радиальная часть потока описывается следующим образом:

$$q_p = l_{\phi} \frac{2\pi \sqrt{k_x k_z} (P_H - P)}{\mu \ln \left(\frac{2r}{d_c} \sqrt{\frac{k_x}{k_z}} \right)}, \quad (4.60)$$

где k_x, k_z – коэффициенты проницаемости соответственно вдоль и вкrest напластования;

P – давление жидкости на расстояний r от скважины;

d_c – диаметр скважины.

Можно принять, что, начиная с некоторого расстояния a от скважины (рис. 4.20), поток жидкости является одномерным.

Величину a определим из условия равенства площадей:

$$S_1 = 2S_2$$

Тогда

$$a \approx \frac{m}{2\sqrt{3}}. \quad (4.61)$$

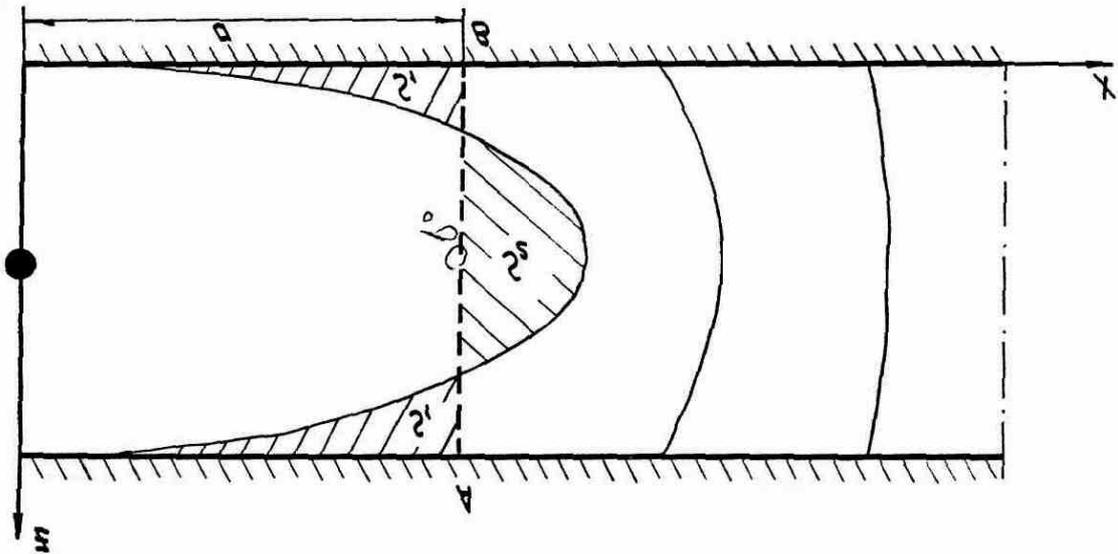


Рис. 4.20. К расчету темпа нагнетания для радиально-одномерного потока жидкости

Считая, что в сечении AB давление равно P_0 , подставляя в (4.57) P_0 вместо P_H , а в (4.60) – P_0 вместо P и $\frac{m}{2\sqrt{3}}$ вместо r и решая полученную систему двух уравнений относительно q , будем иметь:

$$q = -l_\phi \frac{m^2 n_\Sigma}{2\pi} \sqrt{A} \ln\left(\frac{m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}}\right) + l_\phi \sqrt{\frac{m^4 n_\Sigma^2 A \ln^2\left(\frac{m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}}\right)}{4\pi^2 t^2} + 2m^2 n_\Sigma \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_r) \frac{1}{t}}, \quad (4.62)$$

где t – текущее время, час.

За время T_H :

$$Q = 2\sqrt{C_1^2 + C_2 T_H} + C_1 \ln \frac{\sqrt{C_1^2 + C_2 T_H} - C_1}{T_H (\sqrt{C_1^2 + C_2 T_H} + C_1)} - C_1, \quad (4.63)$$

где

$$C = C_1 \left(\ln \frac{C_2}{4C_1^2} + 2 \right);$$

$$C_1 = 10^6 l_\phi \frac{m^2 n_\varepsilon}{2\pi} \sqrt{A} \ln \left(\frac{10^3 m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}} \right);$$

$$C_2 = 2 \cdot 10^{18} l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_\Gamma);$$

Определение времени нагнетания из (4.63) в явном виде невозможно, поэтому зависимость T_H от величин, входящих в (4.63), установим приближенно. Время нагнетания является функцией следующих величин:

$$T_H = T_H \left[Q, l_\phi, \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_\Gamma), m, n_\varepsilon, A, d_c \right]. \quad (4.64)$$

Эту функцию можно представить в следующем виде:

$$T_H = f_1(Q) \cdot f_2(l_\phi) \cdot f_3\left(\frac{k_x}{\mu} (P_H - P_\Gamma)\right) \cdot f_4(m) \cdot f_5(n_\varepsilon) \cdot f_6(A) \cdot f_7(d_c) \cdot T_1, \quad (4.65)$$

где T_1 – время нагнетания, определенное из формулы (4.63) для некоторых произвольно выбранных значений аргументов;
 $f_i(X_i)$ – функция, выражающая зависимость $T_H(X_i)$ при условии, что $f_i(X_i) = 1$, если аргумент X_i равен выбранному значению.

С достаточной для практики точностью зависимость времени нагнетания от величин, указанных в (4.64), выражается формулой

$$T_H = \frac{53 \cdot 10^{-13} Q m \mu}{l_\phi k_x (P_H - P_\Gamma)} (0,13Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\varepsilon} + 1 \right) (1,7\sqrt{A+1}), \text{ час} \quad (4.66)$$

Расчеты для различных условий показывают, что применение формул (4.59) и (4.61) для определения темпа и времени нагнетания

вносит существенную погрешность при $m > 1$ м; $A > 10$. Таким образом, расчет темпа и времени нагнетания через одиночную скважину для тонких пластов с небольшим коэффициентом фильтрационной анизотропии может производиться по формулам (4.59), (4.58), в остальных случаях – по формулам (4.62), (4.66).

С учетом уменьшения темпа нагнетания при каскадной обработке формулы для определения времени нагнетания через длинные скважины принимают вид:

для тонких пластов при $A \leq 10$

$$T_H = 3,6 \cdot 10^{-10} \frac{Q^2 \mu}{8l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon k(P_H - P_\Gamma)}, \text{ час} \quad (4.67)$$

в остальных случаях

$$T_H = \frac{70 \cdot 10^{-13} Q m \mu}{l_\phi k_x (P_H - P_\Gamma)} (0,13Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\varepsilon} + 1 \right) (1,7\sqrt{A} + 1), \text{ час} \quad (4.68)$$

Тогда среднее значение темпа нагнетания определяется:

$$q_{cp} = 16,7 \frac{Q}{T_H}, \text{ л/мин} \quad (4.69)$$

Исследование изменения давления и темпа нагнетания через короткие скважины показывает, что в данном случае взаимодействие потоков оказывает менее существенное влияние на эти параметры, чем для длинных скважин, поскольку поверхность соприкосновения потоков жидкости меньше по сравнению с общей поверхностью фронта фильтрации. Увеличение давления и уменьшение темпа нагнетания через короткие скважины при каскадной обработке составляет в среднем 10% по сравнению с одиночной скважиной; в практических расчетах этим можно пренебречь.

Если длина фильтрующей части скважины не превышает эффективного радиуса, темп нагнетания приближенно может быть определен по формуле радиальной фильтрации [60,64]:

$$q = 2\pi m \frac{k}{\mu} \frac{P_H - P_\Gamma}{\ln \frac{R}{r}}, \quad (4.70)$$

где R – радиус распространения жидкости от скважины в момент t ;
 r – радиус эквивалентной скважины, вскрывающей пласт на всю мощность.

Поскольку диаметр скважин обычно изменяется в диапазоне 43...60 мм, а эффективный радиус составляет в среднем 5 м, среднее значение темпа нагнетания через одиночную скважину и каскад с достаточной для практики точностью можно представить следующей формулой ($r = l_\phi / 2$):

$$q = 4 \cdot 10^{11} m \frac{k}{\mu} (P_H - P_\Gamma), \text{ л/мин} \quad (4.71)$$

Тогда время нагнетания

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q}, \text{ час} \quad (4.72)$$

Если длина фильтрующей части скважины значительно превышает эффективный радиус, темп и время нагнетания через каскад скважин определяются по формулам (4.66) – (4.68).

Раздел 5. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПОСТРОЕНИЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЕ ПЛАСТЫ

5.1. Структура системы автоматизированного проектирования (САПР) технологии гидравлической обработки

В настоящее время известно большое количество способов и технологических схем нагнетания жидкостей в угольные пласты, предназначенных для повышения эффективности обработки, снижения трудоемкости, обеспечения независимости работ по нагнетанию от основного технологического цикла. Применение способов и схем предварительного нагнетания для борьбы с проявлениями опасных свойств угольных пластов является обязательным на шахтах и регламентировано нормативными документами.

Однако эффективность воздействия по уменьшению числа опасных явлений в шахтах и их интенсивности не всегда высока. Одной из причин этого является то, что на этапе проектирования предварительная оценка схем весьма затруднена ввиду сложности процесса. Применение математического моделирования позволяет улучшить качество принимаемых проектных решений. С этой целью разрабатывается подсистема автоматизированного проектирования технологических схем гидравлической обработки угольных пластов.

Процесс проектирования включает ряд этапов, в том числе рассмотрение и оценка вариантов проектов, обоснование и верификация принимаемых проектных решений. По мере усложнения технологий, расширения числа возможных вариантов проектов возникает необходимость автоматизации процесса проектирования с применением методов математического моделирования и ЭВМ.

Все основные виды гидравлического воздействия можно классифицировать по следующим признакам (рис. 5.1):

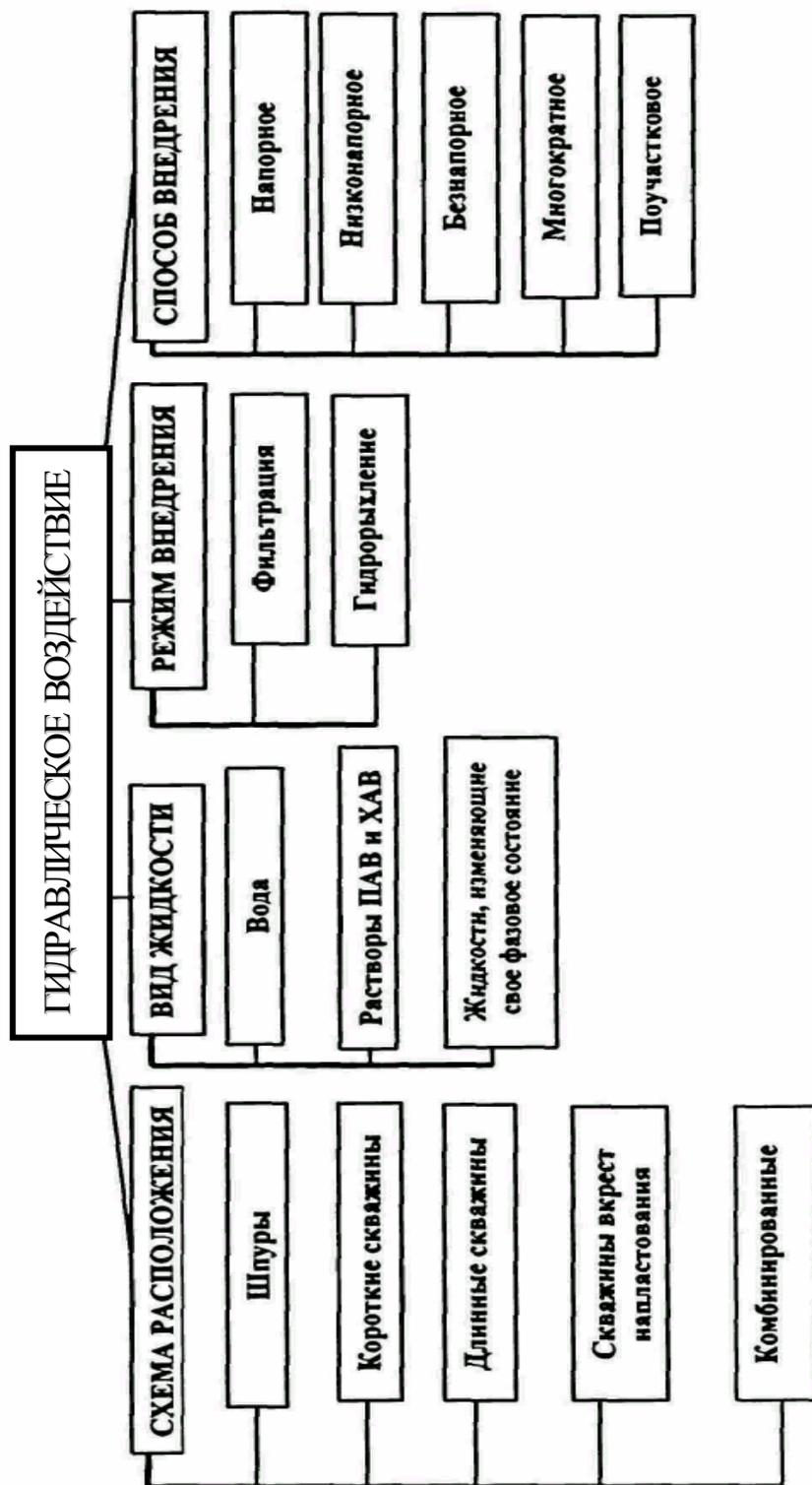


Рис. 5.1. Способы и схемы воздействия, включаемые в предметную область САПР

- схеме расположения скважин;
- виду рабочей жидкости;
- режиму внедрения;
- способу внедрения.

Основным наиболее широко применяющимся на шахтах Украины способом является напорное нагнетание воды или воды с добавками ПАВ в режиме фильтрации с использованием насосных установок. В зависимости от целей воздействия и конкретных условий для нагнетания используются короткие скважины, пробуренные перпендикулярно плоскости забоя из очистной или подготовительной выработки (локальный способ), и длинные скважины, пробуренные из подготовительной выработки параллельно очистному забою (региональный способ). Исключением являются длинные скважины, пробуренные из забоя подготовительной выработки для нагнетания воды с целью борьбы с пылеобразованием. При вскрытии угольных пластов скважины бурятся вкrest напластования через породную пробку. Шпуровая система является крайне неэффективной вследствие того, что жидкость нагнетается в зону раздавленного угля и движется только по наиболее крупным трещинам, создавая незначительное насыщение в каждой точке.

Наиболее перспективными с точки зрения качества обработки являются длинные скважины, пробуренные из пластовых подготовительных выработок параллельно линии очистного забоя. Расположение длинных скважин в ненарушенном массиве приводит к более равномерному распределению влаги по пласту, а длительное время контакта жидкости с углем – к глубокому ее проникновению в поры и трещины. Кроме того, нагнетание через длинные скважины производится независимо от технологического цикла угледобычи и является менее трудоемким.

Преодоление фильтрационной анизотропии угольных пластов, уменьшение величины необработанных участков и, в конечном итоге, повышение качества обработки могут быть достигнуты при использовании нагнетания жидкости через каскад (группу) скважин. Сущность способа заключается во взаимодействии встречных потоков жидкости от одновременно работающих скважин, что обеспечивает создание в пласте областей высокого давления, соизмеримого с давлением на скважинах, и насыщение за счет этого участков с низкой проницаемостью.

При нагнетании необходимо контролировать давление, темп и расход жидкости, подаваемой в каждую скважину, поддерживать одинаковый темп нагнетания на скважинах каскада. Это достигается либо использованием для каждой скважины отдельной насосной установки, либо разделением потока жидкости от одного насоса с помощью вентиля и счетчиков-расходомеров высокого давления (СРВД).

Многообразие горно-геологических и горнотехнических условий, фильтрационных и коллекторских характеристик угольных пластов, технологических схем нагнетания не позволяет разработать рекомендации для всех случаев применения гидродинамического воздействия. В то же время при выборе конкретной схемы или способа не всегда учитываются некоторые факторы, существенно влияющие на результат обработки, кроме того, зачастую неизвестна степень влияния того или иного фактора на эффективность воздействия. При составлении паспорта на ведение работ это приводит к необходимости либо принять типовые рекомендации без учета некоторых свойств пласта, тем самым в недостаточной степени использовать эффект гидравлического воздействия, либо проводить трудоемкие натурные исследования. С этой точки зрения помощь проектировщику может оказать система автоматизированного проектирования (САПР) гидравлического воздействия на угольный пласт, позволяющая выбрать схему, технологию и параметры нагнетания с учетом конкретных условий без проведения всего комплекса шахтных исследований.

Проектирование схем гидравлического воздействия на угольный пласт должно включать выбор способа, технологической схемы, оборудования и параметров нагнетания при максимально возможном учете всех влияющих факторов. Такой учет может быть сделан заблаговременно с использованием имитации процесса распространения жидкости в пласте на программной модели, реализуемой на ЭВМ. При этом проектирование будет включать три стадии: описательную, расчетную и моделирование. На первой стадии проектировщик составляет описание угольного пласта и вмещающих пород, технологической схемы горных работ на данном участке, определяет цель воздействия. На второй стадии производится выбор способа и технологической схемы нагнетания,

с учетом анизотропии устанавливается распределение проницаемости, предварительно определяются параметры нагнетания. Эта стадия заканчивается составлением комплекта исходных данных для моделирования, которые могут быть описательными и числовыми. И наконец, последняя стадия ставит своей целью апробирование (прокрутку) выбранного способа, схемы и параметров на модели, исследование различных вариантов и, при необходимости, корректировку исходных данных и проведение повторных расчетов.

Структурно-функциональная схема САПР приведена на рис.8.2. Стрелками показана связь между отдельными модулями системы и последовательность выполнения операций.

Характеристика угольного пласта включает глубину залегания, угол падения пласта, марку угля, мощность и степень нарушенности пласта и слагающих его пачек, наличие и характеристику геологических нарушений, зон опорного давления, зон ПГД, сведения о подработке и надработке, степень опасности пласта по различным факторам, характеристику вмещающих пород, коэффициент проницаемости, пористость пласта и пород, коэффициент фильтрационной анизотропии, давление газа в пласте. Эта информация определяет, во-первых, цель воздействия, т.е. на изменение каких свойств пласта и в какой степени должно быть направлено гидродинамическое воздействие, во-вторых, способ и технологическую схему нагнетания и, в-третьих, распределение проницаемости в рассматриваемой области, значение которого необходимо для моделирования.

Описание технологической схемы горных работ на данном участке должно содержать характеристику системы разработки, оборудования и технологии очистных и (или) подготовительных работ, параметры схемы, в частности длину лавы, размеры забоев подготовительных и вскрывающих выработок, опережение подготовительных выработок при сплошной системе разработки и организацию очистных, подготовительных, транспортных и ремонтных работ на данном участке. Все эти данные в значительной степени влияют на определение способа и технологической схемы воздействия.

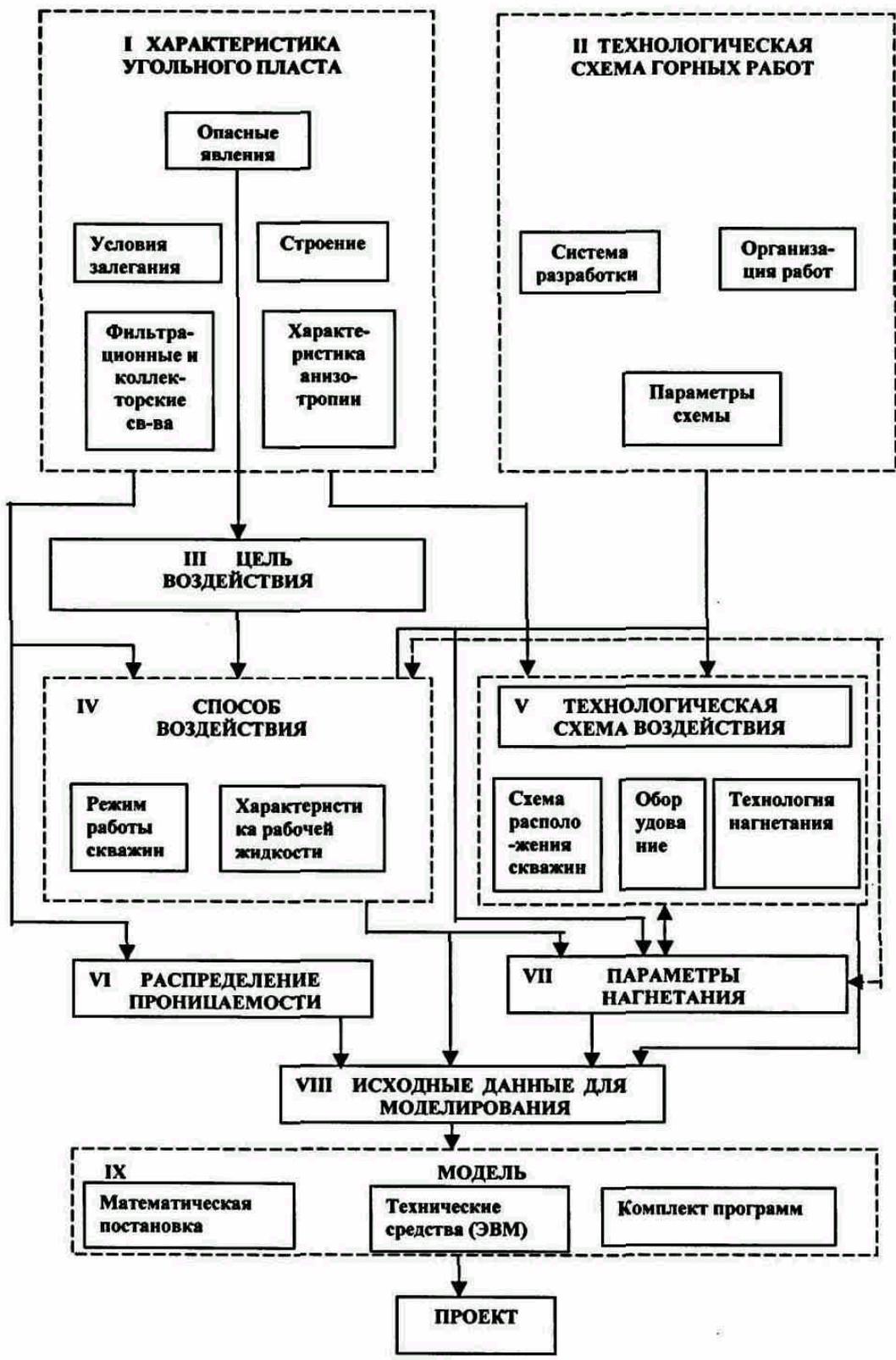


Рис. 5.2. Структурно-функциональная схема САПР

Предварительный выбор способа и схемы воздействия на основе предыдущей информации осуществляется согласно рекомендациям нормативных документов и опыту работ по нагнетанию. В дальнейшем принятые решения проходят проверку на модели.

Определение параметров скважин является составной частью разработки технологической схемы и обычно не требует проведения сложных расчетов, поэтому в модуль расчета параметров включены только те из них, которые определяют собственно процесс нагнетания: количество жидкости на одну скважину, удельный расход жидкости, давление, темп и время нагнетания.

Исходными данными для моделирования являются: мощность пласта и слагающих его пачек, размеры зоны обработки, схема расположения, параметры и режим работы скважин, характеристика рабочей жидкости, распределение проницаемости и пористости в рассматриваемой области, проницаемость вмещающих пород, значения параметров нагнетания, цель моделирования.

Собственно модель включает в себя математическую постановку задачи, метод и алгоритм решения и комплекс программ на каком-либо алгоритмическом языке, ориентированном на конкретную ЭВМ. Моделирование включает в себя исследование требуемых характеристик процесса нагнетания, как правило, для нескольких вариантов исходных данных, в частности нескольких вероятных распределений проницаемости и пористости, и, при необходимости, корректировку принятых ранее решений. В процесс принятия решения могут быть включены лабораторные и натурные эксперименты по определению или уточнению некоторых характеристик угольного пласта.

Проект включает в себя схему расположения скважин, способ нагнетания, технологию, оборудование и параметры воздействия и является основой для составления паспорта ведения работ по гидродинамическому воздействию на угольный пласт.

В зависимости от конкретных условий содержание отдельных модулей системы может быть изменено по усмотрению проектировщика.

На рис. 5.3 приведена обобщенная блок-схема алгоритма функционирования основного программного модуля рассматриваемой САПР.

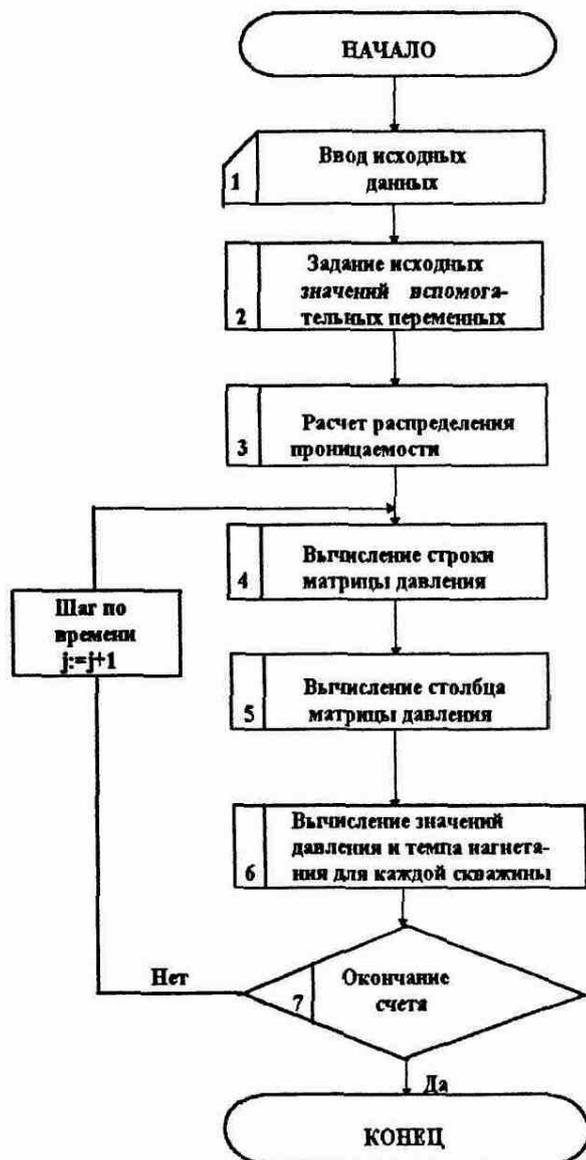


Рис. 5.3. Блок-схема основной программы (MODEL)

Схема расположения коротких (до 25м) скважин, перпендикулярных линии очистного забоя, показана на рис. 5.4.а. Длина скважин обычно выбирается кратной недельному подвиганию забоя. Это позволяет, во-первых, расположить фильтрующую часть скважины за пределами зоны опорного давления и повысить вследствие этого равномерность обработки, во-вторых, значительно уменьшить по сравнению со шпуровой схемой зависимость работ по нагнетанию от очистных работ.

Гидравлическое воздействие на угольный пласт при проведении пластовой подготовительной выработки осуществляется через скважины, расположенные по одной из схем, приведенных на рис. 5.4.б,в. Длина скважин при использовании нагнетания как противовыбросного мероприятия рекомендуется в пределах 8-11 м [71], при борьбе с пылью – 30-80 м [70]. Особенностью схемы (см. рис 5.4.б) является наложение зон влияния скважин из-за ограниченных размеров забоя подготовительной выработки.

Основные схемы расположения длинных скважин, параллельных очистному забою, приведены на рис. 5.5. Схема, изображенная на рис. 5.5.б, применяется при невозможности пробурить скважины из одной выработки на всю длину лавы. При щитовой выемке крутозалегающих пластов столбами по падению длинные скважины бурятся по восстанию перпендикулярно очистному забою.

Основным недостатком длинных скважин, ограничивающим их применение в настоящее время, является трудность направленного бурения и герметизации, обусловленная отсутствием необходимого количества надежного оборудования. Кроме того, использование длинных скважин возможно только при наличии достаточного опережения подготовительных выработок, т.е. практически при столбовых системах разработки.

Скважины, пробуренные вкrest напластования, применяются при гидрорасчленении, а также при вскрытии угольных пластов как противовыбросное мероприятие. На рис. 5.6 изображены схемы расположения скважин при вскрытии.

Специфика технологии вскрытия пластов делает такое расположение скважин единственно возможным.

В конкретных условиях могут применяться комбинированные схемы расположения скважин: диагональное, с использованием вспомогательных скважин и др. В подавляющем большинстве случаев модификация схемы преследует цель повышения качества обработки массива. Неравномерность обработки обусловлена, в первую очередь, фильтрационной анизотропией угольных пластов, проявляющейся как в различии коэффициента проницаемости в плоскости пласта и перпендикулярной ей, так и в разбросе значений проницаемости по каждому направлению.

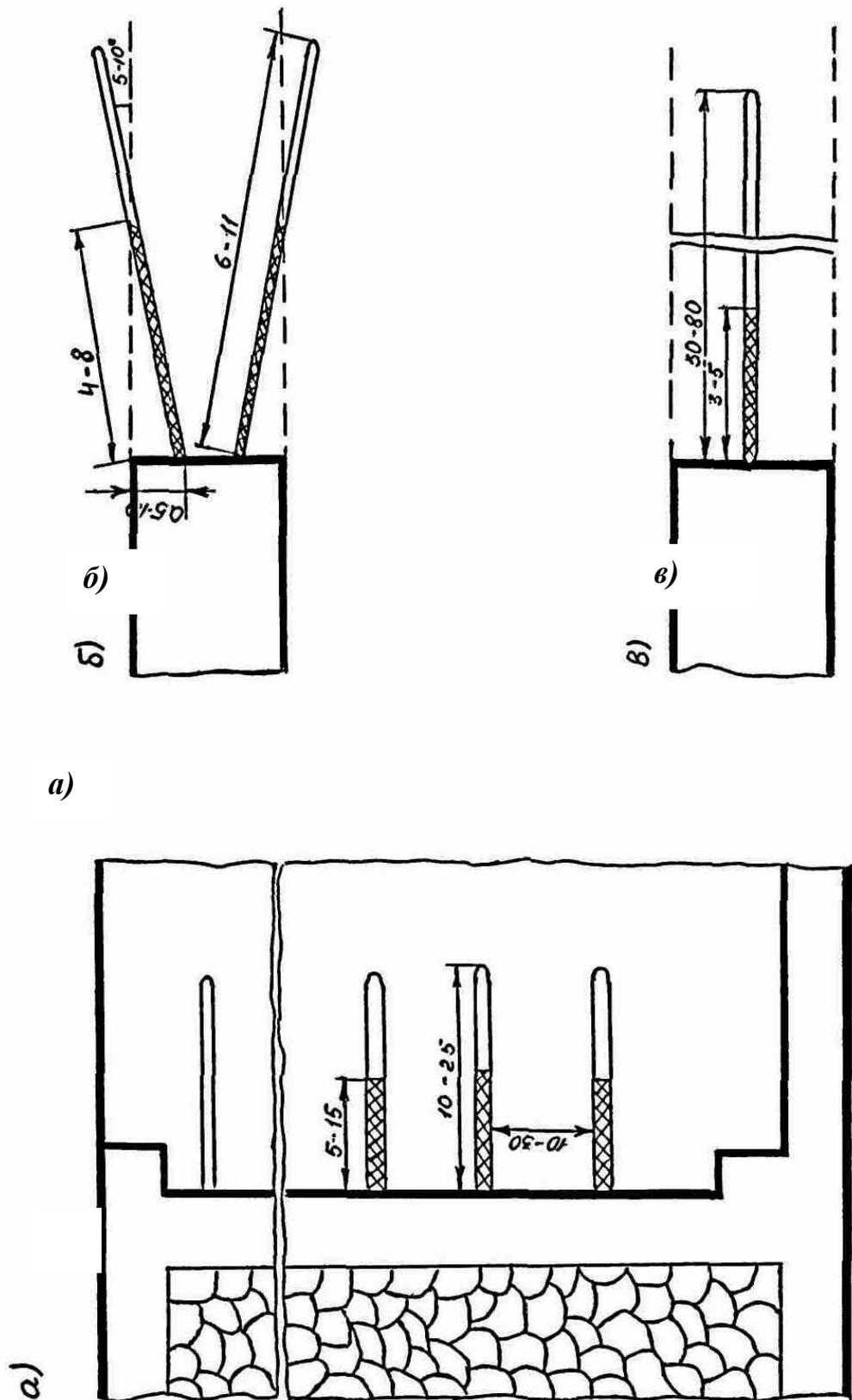


Рис. 5.4. Схемы расположения скважин: а - коротких в очистном забое; б - коротких в подготовительной выработке; в – длинной в подготовительной выработке

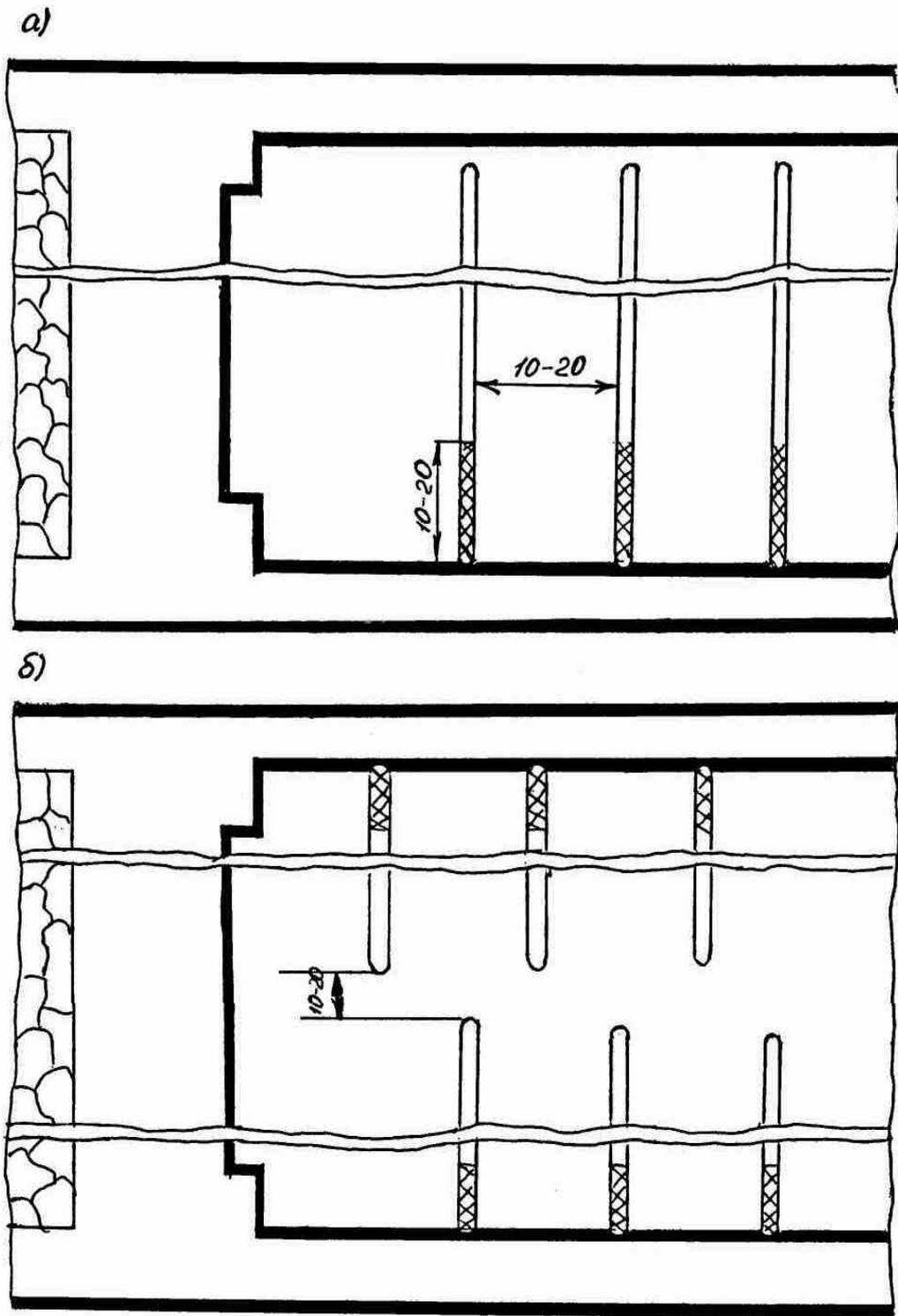


Рис. 5.5. Схема расположения длинных скважин, пробуренных:
 а - из подготовительной выработки;
 б - из откаточного и вентиляционного штреков

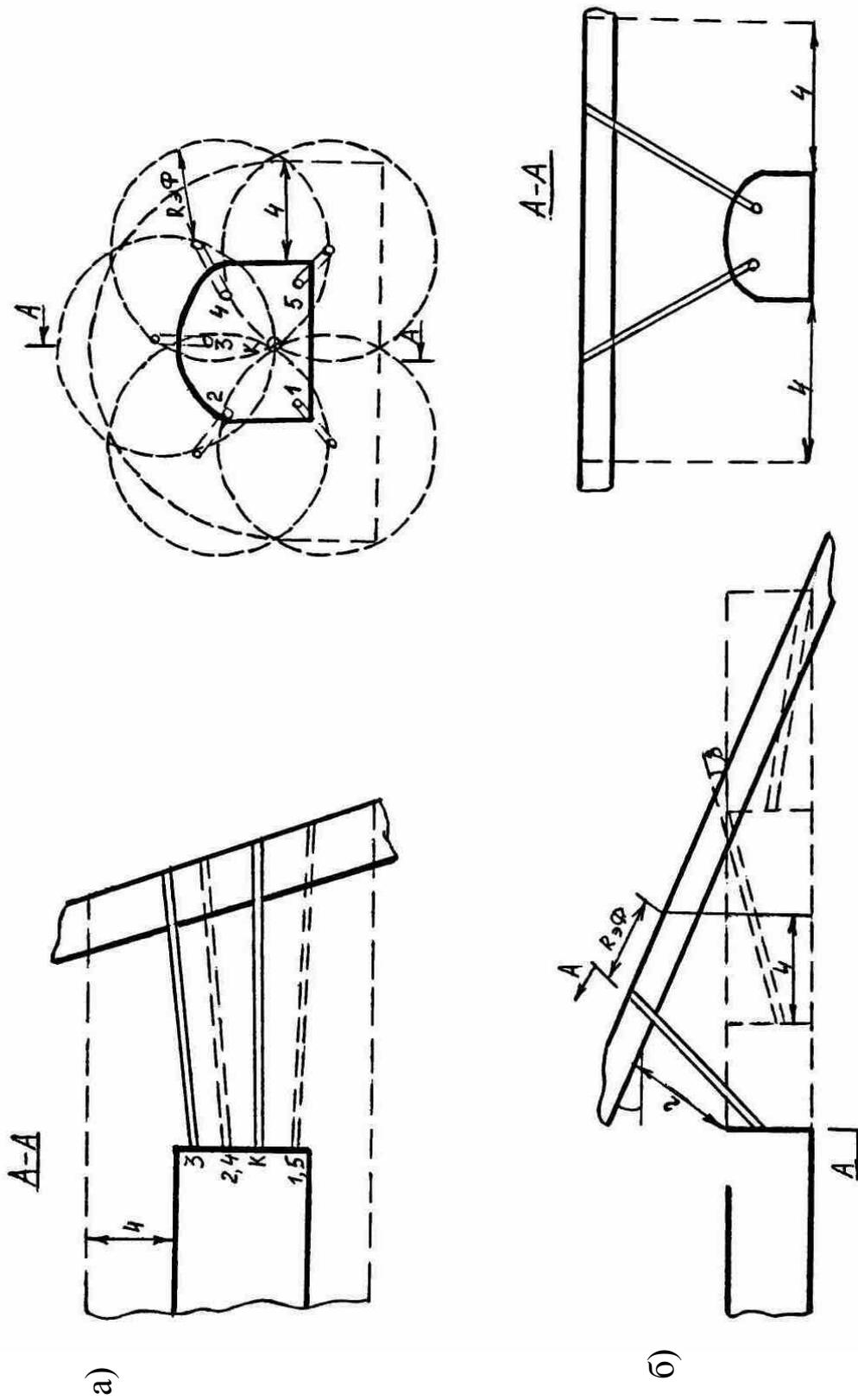


Рис. 5.6. Схемы расположения нагнетательных скважин при вскрытии: а - крутого пласта; б - пологого пласта

Последнее определяется многими факторами: сложным, многопачечным строением пласта, наличием крупных трещин, зон тектонической нарушенности, надработкой и подработкой, влиянием зон опорного давления и др.

При невозможности обеспечить одновременную работу более трех скважин рекомендуется применять технологию непрерывной каскадной обработки, заключающуюся в следующем. Нагнетание производится одновременно через три скважины, причем одна из них, расположенная со стороны обработанной области, является вспомогательной и служит для создания гидродинамического противодействия оттоку жидкости в этом направлении от остальных двух скважин (нагнетательных). После работы крайней нагнетательной скважины в течение половины расчетного времени нагнетания вспомогательная скважина отключается, соседняя становится вспомогательной, и к нагнетанию подключается следующая скважина. В образовавшейся таким образом группе из трех скважин вновь одна является вспомогательной, две — нагнетательными, и процесс повторяется. Темп подачи жидкости в нагнетательные скважины должен соответствовать естественной приемистости пласта при условии обеспечения требуемого расхода. На вспомогательной скважине достаточно поддерживать давление, приблизительно равное давлению на соседней нагнетательной.

Применение такой технологии в значительной степени предотвращает преимущественный отток жидкости в стороны от крайних скважин при наличии между ними слабопроницаемых областей больших размеров или при интенсивном взаимодействии потока.

При невозможности осуществлять нагнетание по описанной технологии или когда общее количество скважин не превышает трех, нагнетание производится отдельно по группам (раздельно-групповая обработка), причем темп подачи жидкости во все скважины группы должен поддерживаться на одинаковом уровне.

Применение каскадной обработки позволяет, по данным моделирования и натурных экспериментов, снизить площадь необработанных зон на 50%–80% в зависимости от технологической схемы и в 1,5–2 раза уменьшить коэффициент вариации удельного насыщения массива жидкостью в обрабатываемой области. При этом нагнетание с одинаковым

темпом подачи жидкости позволяет снизить значения этих показателей соответственно на 35-60% и на 25-30% по сравнению с нагнетанием при нерегулируемом темпе.

5.2. Расчет параметров нагнетания жидкостей в угольные пласты

В настоящее время существует довольно много способов расчета параметров гидравлического воздействия, различающихся как по своему назначению, так и по выполняемым операциям. Определение параметров может включать или не включать опытные нагнетания, использование эмпирических и теоретических зависимостей.

Все параметры гидравлического воздействия можно разбить на две группы: параметры схемы расположения скважин и параметры нагнетания, К первой группе относятся: длина, диаметр и глубина герметизации скважин, расстояние между скважинами или эффективный радиус, для коротких скважин – величина неснижаемого опережения, для длинных – расстояние от очистного забоя до первой скважины. Вторая группа включает: расход жидкости на скважину, давление, темп и время нагнетания. Ниже приводится расчет параметров отдельно для локального, регионального способов и нагнетания при вскрытии угольных пластов.

5.2.1. Локальный способ

При нагнетании в забое подготовительной выработки длина, глубина герметизации и расстояние между скважинами такие, как показано на рис.8.4.б,в. Эффективный радиус выбирается из условия обработки 4-метровой зоны за контуром выработки. При нагнетании воды с целью борьбы с пылеобразованием эффективный радиус составляет [70]

$$R_{\text{эф}} = 2h$$

где h – высота выработки вчерне, м.

Длина скважин, пробуренных из очистного забоя, обычно принимается кратной недельному подвиганию лавы, но не превышает 25 м. Диаметр скважин 45-60 мм. Глубина герметизации и радиус эффективного влияния скважины в обоих случаях связаны соотношением

$$l_{\Gamma} \geq 1,1R_{\text{ЭФ}} \quad (5.1)$$

Величина неснижаемого опережения для коротких скважин принимается равной длине фильтрующей части:

$$l_{\text{н.о.}} = l_{\Phi} = l_c - l_{\Gamma}, \quad (5.2)$$

где l_c - полная длина скважины.

Расход жидкости на одну скважину:
для очистного забоя

$$Q = n_{\text{Э}} m L_{\text{М.С.}} (l_{\Gamma} + l_{\text{Н.О.}}), \text{ м}^3 \quad (5.3)$$

для подготовительной выработки

$$Q = 2n_{\text{Э}} m R_{\text{ЭФ}} (l_{\Gamma} + l_{\text{Н.О.}}), \text{ м}^3 \quad (5.4)$$

где $R_{\text{ЭФ}}$ – эффективный радиус влияния скважины, м;

$L_{\text{М.С.}}$ – расстояние между скважинами ($L_{\text{М.С.}} = 2R_{\text{ЭФ}}$).

Давление нагнетания выбирается из условия обеспечения режима фильтрации:

$$P_H \leq 0,075\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (5.5)$$

где γ – объемный вес вмещающих пород, т/м³;

H – глубина разработки, м,

или гидрорыхления:

$$0,075 \leq P_H \leq 0,2\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (5.6)$$

Для скважин, длина фильтрующей части которых меньше $R_{\text{эф}}$, темп нагнетания приближенно может быть рассчитан по формуле радиальной фильтрации:

$$q = 0,18 \cdot 10^{-2} l_{\phi} \frac{k}{\mu} (P_H - P_G) \quad \text{л/мин} \quad (5.7)$$

Тогда время нагнетания

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q}, \text{ ч.} \quad (5.8)$$

Если $l_{\phi} \geq R_{\text{эф}}$, темп и время нагнетания определяются по формулам регионального способа.

5.2.2 Региональный способ

Скважины бурятся диаметром 75-100 мм в зависимости от используемого оборудования. Длина скважин, расположенных по схеме рис. 5.5а:

$$l_c = L_{\text{л}} - 20 \text{ м,} \quad (5.9)$$

по схеме рис. 5.5б:

$$l_c = \frac{L_{\text{л}}}{2} - 20 \text{ м,}$$

где $L_{\text{л}}$ – длина лавы, м.

Глубина герметизации и расстояние между скважинами, как и при локальном способе, связаны соотношением (5.1). Глубина герметизации составляет обычно 10–20 м. Расстояние от очистного забоя до первой скважины в момент начала нагнетания должно удовлетворять условию:

$$L_3 > L_{M.C.} + \frac{T_H}{T_C} V_L; \text{ м}, \quad (5.10)$$

где V_L – скорость подвигания лавы, м/сут;

T_C – время работы насоса в течение суток, ч.

Количество жидкости на одну скважину

$$Q = n_{\text{э}} m L_{M.C.} (l_c + l_{\Gamma}) \text{ м}^3. \quad (5.11)$$

Давление нагнетания выбирается по условию (5.5). Расчет темпа и времени нагнетания производится в предположении радиально-одномерного характера движения жидкости от скважины. В [64] получена соответствующая формула зависимости темпа нагнетания от времени в предположении изотропности фильтрационных свойств пласта. С учетом коэффициента анизотропии она приобретает вид:

$$q = 10^{-3} \sqrt{0,27 \cdot 10^{-3} \frac{c_1^2}{t^2} + \frac{c_2}{t}} - 1,65 \frac{c_1}{t}, \text{ л/мин},$$

где

$$c_1 = 10^6 l_{\phi} \frac{m^2 n_{\text{э}}}{2\pi} \sqrt{A} \ln \left(\frac{10^3 m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}} \right); \quad (5.12)$$

$$c_2 = 2 \cdot 10^5 l_{\phi}^2 m^2 n_{\text{э}} \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_{\Gamma});$$

t – текущее время, ч.

Время нагнетания

$$T_H = \frac{53 Q m \mu}{l_{\phi} k_x (P_H - P_{\Gamma})} (0,13 Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_{\text{э}}} + 1 \right) (1,7 \sqrt{A + 1}), \text{ ч} \quad (5.13)$$

Учет радиально-одномерного характера движения жидкости имеет смысл производить, когда $m > 1$, $A > 10$. В противном случае темп и время нагнетания с достаточной точностью могут быть определены по формулам:

$$q = 0,32l_{\phi}m\sqrt{2n_{\varepsilon}\frac{k}{\mu}(P_H - P_{\Gamma})}\cdot\frac{1}{\sqrt{t}}, \text{ л/мин} \quad (5.14)$$

$$T_H = 2,8\cdot 10^3 \frac{Q^2\mu}{8l_{\phi}^2m^2n_{\varepsilon}k(P_H - P_{\Gamma})}, \text{ ч} \quad (5.15)$$

5.2.3. Вскрытие угольных пластов квершлагами

При вскрытии крутопадающих пластов в соответствии с [71] следует бурить 5–6 скважин по контуру выработки, пересекающих пласт на всю мощность (см. рис. 5.6а). Диаметр скважин 45–60 мм. Длина скважин определяется расстоянием до пласта и его мощностью. Глубина герметизации должна быть не менее толщины породной пробки.

Давление нагнетания для тонких и средней мощности пластов выбирается из условия [71]:

$$P_H \leq 0,15\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (5.16)$$

для мощных пластов – из условия (8.5).

Расход жидкости на одну скважину

$$Q = \pi R_{\varepsilon\phi}^2 m n_{\varepsilon} \quad \text{м}^3. \quad (5.17)$$

Среднее значение темпа нагнетания

$$q = 1,2\cdot 10^{-3} \pi d_c m \frac{k}{\mu} \frac{P_H - P_{\Gamma}}{\ln \frac{10^3 R_{\varepsilon\phi}}{d_c}} \quad \text{л/мин.} \quad (5.18)$$

Время обработки массива через одну скважину определяется по формуле (5.8).

При вскрытии пологих и наклонных пластов обработка ведется по мере подвижения забоя квершлага, как показано на рис. 5.6б [71]. Величина неснижаемого опережения должна составлять

не менее 4 м. Количество скважин для нагнетания на пологих и наклонных пластах [71]

$$n = \frac{b_H}{20 \sin \alpha}, \quad (5.19)$$

где b_H – высота квершлага, м;

α – угол падения пласта.

Длина фильтрующей части скважины различна для каждого цикла нагнетания и определяется по формуле

$$l_\phi = \frac{m}{\sin \beta} \text{ м}, \quad (5.20)$$

где β – угол, образуемый скважиной и угольным пластом (см. рис. 5.6б).

Расход жидкости на одну скважину

$$Q = n_\varepsilon m (R_{\varepsilon\phi} l_\phi + \pi R_{\varepsilon\phi}^2) \text{ м}^2 \quad (5.21)$$

Если длина фильтрующей части скважины не превышает $R_{\varepsilon\phi}$, темп и время нагнетания рассчитываются по формулам (5.7), (5.8). В противном случае - по формулам (5.14), (5.15).

5.2.4. Расчет параметров при каскадной обработке

При нагнетании жидкости через каскад скважин по отдельно-групповой технологии длина, диаметр, глубина герметизации скважин, расстояние между скважинами и расход жидкости на скважину определяются так же, как и в п. 5.2.1. Расстояние между группами скважин должно быть уменьшено в 1,5-2 раза в зависимости от степени анизотропности фильтрационных характеристик массива.

При непрерывной каскадной обработке глубина герметизации скважины должна быть увеличена в 1,2-1,3 раза только в том случае, если не удастся обеспечить пренебрежимо малый темп подачи жидкости во вспомогательные скважины.

При региональном воздействии время нагнетания жидкости в каждую нагнетательную скважину (группу скважин):
для тонких пластов при $A \leq 10$

$$T_H = 3,6 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon k (P_H - P_\Gamma)}, \text{ ч} \quad (5.22)$$

в остальных случаях

$$T_H = \frac{70Qm\mu}{l_\phi k_x (P_H - P_\Gamma)} (0,13Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\varepsilon} + 1 \right) (1,7\sqrt{A+1}) \text{ ч.} \quad (5.23)$$

Среднее значение темпа подачи жидкости в нагнетательные скважины

$$q = 16,7 \frac{Q}{T_H} \text{ л/мин} \quad (5.24)$$

При обработке массива через короткие скважины определяется темп нагнетания

$$q = 0,16 \cdot 10^{-2} l_\phi \frac{k}{\mu} (P_H - P_\Gamma) \text{ л/мин} \quad (5.25)$$

и время

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q} \text{ ч} \quad (5.26)$$

Если длина фильтрующей части скважины намного больше эффективного радиуса, темп и время нагнетания определяются по формулам регионального способа.

5.3 Моделирование гидравлического воздействия

Моделирование гидравлического воздействия с использованием численных методов и ЭВМ представляет собой расчет изменения во времени поля давлений нагнетаемой жидкости в заданной области и определение на его основе распределения

жидкости в массиве. Процесс напорного движения жидкости в трещиноватой среде, какой является угольный пласт, описывается дифференциальным уравнением фильтрации, конкретная область воздействия и технологическая схема задаются в виде исходных данных, начальных и граничных условий.

Алгоритмы и программы описанной ниже модели являются открытыми, т.е. могут быть дополнены практически любыми условиями и исходными данными.

5.3.1. Математическая постановка задачи

Процесс фильтрации жидкости в угольном пласте описывается нелинейным дифференциальным уравнением параболического типа:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \operatorname{div}(\lambda(P) \operatorname{grad} P), \quad (5.27)$$

$$\text{где } \lambda(P) = \begin{cases} \frac{k}{\mu m_{\text{э}}} P & \text{- на контуре потока жидкости;} \\ \chi = \frac{k}{\mu} E_y & \text{- заполненной области;} \end{cases}$$

χ – коэффициент пьезопроводности;

E_y – модуль упругости вещества угля.

В качестве начального условия принимается равенство нулю давления жидкости в каждой точке:

$$P(x, y, z, 0) = 0. \quad (5.28)$$

В зависимости от вида рассматриваемой области, схемы расположения скважин и режима их работы могут использоваться следующие типы граничных условий.

На нагнетательной скважине:

а) задано давление нагнетания

$$P(\Gamma_c, t) = P_H(t), \quad (5.29)$$

где Γ_c – координаты скважины; в частном случае $P_H(t) = \text{const}$.

б) задан темп нагнетания

$$q(t) = \frac{k}{\mu} S_c \frac{\partial P(\Gamma_c, t)}{\partial n} \quad (5.30)$$

где S_c – площадь поверхности фильтрующей части скважины, в частном случае $q(t) = const$;

в) задано соотношение между давлением и темпом нагнетания (нагрузочная характеристика насосов с пневмодвигателем):

$$P(\Gamma_c, t) = f(q(t)), \quad (5.31)$$

где $f(x)$ – функция, определяющая конкретную характеристику.

На отточной скважине или оконтуривающих выработках

$$P(\Gamma_1, t) = 0, \quad (5.32)$$

где Γ_1 – координаты отточной скважины или выработки.

На контакте с непроницаемыми боковыми породами

$$\frac{\partial P(\Gamma_2, t)}{\partial n} = 0, \quad (5.33)$$

где Γ_2 – координаты поверхности контакта.

Если линия скважины является границей расчетной области, то на всем ее протяжении, за исключением фильтрующей части, также ставится условие (5.33).

На остальных границах задается условие постоянства потока:

$$\frac{\partial P(\Gamma, t)}{\partial n} = const. \quad (5.34)$$

Для решения краевой задачи (5.27), (5.34) принят конечно-разностный метод, основы которого для нелинейных параболических уравнений с разрывными коэффициентами разработаны А.А. Самарским [46].

5.3.2 Блок-схемы алгоритмов

Общий алгоритм решения является универсальным возможностью моделировать все приведенные выше схемы как для, одиночной скважины, так и для каскада. Основная программа составлена для двумерной постановки задачи, причем рассматриваемая область может лежать как в плоскости пласта (рис. 5.7а), так и в перпендикулярной ей (рис. 5.7б). Различные варианты схем, режимов и положения области решения задаются набором исходных данных и заменой некоторых операторов программы. Для каскадного способа рассмотрим случай двух скважин, при наличии трех и более скважин внести соответствующие изменения не представляет труда.

Укрупненная блок-схема представлена на рис. 5.8. Расшифровка ее блоков приведена ниже.

Блок 1. Ввод числовых значений всех исходных данных, кроме распределения проницаемости. Для контроля предусмотрена печать вводимых величин. Место исходных данных в общем пакете и порядок оформления пакета показаны ниже.

Блок 2. Вычисляются значения шагов по пространству, переменных, определяющих местоположение скважин, задаются начальные условия, исходные значения времени, индикаторов, площадей, занятых жидкостью.

Блок 3. Состоит из двух частей: во-первых, определение исходного поля проницаемости и, во-вторых, наложение на это распределение зонального изменения проницаемости, вызванного нарушением, наличием пачек, изменением напряженного состояния пласта и другими факторами. Исходная проницаемость может быть вычислена как случайная величина, постоянная на некоторой определенной площади и изменяющаяся в заданном интервале. Вычисление значений случайной величины осуществляется с помощью подпрограммы-генератора псевдослучайных чисел, распределенных по какому-либо закону.

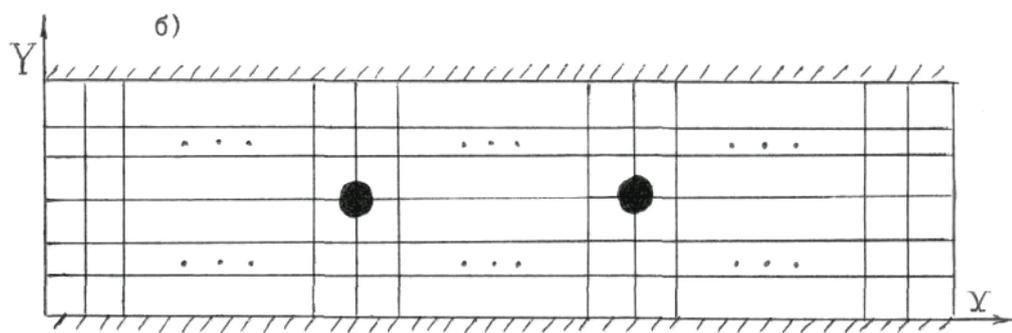
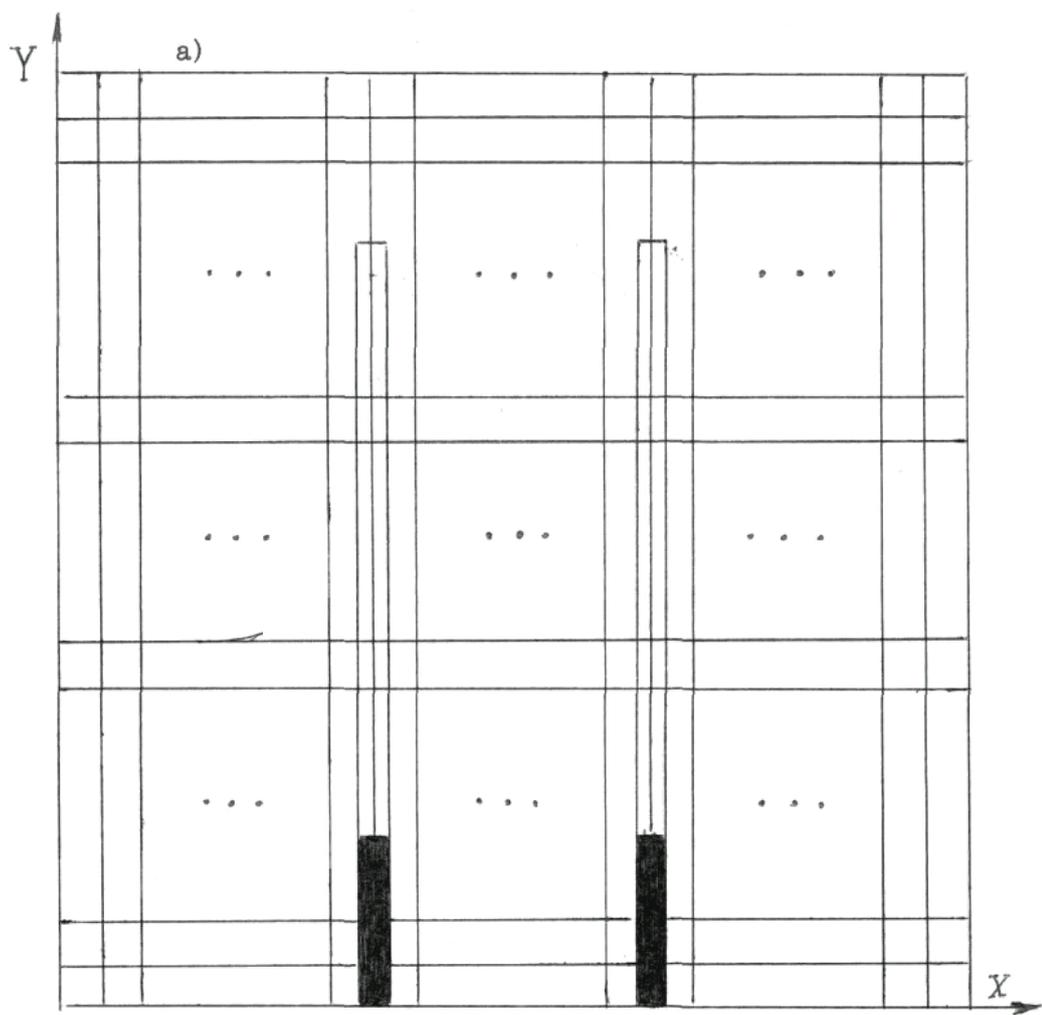


Рис. 5.7. Расположение сеточной области:
 а - параллельно напластованию;
 б - перпендикулярно напластованию

Блок 4. Начинается с задания давления на скважинах и коэффициентов прогонки на скважинах и на левой границе. Затем r -е строки матриц kx , F и P переписываются в соответствующие одномерные массивы и одновременно устанавливается индикатор наличия свободной поверхности потока между скважинами. Вычисление давления осуществляется обращением к подпрограмме решения одномерной краевой задачи.

Блок 5. Аналогичен блоку 4.

Блок 6. Вычисление темпа нагнетания в каждую скважину на $(j+1)$ -м шаге производится непосредственным подсчетом площади, занятой жидкостью за время τ . Вычисляются площади $SN1, SN2$, занятые жидкостью к моменту $(j+1)\tau$, искомая площадь определяется как разности $SN1-S$ и $SN2-S2$. Темп нагнетания определяется по формуле

$$q = \frac{10^3 (SN - S) m n_{\text{э}}}{60\tau}. \quad (5.35)$$

Давление нагнетания, соответствующее полученному темпу, вычисляется по нагрузочной характеристике выбранного насоса. В приведенной ниже программе в качестве нагрузочной характеристики принята упрощенная зависимость:

$$P_H = 300 - 10q \quad \text{кгс/см}^2 \quad (5.36)$$

при условии $q \leq 30$ л/мин.

Блок 7. Окончание счета определяется обычно при выполнении одного из следующих условий:

- закончилось время нагнетания;
- закачанный объем жидкости равен проектному;
- поток жидкости достиг некоторых, заранее обусловленных границ.

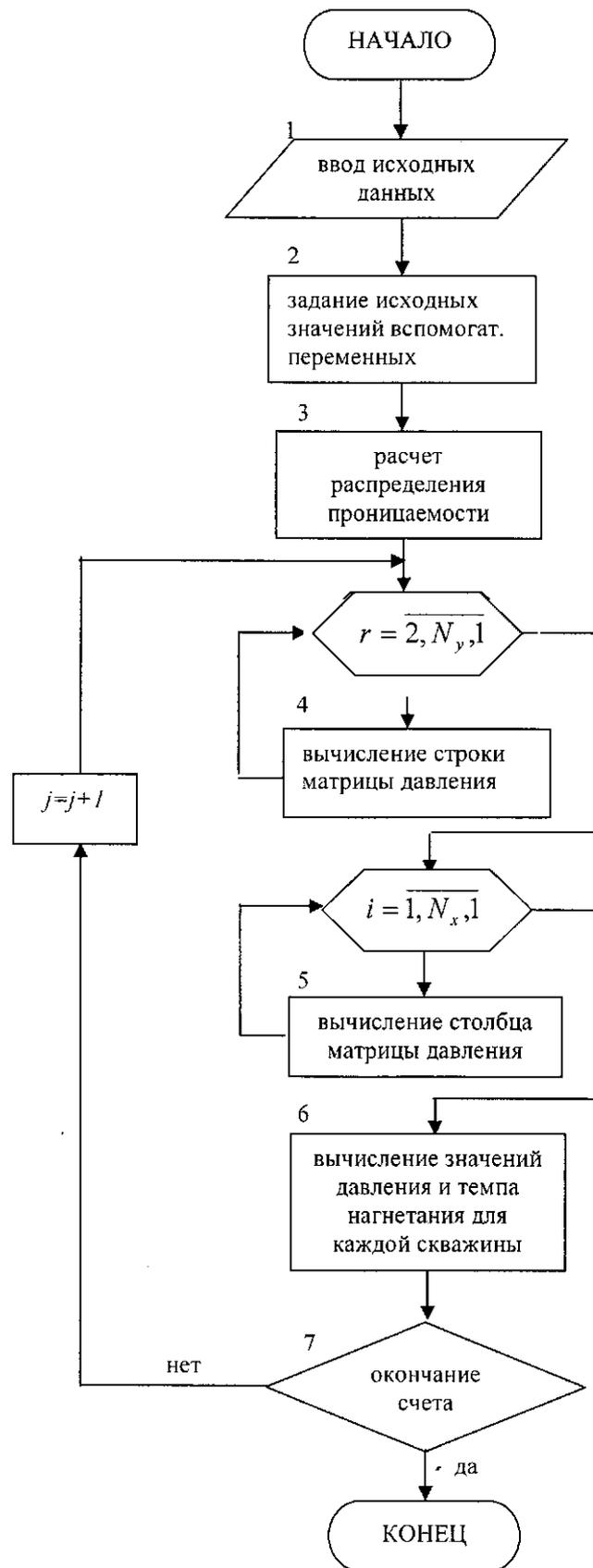


Рис. 5.8. Блок-схема основной программы (MODEL)

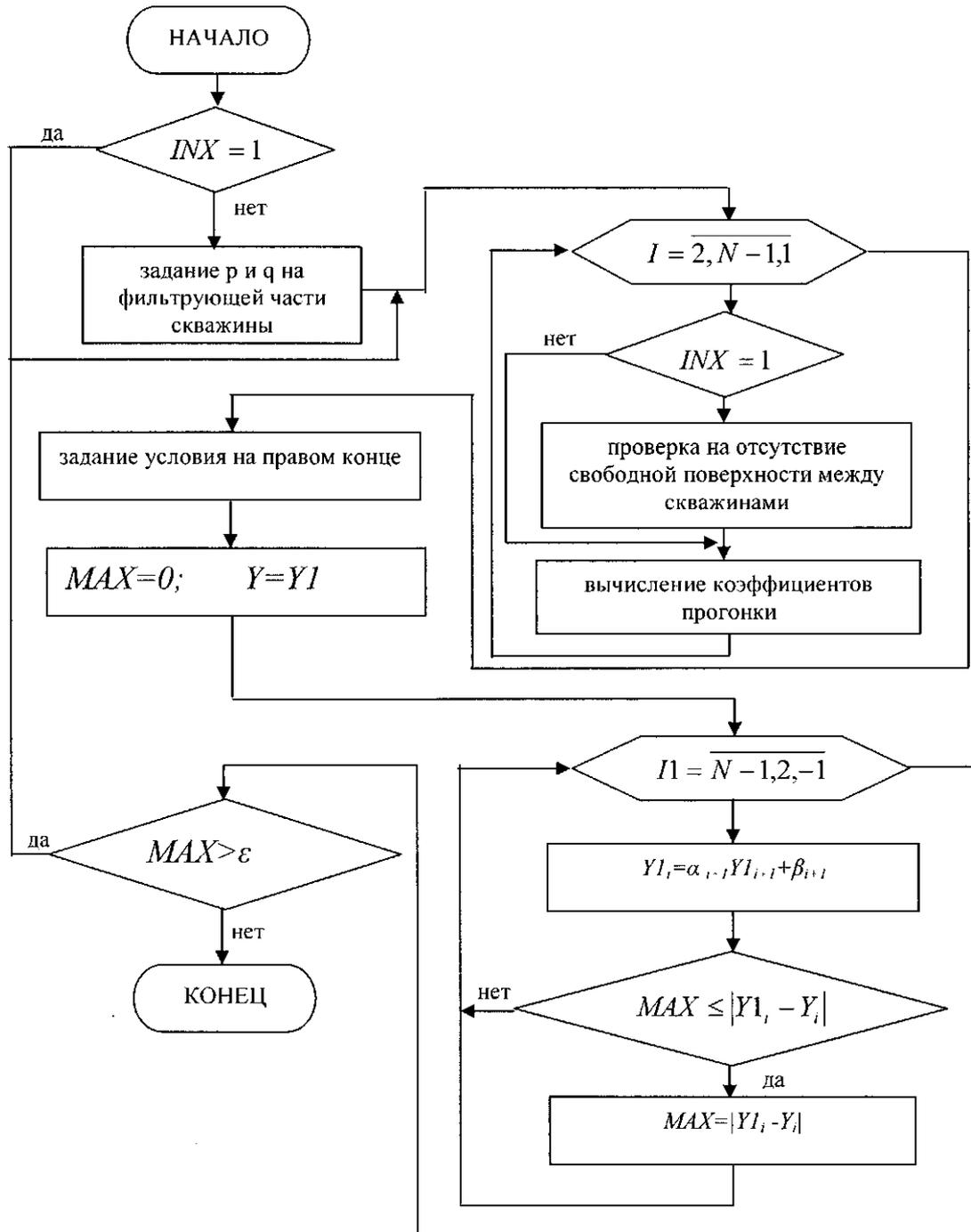


Рис. 5.9. Блок-схема подпрограммы решения одномерной краевой задачи

5.3.3. Анализ результатов моделирования

Результатом работы программы является набор матриц давления жидкости в рассматриваемой области и значения давления и темпа нагнетания, относящиеся к определенному моменту времени. По значениям давления можно приблизительно определить распределение удельного насыщения массива жидкостью. Связь между удельным насыщением и давлением в каждой точке выражается кривой, изображенной на рис. 5.10 [77]. Здесь ΔW_{\max} – максимальное значение удельного насыщения, соответствующее эффективной пористости. В качестве критериев равномерности обработки угольного массива можно принять отношение площади необработанных участков к площади проектной зоны воздействия:

$$\nu = \frac{S_H}{S_{np}} \cdot 100\% \quad (5.37)$$

и коэффициент вариации удельного насыщения в проектной зоне:

$$V_R = \frac{\sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N (\Delta W_i - \Delta \bar{W})^2}}{\Delta \bar{W}}, \quad (5.38)$$

где $\Delta \bar{W}$ – среднее арифметическое N значений ΔW_i .

При исследовании каскадной обработки критерием оценки эффективности может служить также относительное уменьшение площади необработанных участков

$$\Theta_S = \frac{S_{H.O.} - S_{H.K.}}{S_{H.O.}} \quad (5.39)$$

где $S_{H.O.}, S_{H.K.}$ – площади необработанных участков при нагнетании соответственно через одиночную скважину и каскад.

Исследование изменения давления и темпа в процессе нагнетания дает возможность точнее установить параметры воздействия.

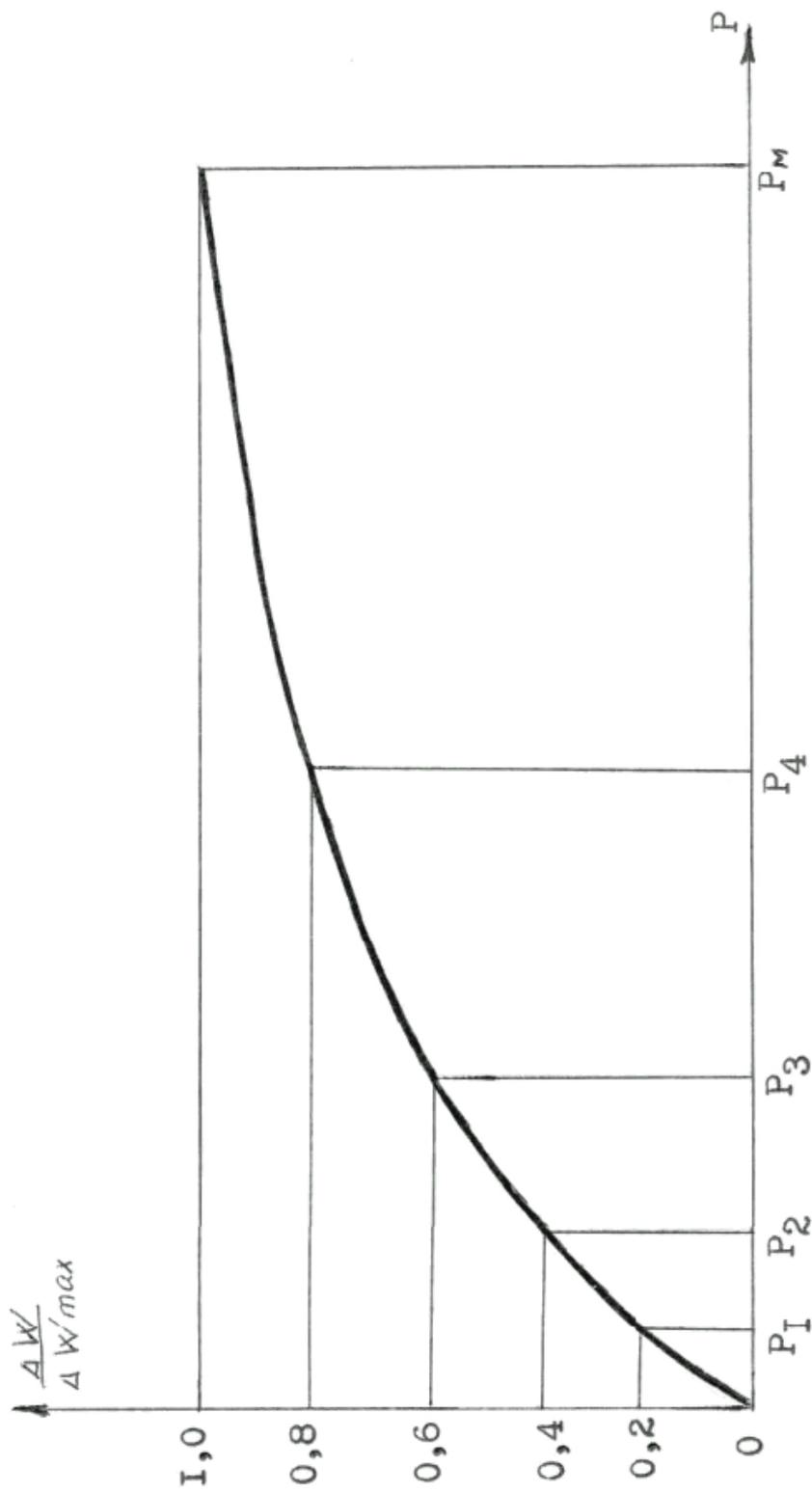


Рис. 5.10. Зависимость относительного удельного насыщения массива

5.4 Примеры проектирования

В качестве примеров рассмотрены два варианта исследования распространения жидкости: в плоскости пласта при нагнетании через длинные скважины и в плоскости, перпендикулярной напластованию, при нагнетании через короткие скважины.

Пример 5.1. Угольный пласт в зоне обработки мощностью 1,2 м, одиночный, залегает на глубине 400 м, представлен одной пачкой угля марки "А" I степени нарушенности. Угол падения пласта 4° . Кливаж развит по простиранию. Пласт не опасен по внезапным выбросам, по пылевыведению отнесен к VII группе.

В почве пласт залегает крепкий песчанистый сланец, кровля представлена глинистым сланцем средней крепости.

Зону обработки пересекает мелкоамплитудное тектоническое нарушение без разрыва сплошности вмещающих пород, проявляющееся в увеличении мощности пласта с 1,2 до 1,4 м, перемятости угля до IV степени нарушенности. Протяженность зоны перемятого угля вкrest простирания нарушения 10 м, угол встречи с линией очистного забоя 60° (см. рис. 5.10).

По данным опытных нагнетаний рассчитаны фильтрационные и коллекторские характеристики пласта: коэффициент проницаемости, $k = 1.0$ мд; эффективная пористость $n_{\text{э}} = 0,02$; коэффициент фильтрационной анизотропии $A = 6$. Ориентировочный разброс значений проницаемости в ненарушенной зоне составляет 10-50 раз. Исследование распределения прироста влажности при опытном нагнетании воды через длинную скважину показало, что максимальные размеры необработанных участков составляют 5×10 м, эти размеры можно принять характерными для зон с одинаковой проницаемостью. Расстояние от стенки подготовительной выработки до пика опорного давления 10 м. Давление газа в пласте $P_{\text{г}} = 8$ кгс/см.

Угольный пласт разрабатывается по столбовой системе, лавами по восстанию с использованием очистного механизированного комплекса КМ-879. Длина выемочного столба 1000 м, длина лавы 150 м, подвигание за сутки составляет 2 м. Режим работы: 3 смены по 6 часов с двухчасовыми перерывами для

взрывных работ. В первую половину I смены производятся ремонтно-подготовительные работы.

С целью профилактики пылеобразования предусматривается нагнетание воды в угольный пласт через длинные скважины, параллельные очистному забою. По первоначальному проекту нагнетание осуществляется последовательно в каждую скважину с темпом, равным производительности выбранного насоса, в режиме фильтрации и считается законченным при подаче в пласт расчетного количества воды.

Расчет параметров производится по формулам (5.1), (5.5), (5.9), (5.15). Параметры скважины: $l_c = 130$ м; $d_c = 100$ мм; $l_r = 15$ м; $L_{M.C.} = 15$ м. Расход воды на одну скважину:

$$Q = 0,02 \cdot 1,2 \cdot 15(130 + 15) \approx 53 \text{ м}^3$$

Давление нагнетания: $P_H \leq 75$ кгс/см².

Для данных условий ($m = 1,2$ м; $A = 6$) при определении времени и темпа нагнетания следует воспользоваться формулами (5.14) и (5.15). Время нагнетания

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \cdot \frac{2809 \cdot 1}{8 \cdot 16900 \cdot 1,44 \cdot 2 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 67} \approx 30 \text{ ч.}$$

Согласно формуле (5.14) темп нагнетания в течение практически всего времени обработки не превышает 40 л/мин. Среднее значение темпа составляет

$$q_{cp} = 16,7 \cdot \frac{Q}{T_H} \approx 30 \text{ л/мин.}$$

Зная время нагнетания, и принимая $T_c = 15$ ч. определяем расстояние от очистного забоя до первой скважины:

$$L_3 > 15 + \frac{30}{15} \cdot 2;$$

$$L_3 = 20 \text{ м.}$$

Распределение проницаемости определяется с учетом среднего значения и диапазона ее изменения в ненарушенном массиве, а также в зонах геологического нарушения, опорного давления и разгрузки согласно рис. 4.3а,б и 4.4в,г. График изменения среднего значения коэффициента проницаемости в сечении X_I приведен на рис. 5.11.

Нагнетание моделировалось в режиме постоянного давления. При использовании каскадной обработки на скважинах каскада поддерживался приблизительно одинаковый темп подачи воды путем уменьшения давления на скважине, заложенной в зоне с большей приемистостью, с помощью следующего корректирующего равенства (здесь в качестве такой скважины принята первая):

$$PC1 = \left(\frac{SN2}{SN1} \right)^2 PC.$$

На другой скважине давление принималось равным PC .

Моделирование распространения воды в зоне ненарушенного массива показано, что при обработке через одиночную скважину $\nu = 14 \div 20\%$; $V_R = 60 \div 70\%$ в зависимости от способа распределения значений коэффициента проницаемости в зоне воздействия: обработка через каскад позволяет достичь соответственной $\nu = 4 \div 7\%$; $V_R = 26 \div 32\%$ в зонах, расположенных между одновременно работающими скважинами, в остальных зонах эти показатели практически не изменяются. Приблизительно одинаковую равномерность обработки по всей зоне можно достичь уменьшением расстояния между соседними группами с 15 до 10 м. т.е. частичным перекрытием зон влияния скважин.

Время нагнетания воды в две скважины при каскадной обработке с одинаковым темпом составило в среднем 40 ч. темп нагнетания не превышал 30-35 л/мин, его среднее значение – 22 л/мин.

Распределение условного прироста влажности при каскадном нагнетании в зоне геологического нарушения приведено на рис. 5.12.

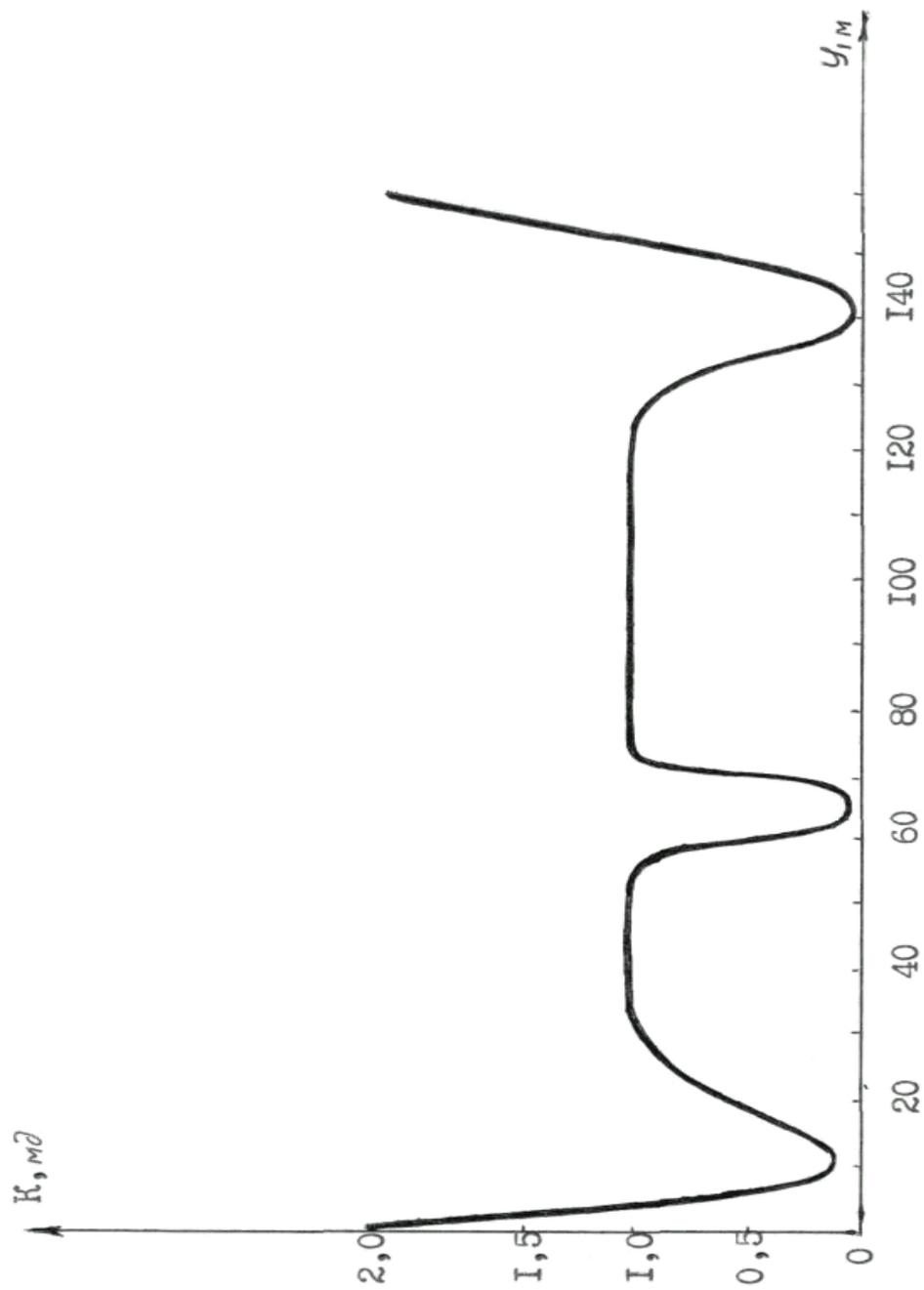


Рис 5.11. График изменения среднего значения коэффициента проницаемости в сечении XI

$$\nu = 12,5\%; V_R = 66,9\%$$

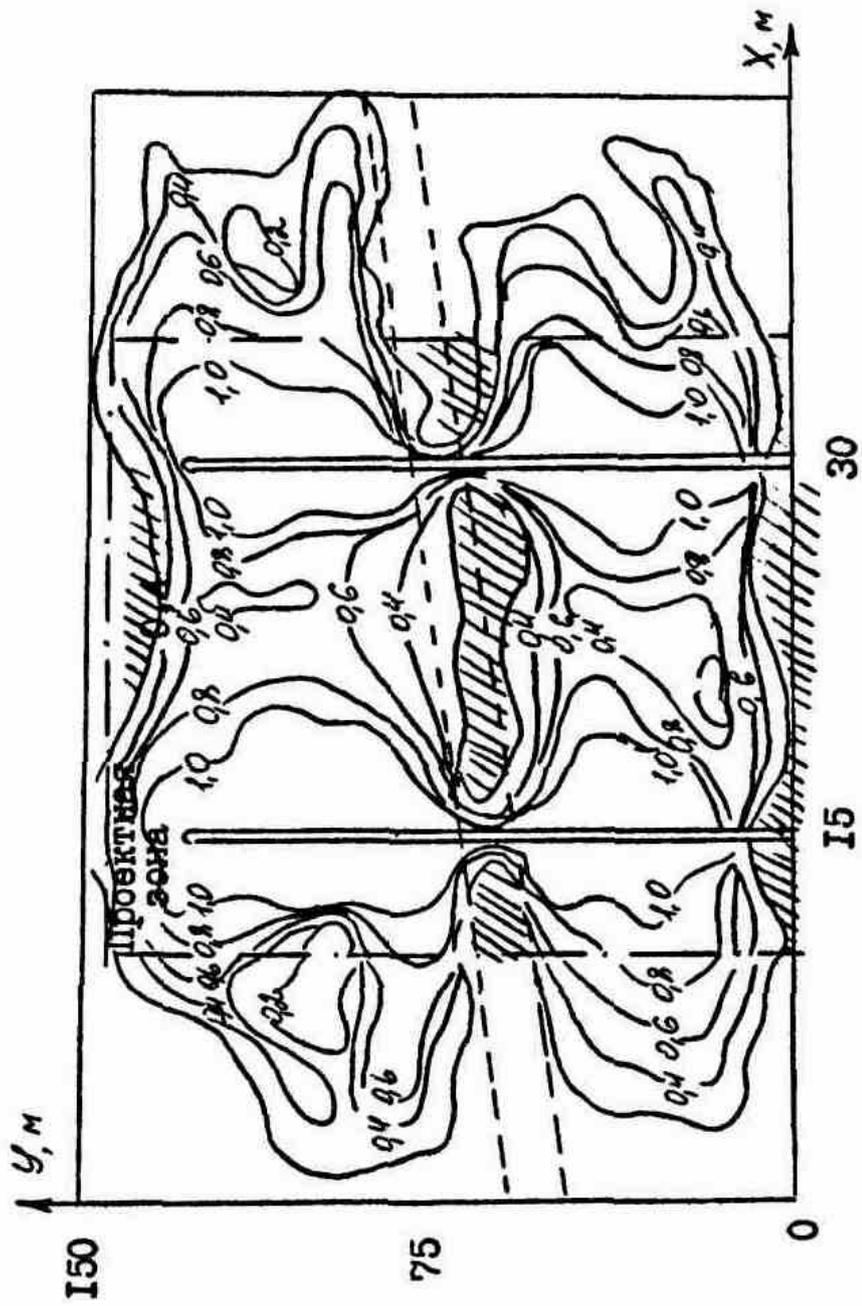


Рис. 5.12. Распределение влаги на участке геологического нарушения при каскадном нагнетании через две скважины

Штриховкой показаны необработанные участки в пределах проектной зоны. Качество обработки характеризуется следующими величинами: $\nu = 12,5\%$; $V_R = 66,9\%$.

Невысокая равномерность прироста влажности, как видно из рис. 5.12 обусловлена низкой проницаемостью угля в зоне геологического нарушения. С целью исследования возможности повышения равномерности увлажнения промоделировано каскадное нагнетание по непрерывной технологии. Результаты моделирования показали существенное повышение качества обработки (рис. 5.13): $\nu = 5,6\%$; $V_R = 31,8\%$. Темп нагнетания и время, требуемое для закачки проектного объема в каждую скважину, соответствуют рассчитанным для одиночной скважины.

На основании результатов моделирования разработан проект гидродинамического воздействия на угольный пласт. Технологическая схема нагнетания представлена на рис. 5.14.

В комплект технологического оборудования для нагнетания входят: 1 – насосная установка 2УГНМ; 2 – вентили-тройники; 3 – счетчики-расходомеры высокого давления (СРВД-20); 4 – манометр; 5 – герметизатор (гидрозатвор "Таурис", цементно-песчаная герметизация); 6 – рукава высокого давления; 7 – напорные рукава; 8 – вентиль регулирующий проходной. В зависимости от наличия оборудования могут быть использованы насосные установки типа НВУ-30М в комплексе с водомерами и манометрами. В зависимости наличия оборудования могут быть использованы насосные установки типа НВУ-30М в комплексе с водомерами и манометрами.

Нагнетание в ненарушенной зоне производится одновременно через две скважины, на участке геологического нарушения – через три скважины, две из которых являются нагнетательными, одна – вспомогательной. Скорректированные параметры гидродинамического воздействия приведены в табл. 5.1.

Нагнетание воды в угольный пласт в соответствии с разработанными рекомендациями позволит довести площадь обработанной области в проектной зоне до 95% и в 2 раза уменьшить коэффициент вариации прироста влажности.

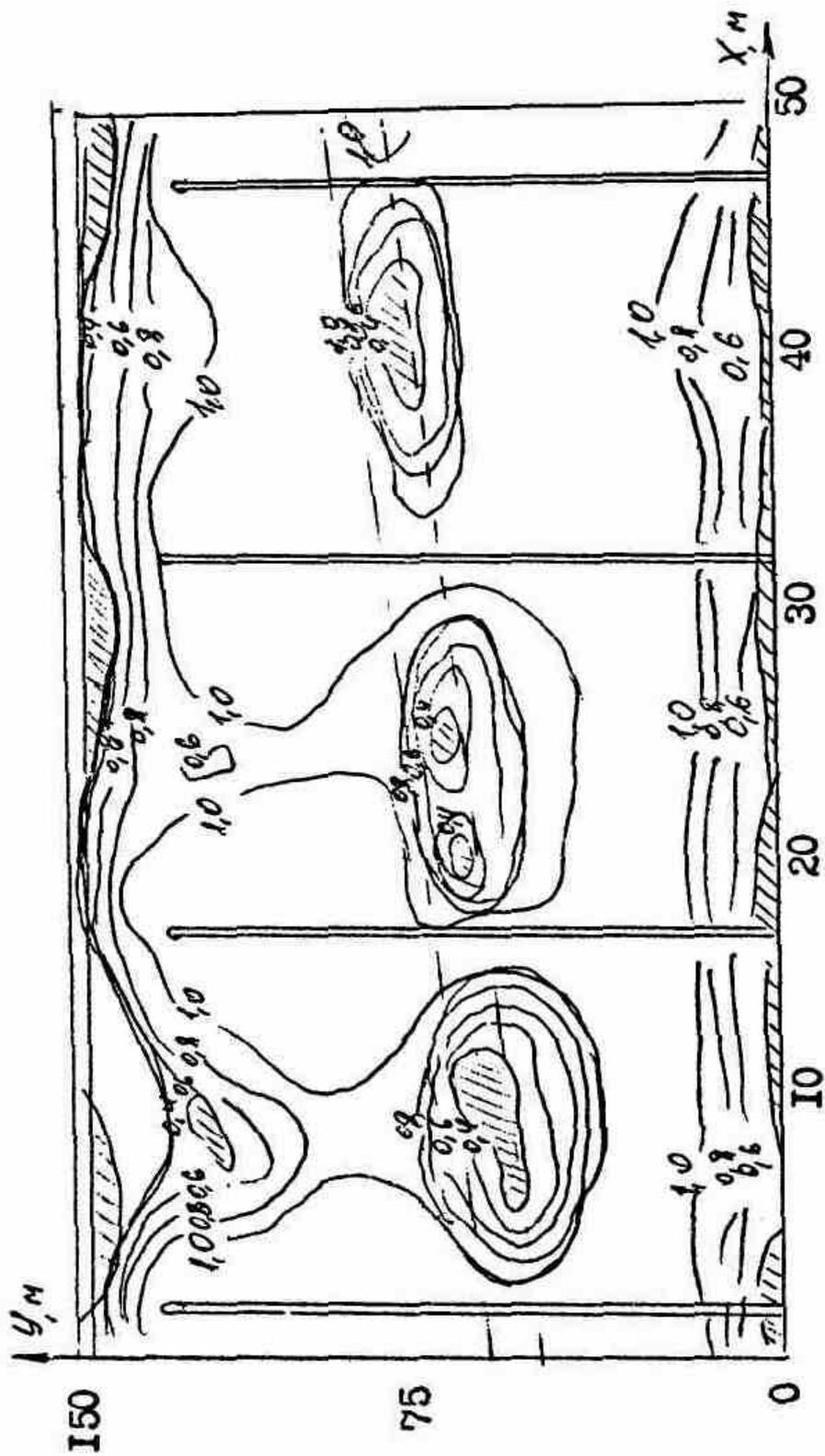
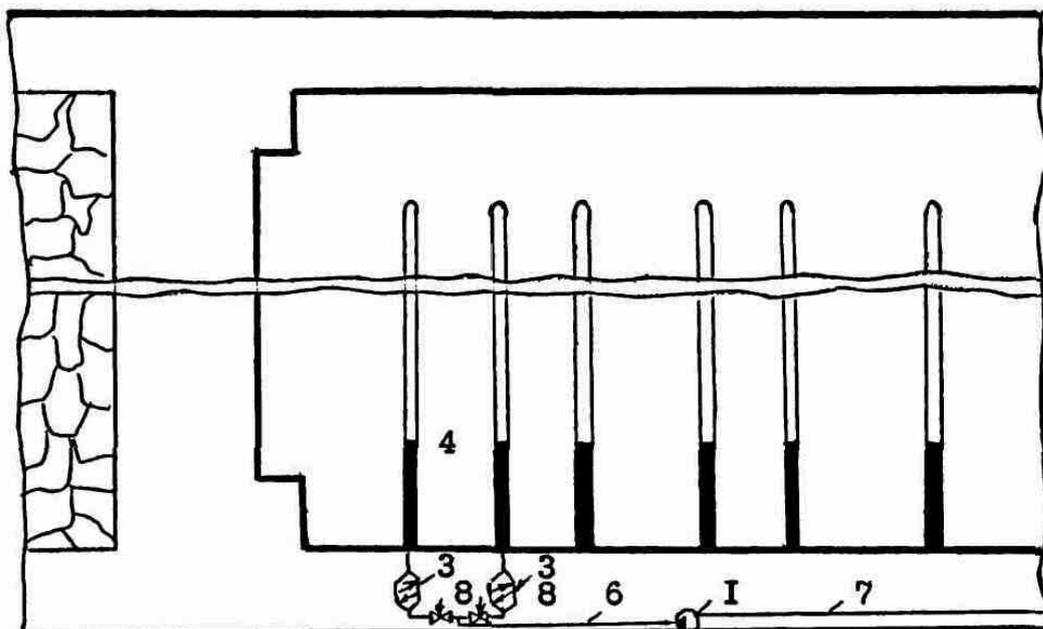


Рис. 5.13. Распределение влаги на участке геологического нарушения при непрерывной каскадной обработке

а) в ненарушенной зоне (группами по 2 скважины)



б) на участке геологического нарушения (непрерывная обработка)

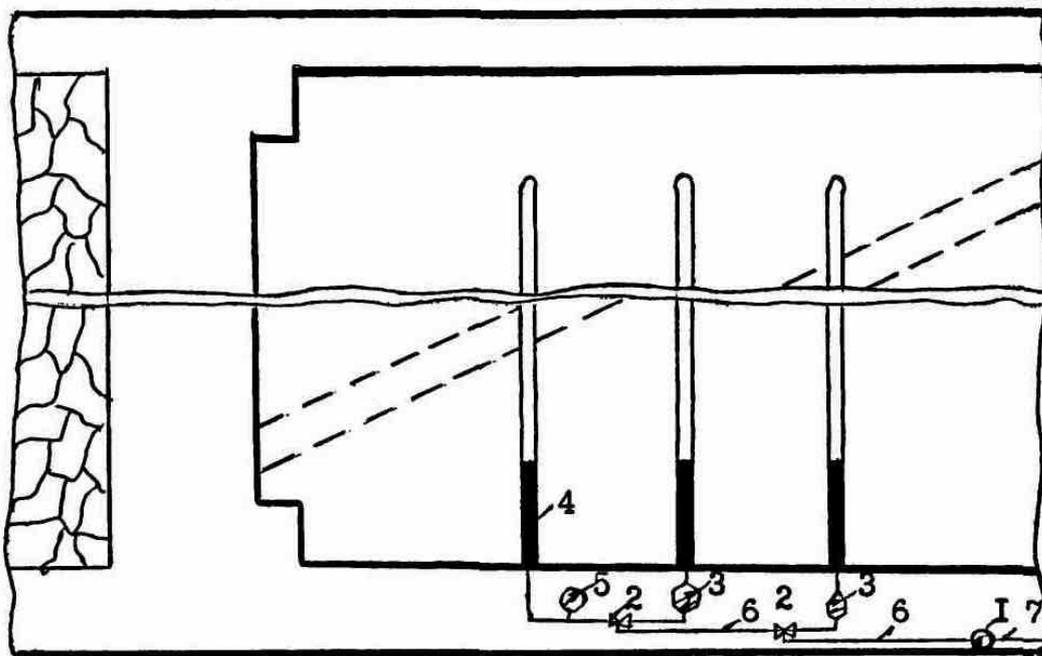


Рис. 5.14. Технологическая схема каскадного нагнетания воды в угольный пласт

Таблица 5.1.

Параметры гидравлического воздействия

Наименование параметра	Обозначение	Значение
Длина скважин		130 м
Диаметр скважин		80-100 мм
Глубина герметизации		15 м
Расстояние между скважинами каскада		15 м
Расстояние между группами в ненарушенной зоне		10 м
Расход воды на скважину		53 м ³
Давление нагнетания		75 кгс/см ²
Темп нагнетания		20-30 л/мин
Время нагнетания в одну скважину в ненарушенной зоне		40 ч
в зоне геологического нарушения		45 ч
Расстояние от очистного забоя до первой скважины в момент начала нагнетания		25 м

Непосредственная кровля пласта – глинистый сланец, слабоустойчивый, склонный к обрушению, непосредственная почва – крепкий глинистый сланец.

Пример 5.2. Угольный пласт мощностью 2,3 м, одиночный, залегает в зоне обработки на глубине 650 м, сложен пятью пачками угля марки ОС различных степеней нарушения (табл. 5.2). Угол падения пласта 15°. Кливаж развит по восстанию. Пласт отнесен к опасным по внезапным выбросам угля и газа.

Таблица 5.2.

Характеристики пласта

Номер пачки	I	II	III	IV	V
Мощность, м	0,42	0,53	0,37	0,72	0,26
Степень нарушения	IV	I	II	I	II

По данным опытных нагнетаний через скважины, пробуренные: нагнетательная – по IV пачке, отточные – по II и IV пачкам, рассчитаны: коэффициент проницаемости по напластованию $k_x = 0,4$ мд, вкрест напластования $k_z = 0,03$ мд, эффективная пористость $n_{\text{э}} = 0,015$. Давление газа в пласте $P_{\Gamma} = 25$ кгс/см².

Угольный пласт разрабатывается по сплошной системе с использованием комбайна 1ГШ68 с индивидуальной крепью. Режим работы: 4 смены по 6 часов (две добычные и две ремонтно-подготовительные).

Откаточный штрек проводился по пласту угля с подрывкой боковых пород в режиме сотрясательного взрывания со средней скоростью 30 м/мес. Ширина выработки составляет 5 м.

В забое откаточного штрека в качестве локального способа борьбы с внезапными выбросами угля и газа предусмотрено нагнетание воды в режиме гидрорыхления через две короткие скважины (см. рис. 5.4б) Вода нагнетается последовательно в каждую скважину или одновременно через обе скважины.

Расчет параметров производится согласно п. 5.2.1. Радиус эффективного влияния каждой скважины составляет 4 м с учетом обработки четырехметровой зоны за контуром выработки (см. рис. 5.4б). Глубина герметизации с учетом недельного подвигания забоя выработки и в соответствии с условием п. 5.2.1 принимается равной 7 м. Длина скважины $l_c = 10$ м, диаметр $d_c = 43$ мм, величина неснижаемого опережения $l_{\text{н.о.}} = 2$ м.

Расход воды на одну скважину

$$Q = 2 \cdot 0,015 \cdot 2,3 \cdot 4 \cdot (7 + 3) \approx 2,8 \text{ м}^3.$$

Давление нагнетания

$$100 \text{ кгс/см}^2 \leq P_{\text{н}} \leq 325 \text{ кгс/см}^2; P_{\text{н.ср}} = 210 \text{ кгс/см}^2.$$

Темп и время нагнетания:

$$q = 12 \cdot 10^{-4} \cdot 3,14 \cdot 43 \cdot 3 \cdot \frac{0,4}{1} \cdot \frac{210 - 25}{\ln \frac{10^3 \cdot 3}{43}} \approx 8,2 \text{ л/мин};$$

$$T_H = 16,7 \cdot \frac{3,5}{8,2} \approx 7 \text{ ч.}$$

В данном случае практический интерес представляет моделирование процесса распространения воды в вертикальном сечении угольного пласта ввиду его сложного строения.

Распределение проницаемости в этой плоскости приведено в табл. 5.3. При расчете принято предположение, что для первой пачки $A = 1$, поскольку в углях IV степени нарушенности экзогенные трещины затушевывают как трещины напластования, так и эндогенные.

Таблица 5.3.

Исходные данные для моделирования

Номер пачки	I	II	III	IV	V
k_x , мд	0,02	0,4	0,13	0,4	0,13
k_y , мд	0,02	0,03	0,03	0,03	0,03

Проницаемость пород кровли в соответствии с табл. 5.1 принимается равной 0,001 мд, почвы – 0,0001 мд.

Исходные данные для моделирования приведены в табл. 5.3 (для одиночной скважины). Ось X принимается параллельной напластованию (рис. 5.15).

Нагнетание осуществляется в режиме постоянного давления, приемистость прискважинных участков пласта принимается одинаковой. Поскольку породы кровли и почвы не являются непроницаемыми, на верхней и нижней границах задается условие (5.34).

Распределение прироста влажности при нагнетании через одиночную скважину, пробуренную по IV пачке, приведено на рис. 5.15а. Показатели равномерности обработки: $\nu = 16,4\%$; $V_R = 76,2\%$.

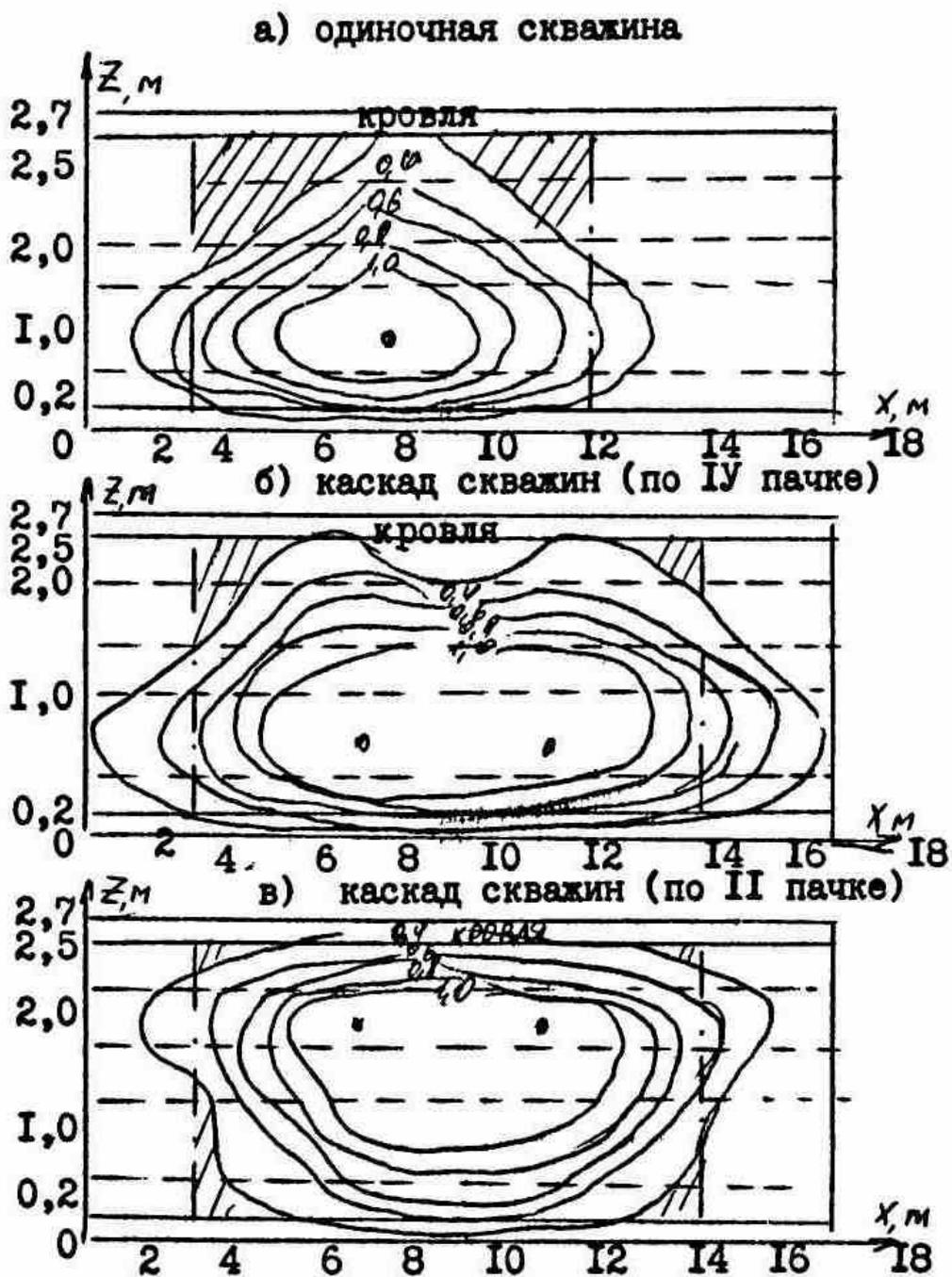


Рис. 5.15. Распределение жидкости в плоскости, перпендикулярной напластованию

Нагнетание через каскад скважин позволяет существенно повысить равномерность обработки (см. рис. 5.15б), довести площадь необработанной зоны до 8,6%, коэффициент вариации условного прироста влажности – до 38,3%.

Однако, как видно из рис. 5.15б, необработанным остается уголь I пачки, являющейся наиболее нарушенной и, следовательно, наиболее выбросоопасной. Устранить этот недостаток можно, расположив скважины во II пачке. Распределение условного прироста влажности в этом случае приведено на рис. 5.15в. Показатели равномерности обработки при этом также улучшились: $\nu = 4,9\%$; $V_R = 29,4\%$.

Таблица 5.4.

Числовые значения идентификаторов программы

Идентификатор	Значение	Идентификатор	Значение	Идентификатор	Значение
Nx	31	Lx1	15.0	DT	0.125
Ny	28	Lx2	15.0	E	0.05
Lx	30.0	PC	210.0	Zx	–
Ly	2.7	KO	0.4	Zy	–
T	2.3	POR	0.015	x1	–
M	10.0	MU	1.0	x2	–
LG	10.0	EU	200000.0	MOD	2
LF	5.0	TAU	0.25		

Как видно из рис. 5.15 расстояние проникновения воды в кровлю составляет не более 5 см, т.е. нагнетание не может привести к существенному ее размыву.

Исследование параметров показало, что время обработки при каскадном нагнетании составляет 6–7 часов, что соответствует рассчитанному значению для одиночной скважины.

Таким образом, моделирование нагнетания воды в угольный пласт дало возможность выбрать рациональную схему расположения скважин и способ нагнетания, позволяющие на 76% уменьшить площадь необработанной зоны и в 2,6 раза – коэффициент вариации условного прироста влажности в проектной области.

Раздел 6. МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАБОЙНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Современный уровень развития технологии угледобычи во многом определяется качеством забойного оборудования, в частности, выемочных машин.

Создаваемые выемочные машины для крутых и наклонных угольных пластов имеют свободную гибкую подвеску с вынесенной системой подачи и самотечным транспортированием угля в очистном забое. В связи с этим весьма актуальным является решение задачи по определению технологических параметров, обеспечивающих устойчивость любого типа выемочной машины в процессе ее эксплуатации.

Оценка устойчивости выемочной машины осуществляется из условия равновесия твердого тела и заключается в проверке отсутствия разворота ее в плоскости пласта.

Выемочные машины применяются одно- либо двухбарабанные, работающие с почвы пласта и имеющие барабанный исполнительный орган с горизонтальной осью вращения. Барабаны могут быть расположены относительно корпуса:

- в противоположных торцах (комбайны типа «Поиск-2», «Поиск-3»);
- сближенно в передней части (комбайн КУ-410);
- вдоль общей оси в передней части (машина МНГ).

Оси барабанов исполнительных органов всех рассматриваемых типов машин параллельны и горизонтальны.

Общий метод оценки устойчивости осуществляется для машин с двухбарабанными исполнительными органами, частным случаем которых являются машины с однобарабанным исполнительным органом («Поиск-1», КПП «Проминь»).

Для расчета принята следующая прямоугольная система координат машины:

- ось «а» направлена от почвы к кровле;
- ось «b» направлена в сторону, противоположную подаче машины;
- ось «с» направлена вдоль оси барабана исполнительного органа.

Барабан, не меняющий положения относительно корпуса машины, обозначим номером 1, барабан, меняющий положение

относительно корпуса – номером 2 (в МНГ левый барабан – №1, правый - №2).

Для расчета параметров введем обозначения:

Равнодействующая сил резания на i -том исполнительном органе, H

в направлении оси «а» R_{ai}

«b»..... R_{bi}

«с»..... R_{ci}

Координаты точки приложения равнодействующей сил резания на исполнительном органе

силы R_{ai} в направлении оси «b» L_{abi}

«с»..... L_{aci}

силы R_{bi} в направлении оси «а» L_{bai}

«с»..... L_{bci}

силы R_{ci} в направлении оси «а» L_{cai}

«b» L_{cbi}

(первый индекс указывает направление равнодействующей, а второй - направление отсчета)

Реактивный крутящий момент для случая угла охвата i -ого барабана в пределах $60^\circ > \gamma_{охв} > 100^\circ$ $T_{рки}$

Усилие рабочего каната, H T_p

Координаты точки приложения усилия рабочего каната

в направлении оси «а» a_p

«b»..... c_p

Усилие предохранительного каната, H .. T_{np}

Координаты точки приложения усилия предохранительного каната

в направлении оси «а» a_{np}

Реакция бокового забоя на лыжу машины, $H..S$

Координаты точки приложения реакции бокового забоя

в направлении оси «а» a_s

«b»..... b_s

Равнодействующая реакции почвы пласта

на опорную поверхность, H N

Координаты точки приложения равнодействующей реакции почвы

в направлении оси «b» b_N

«с»..... c_N

Сила трения почвы пласта о машину, H $F_{тр}$

Координаты точки приложения

в направлении оси «с» c_F

Коэффициент трения машины о почву пласта f''	
Угол падения пласта, град.....	$\alpha_{пл}$
Угол наклона очистного забоя к линии падения пласта, град.....	α_3
Вес машины, H	G
Составляющие веса машины, H вдоль оси «а»	G_a
«b».....	G_b
«с».....	G_c
Координаты точки приложения веса в направлении оси «а»	a_G
«b».....	b_G
«с».....	c_G
Угол подъема барабана 2 исполнительного органа машины относительно почвы пласта, град	γ_2
Расстояние вдоль оси «b» от оси барабана, не изменяющего положение относительно корпуса машины, до оси корпуса поворотного редуктора наиболее удаленного барабана.....	L_b
межцентровое расстояние между крайними осями корпуса поворотного редуктора..	W
Диаметр барабана исполнительного органа .	D_u

6.1. Методика расчета устойчивости выемочной машины

Для расчета устойчивости выемочной машины и определения реакций опор составляются и решаются уравнения равновесия системы сил, действующих на машину.

Составим уравнения равновесия двухбарабанного комбайна «Поиск-3», нагруженного пространственной системой сил (рис. 6.1, 6.2): весом G , представленного в виде трех составляющих вдоль осей «а», «b» и «с»; равнодействующими сил резания на барабанах R_{a1} , R_{b1} , R_{c1} , R_{a2} , R_{b2} и R_{c2} ; усилиями рабочего T_p и предохранительного T_{np} канатов; равнодействующей реакцией N почвы пласта; силой трения F_{mp} почвы пласта и реакцией S бокового забоя угля.

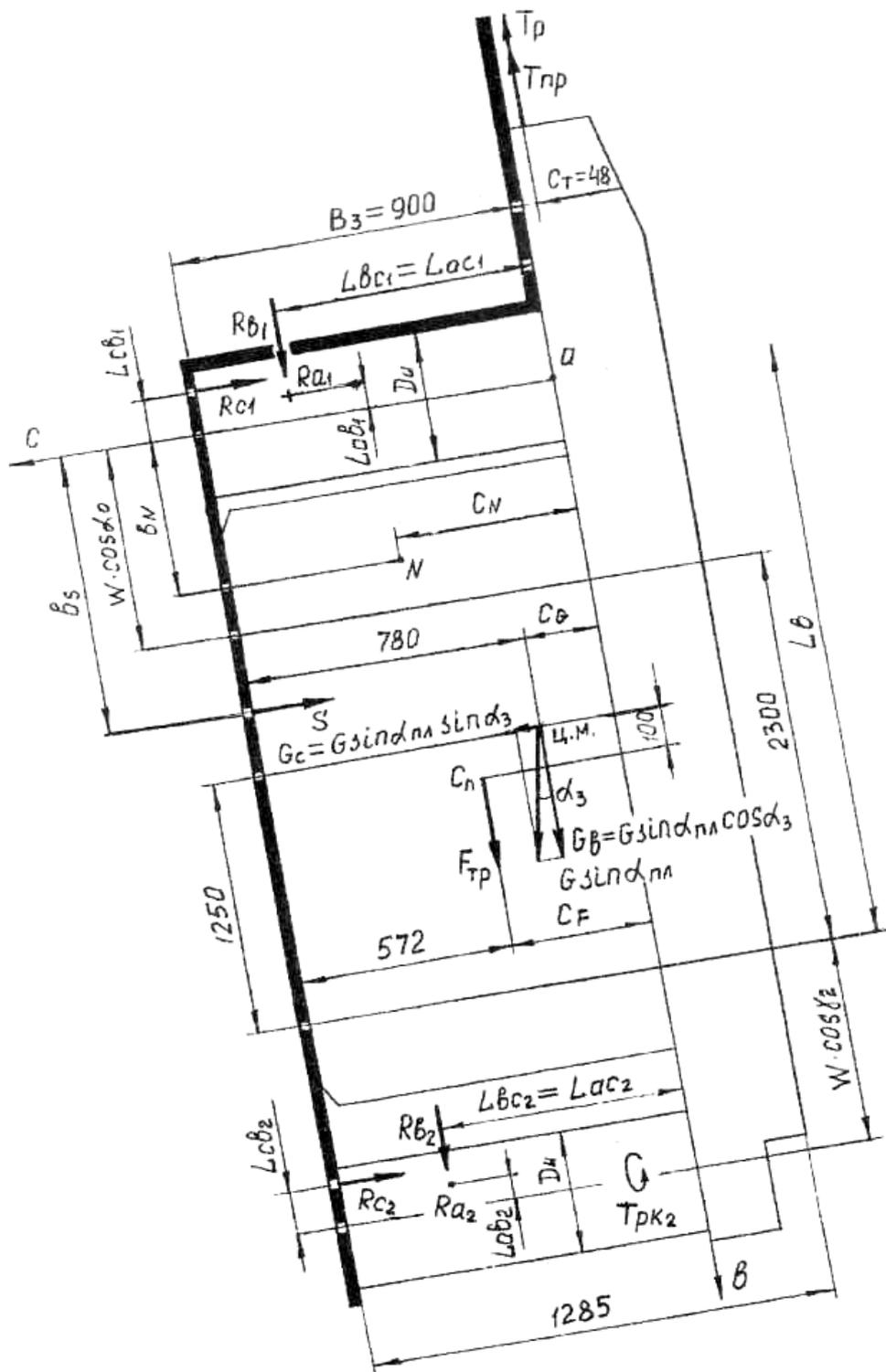


Рис. 6.2. Расчетная схема нагружения комбайна «Поиск-3»

В действующей на машину системе сил неизвестными являются T_p , N и S , а также координаты b_N и c_N точки приложения силы S .

Систему координат неизменно связываем с барабаном 2.

Учитывая, что на приведенном рисунке показана система сил резания для указанного направления вращения барабанов, а возможно и иное, отметим, что это вызовет изменение направления равнодействующей R_a , а также изменение положения сил резания (рис. 6.3 - рис. 6.6). Исходя из этого, в соответствующих уравнениях поставим два знака, причем, верхний соответствует показанному на рис. 6.1, 6.2 положению сил.

Уравнения равновесия имеют вид:

$$\sum F_a = 0; \pm R_{a1} + N \pm R_{a2} - G \cdot \cos \alpha_{nl} = 0; \quad (6.1)$$

$$\sum F_b = 0; -T_p - T_{np} + R_{b1} + F_{mp} + R_{b2} + G \cdot \sin \alpha_{nl} \cdot \cos \alpha_k = 0; \quad (6.2)$$

$$\sum F_c = 0; -R_{c1} \pm R_{c2} - S + G \cdot \sin \alpha_{nl} \cdot \sin \alpha_3 = 0; \quad (6.3)$$

$$\begin{aligned} \sum m_a = 0; & \pm T_p \cdot C_m \pm T_{np} \cdot C_m + R_{b1} \cdot L_{bc1} - R_{c1} \cdot L_{cb1} + S \cdot b_c + \\ & + R_{b2} \cdot L_{bc2} \pm R_{c2} (L_b + W \cdot \cos \gamma_2 \pm L_{cb2}) + F_{mp} \cdot C_F + \\ & + G \cdot \sin \alpha_{nl} \cdot \cos \alpha_3 \cdot G_G - G \cdot \sin \alpha_{nl} \cdot \cos \alpha_3 \cdot b_c = 0; \end{aligned} \quad (6.4)$$

$$\begin{aligned} \sum m_b = 0; & R_{a1} \cdot L_{ac1} - R_{c1} (0,5 \cdot D_u - L_{ca1}) \pm R_{a2} \cdot L_{ac2} \pm \\ & \pm R_{c2} (a_k + W \cdot \sin \gamma_2 \pm L_{ca2}) - S \cdot a_3 - N \cdot C_N + \\ & + G \cdot \cos \alpha_{nl} \cdot \sin \alpha_3 \cdot a_G = 0; \end{aligned} \quad (6.5)$$

$$\begin{aligned} \sum m_c = 0; & T_p \cdot a_p + T_{np} + R_{a1} \cdot L_{ac1} - R_{b1} + R_{b1} (0,5 \cdot D_u - L_{ba1}) \mp \\ & \mp R_{a1} (L_b + W \cdot \cos \gamma_2 \mp L_{ab1}) - R_{b1} (a_k + W \cdot \sin \gamma_2 \pm L_{ab2}) \mp \\ & \mp T_{pk} + N \cdot b_N - G \cdot \cos \alpha_{nl} \cdot \cos \alpha_3 \cdot a_G = 0. \end{aligned} \quad (6.6)$$

Составленная система уравнений включает в себя наиболее сложное нагружение выемочных машин. Для других типов двухбарабанных машин уравнения упрощаются.

Рассмотрим уравнения для комбайна КУ-410 (рис. 6.3, 6.4), барабаны исполнительного органа которого расположены впереди машины на расстоянии W друг от друга.

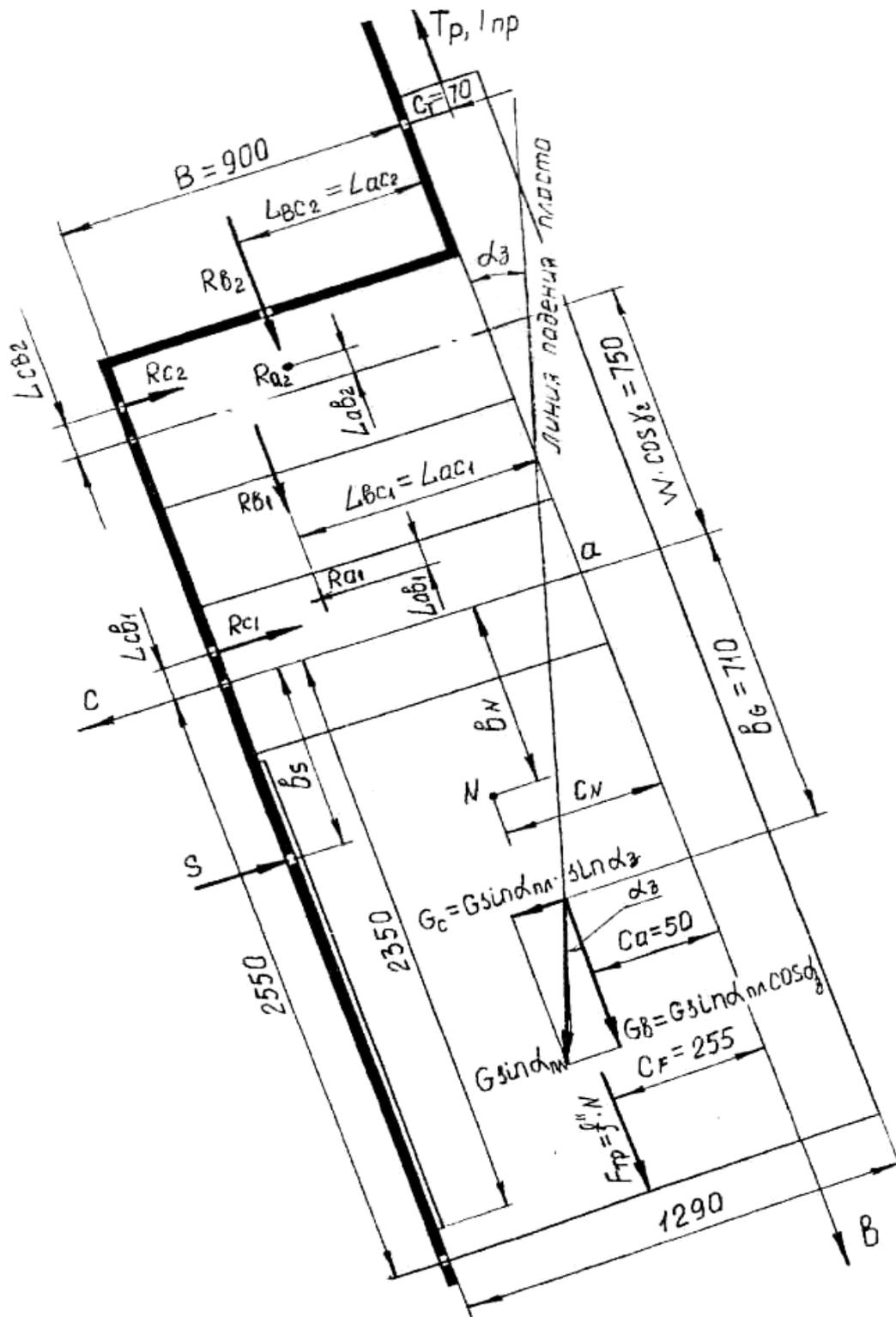


Рис. 6.4. Расчетная схема нагружения комбайна КУ-410

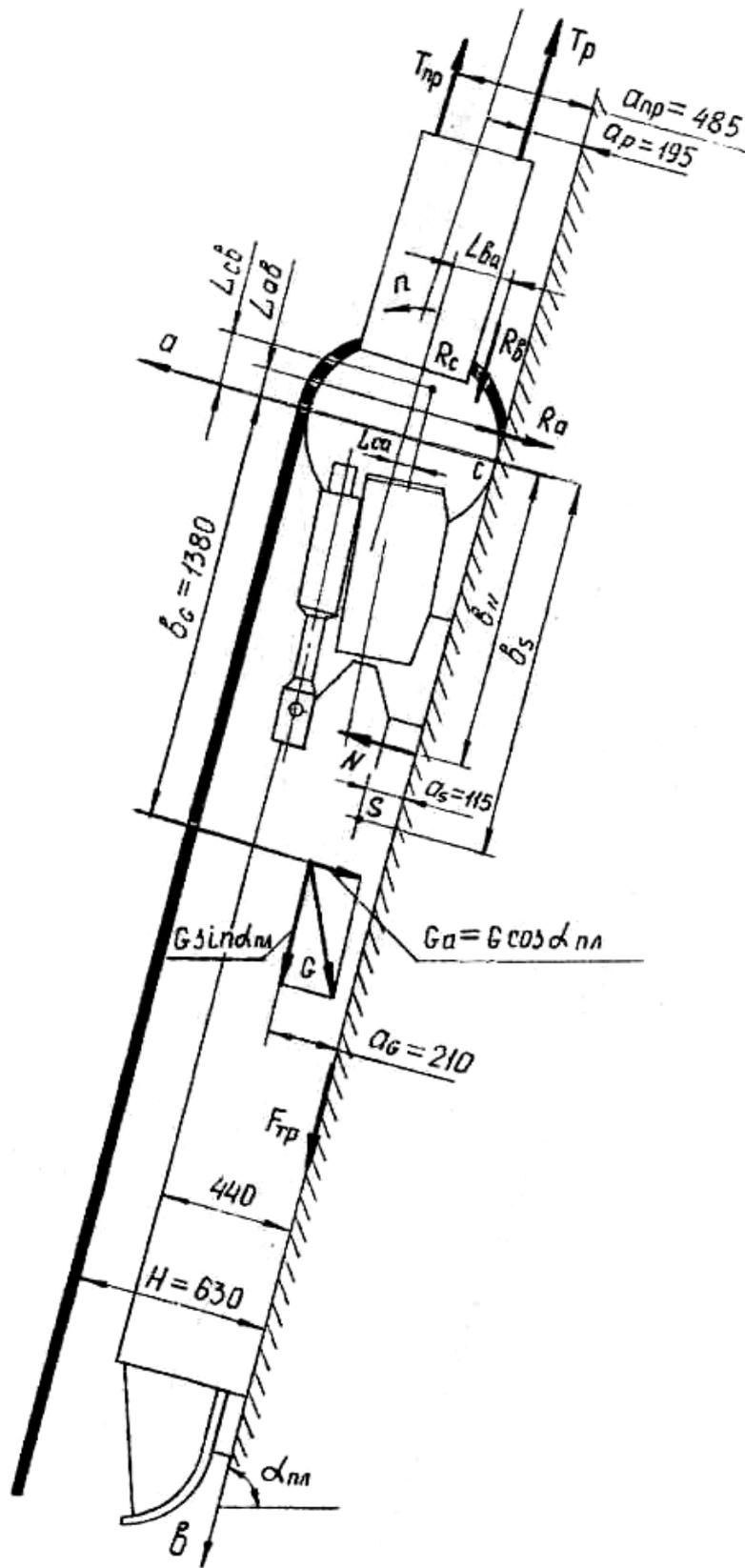


Рис. 6.5. Расчетная схема нагружения комбайна «Проминь»

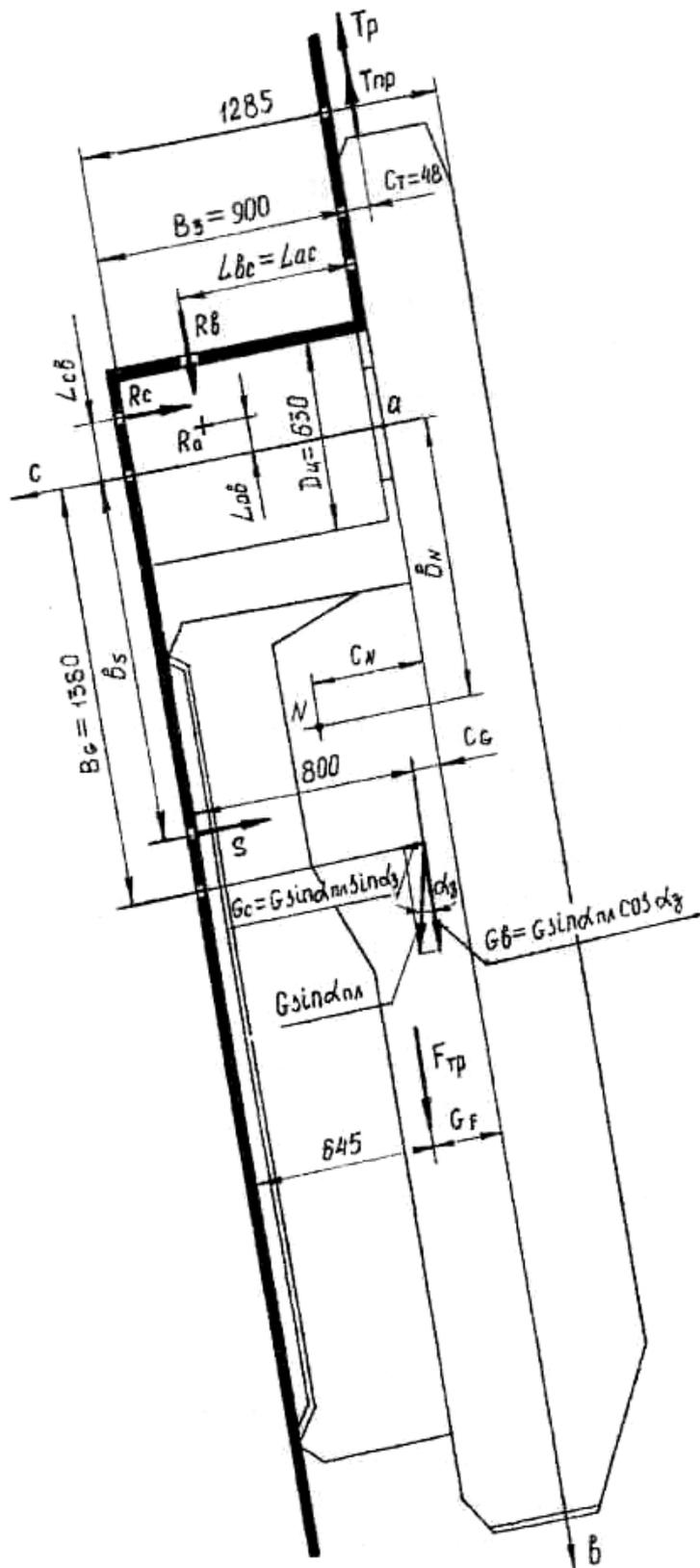


Рис. 6.6. Расчетная схема нагружения комбайна «Проминь»

уравнения (6.4). Это показывает, что выемочная машина выходит из забоя и требует опоры с противоположной от лыжи стороны.

У машины МНГ отсутствие разворота обеспечивается наличием двух боковых лыж, на которых возникают усилия T_p , создающие момент удерживающий от разворота.

Из остальных уравнений равновесия определяют усилие T_p рабочего каната, равнодействующую N реакций почвы пласта на все опоры нарезной машины, а также координаты ее точки приложения b_N и c_N . Последние для комбайнов типа «Поиск-3» и КУ-410 должны находиться в пределах размеров постелей, а для машины МНГ, имеющей заднюю и переднюю лыжи по почве пласта - в пределах между этими лыжами.

Несоблюдение этих условий показывает, что выемочная либо нарезная машина при работе частично подрывает почву или кровлю пласта.

6.3. Определение зон устойчивости

В соответствии с уравнениями равновесия выполнены аналитические исследования, результаты которых сведены в таблицу 6.1 и графически представлены на рис. 6.9 - рис. 6.12.

Анализ результатов исследования устойчивости очистного комбайна «Поиск-3», в частности величины и знака боковой реакции S_i и координаты b_{si} , ее точки приложения показал, что выемочная машина работает устойчиво в лавах с углом падения α_{nl} во всем заданном диапазоне при углах наклона забоя α_3 более 10° . При углах наклона забоя $\alpha_3 < 10^\circ$ в лавах с любым α_{nl} машину разворачивает в плоскости пласта.

Очистной комбайн КУ-410 устойчив при работе на пластах во всем диапазоне углов α_{nl} и α_3 , кроме забоев с углом падения $\alpha_{nl} = 35^\circ$ и $\alpha_3 = 10^\circ$, и $\alpha_3 = 20^\circ$, а также при $\alpha_{nl} = 60^\circ$ и 75° с $\alpha_3 = 10^\circ$.

Таблица 6.1.

Сводная таблица параметров, характеризующих устойчивость выемочных машин

Угол, град		Наименование выемочной машины и параметры													
Паде- ние плата α_{02}	На- клон забоя α_3	"Поиск-3"				КУ-410				"Проминь"				МНГ	
		Боковая реакция, ее координаты		Обес- пече- нность устойчи- вости	Боковая реакция, ее координаты		Обес- пече- ность устой- чивос- ти	Боковая реакция, ее координаты		Обес- пече- ность устой- чивос- ти	Боковая реакция, ($b_{ys} = \text{const}$)		Обесе- ность устойчи- вости		
$S_x(H)$	b_{ys} (мм)	$S_x(H)$	b_{ys} (мм)		$S_x(H)$	b_{ys} (мм)		$S_x(H)$	b_{ys} (мм)		$S_x(H)$	$S_x(H)$			
35	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1060,0	1060,0	1060,0	да
	10	-448,0		нет	-4640,0		-1862,8		нет			10386,0	7748,0	7748,0	
	20	6620,0	365,8	да	270,0	-2637,6	3603,6	-662,9	нет			19397,5	14198,8	14198,8	
	40	19243,8	1399,4		8860,8	678,4	13367,6	891,7	да			36894,8	25624,8	25624,8	
60	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1600,0	1600,0	1600,0	да
	10	3269,6	1624,3	нет	-2010,8		1011,6	-6372,2	нет			16682,5	11697,8	11697,8	
	20	13939,5	1088,8	да	5250,5	528,7	9266,0	514,2	да			29287,8	21438,5	21438,5	
	40	33000,0	1881,3		18222,6	706,2	24007,8	1098,5				63440,0	38689,6	38689,6	
75	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1785,5	1785,5	1785,5	да
	10	4540,0	-409,9	нет	-1147,6		1993,5	-2691,0	нет			17491,0	13046,5	13046,5	
	20	16439,5	1264,6	да	6982,8	628,4	11198,8	704,3	да			32665,6	23910,8	23910,8	
	40	37698,8	1642,0		21420,0	740,1	27642,6	1187,1				89605,6	43182,8	43182,8	

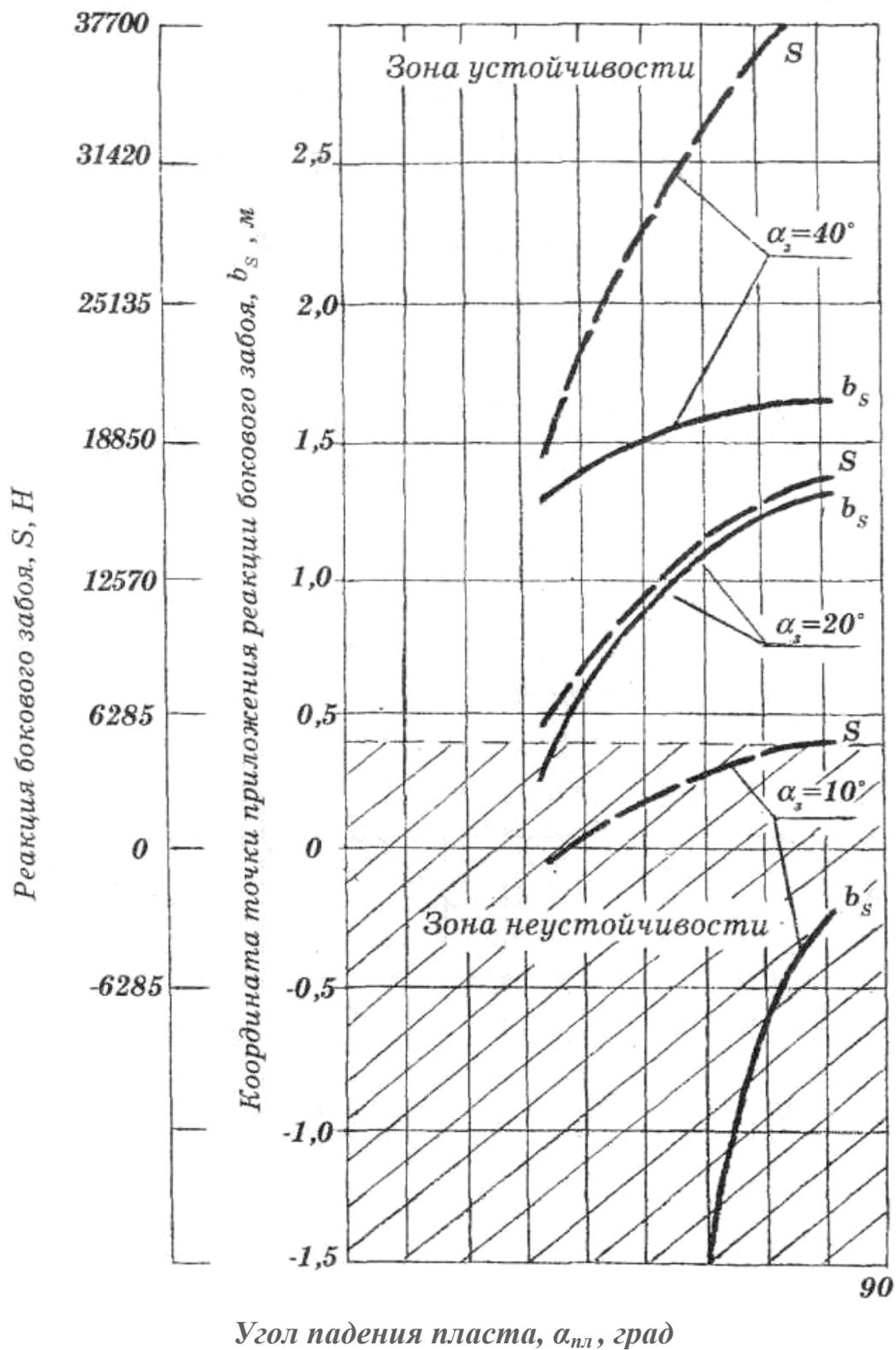


Рис. 6.9. Зависимости S и b_s от $\alpha_{пл}$ и α_z (комбайн «Поиск-3»)

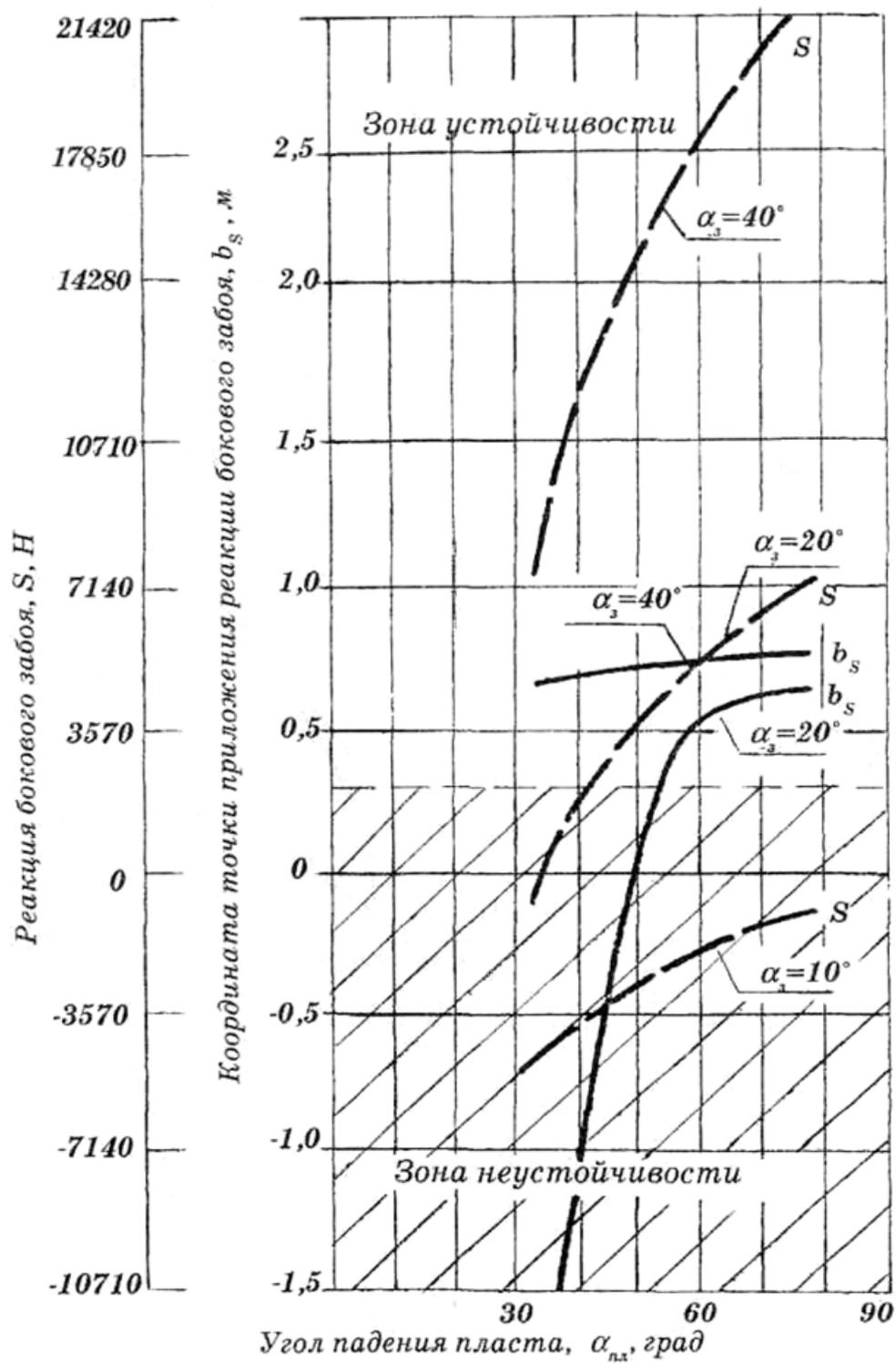


Рис. 6.10. Зависимости S и b_s от $\alpha_{пл}$ и α_z (комбайн КУ-410)

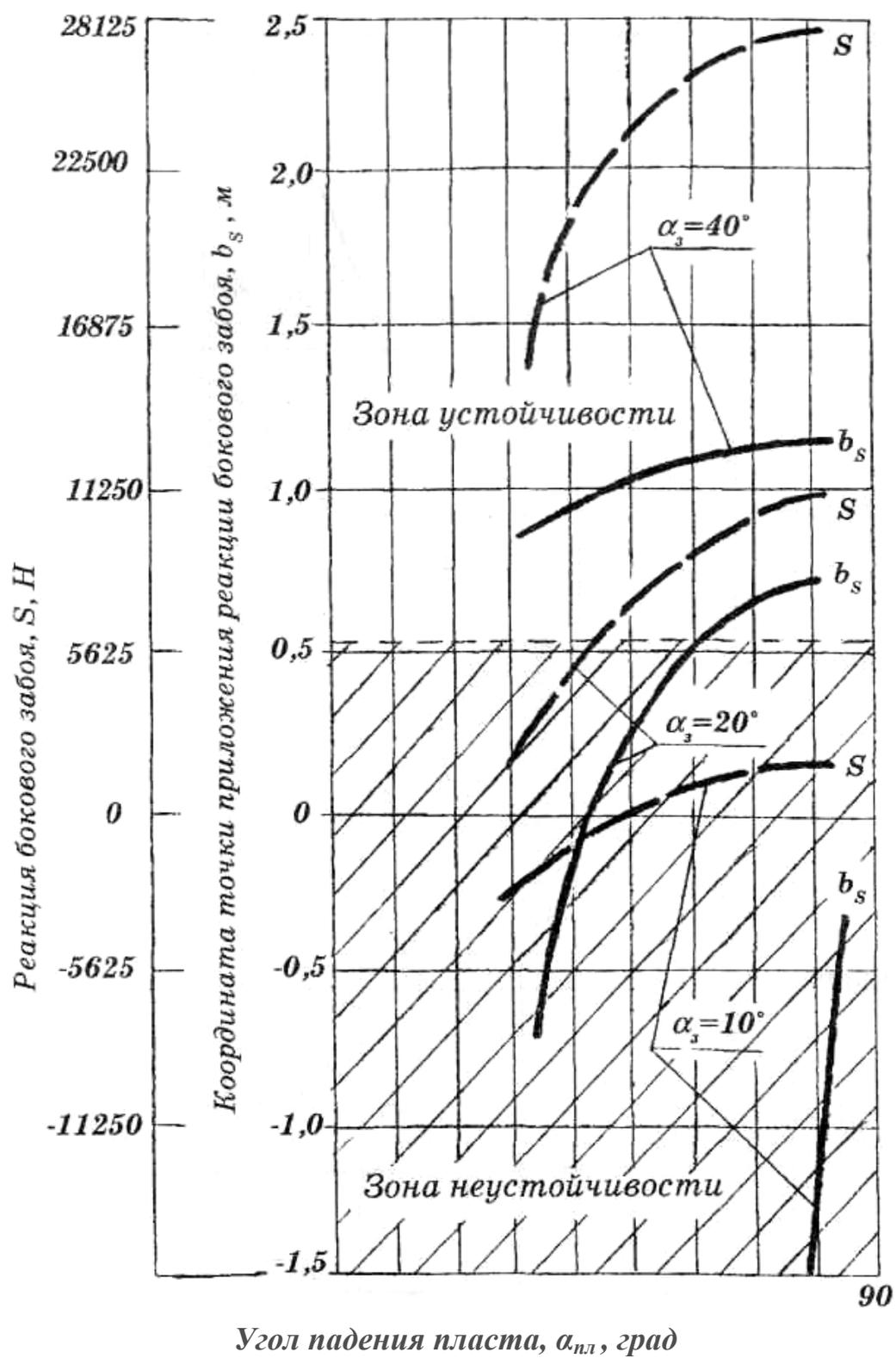


Рис. 6.11. Зависимости S и b_s от $\alpha_{пл}$ и α_z (комбайн «Проминь»)

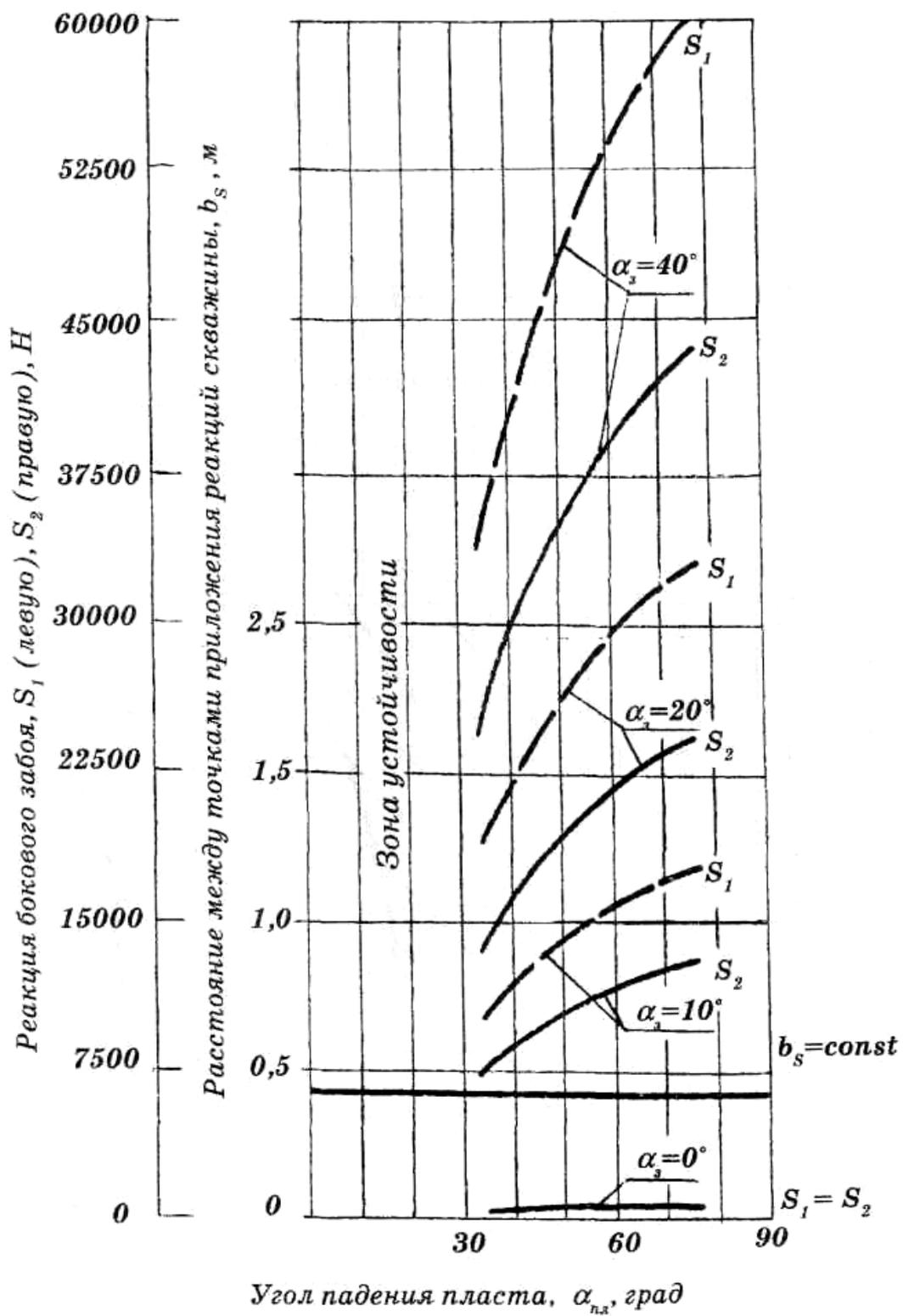


Рис. 6.12. Зависимости S и b_s от $\alpha_{n.l}$ и α_z (машина МНГ)

Очистной комбайн «Проминь» устойчив при работе на пластах во всем заданном диапазоне углов $\alpha_{нл}$ и α_3 , кроме забоев с $\alpha_{нл} = 35^\circ$ и $\alpha_3 = 10^\circ$ и $\alpha_3 = 20^\circ$, а также при $\alpha_{нл} = 60^\circ$ и $\alpha_{нл} = 75^\circ$ с $\alpha_3 = 10^\circ$.

Анализ параметров нарезной машины МНГ, полученный расчетным путем, показал, что она устойчива в любых условиях применения.

Установлено, что очистные комбайны с барабанами исполнительного органа разнесенными по концам корпуса («Поиск-2», «Поиск-3», А-70), более устойчиво работает в наклонных и крутонаклонных пластах, а выемочные машины со сближенными барабанами исполнительного органа («Темп-1м», КУ-410 и др.) целесообразно эксплуатировать в условиях крутых пластов.

Раздел 7. МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПРИВОДА ВЫЕМОЧНОЙ МАШИНЫ ИЗ НЕТРАДИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ

В ДонНИИ и МГТУ им. Н.Э. Баумана проводились теоретические работы по созданию нового типа привода выемочной машины на основе использования нетрадиционных материалов.

7.1. Теоретическое исследование термодинамических систем

Рассматриваются термодинамические системы, которые относятся к числу закрытых и изолированных. То есть образуются такими материальными областями, у которых границы непроницаемы для перехода вещества и на которые окружающая среда не может влиять путем обмена теплом и работой. В подобных системах (масса и элементный состав которых остается неизменным) установление равновесия достигается за счет фазовых и химических превращений. Что же касается механического и энергетического равновесия с окружающей средой, то оно полагается заранее достигнутым. Другими словами, исключается возможность возрастания энтропии системы за счет диссипативных процессов и в связи с теплопередачей между различными частями системы или по ее внешней границе. В общем случае считается, что исследуемая система является гетерогенной, состоящей из нескольких разнородных частей (фаз), мысленных видимыми границами. При этом все газообразные индивидуальные вещества (компоненты) входят в состав одной газовой фазы, а конденсированные могут образовывать как отдельные фазы, так и конденсированные растворы. Причем, присутствие газовой фазы считается обязательным для любой из рассматриваемых систем, в то время как конденсированные вещества могут отсутствовать. Равновесие подобных систем в соответствии со вторым законом термодинамики характеризуется максимумом энтропии относительно термодинамических степеней свободы, к числу которых относятся концентрации компонентов равновесной смеси (M_i , моль/кг), температура (T) и давление (p). Удельный объем, так

же как и внутренняя энергия, при этом остаются независимыми переменными, так как условия равновесия системы относительно окружающей среды могут быть выражены с помощью равенств $dv=0$ и $dU=0$ или $v = Const$ и $U = Const$.

$$S = \sum_{i=1}^k \left(S_i^0 - R_0 \ln \frac{R_0 T M_i}{v} \right) \cdot M_i + \sum_{n_1=1}^{N_1} \left(S_{n_1}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_1}}{M_{x_1}} \right) \cdot M_{n_1} + \\ + \sum_{n_2=1}^{N_2} \left(S_{n_2}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_2}}{M_{x_1}} \right) \cdot M_{n_2} + \sum_{r=1}^R S_r^0 M_r \Rightarrow S_{\max} \quad (7.1)$$

где k – количество газообразных компонентов в равновесной системе;

R – количество конденсированных компонентов, образующих отдельные фазы;

N_1, N_2 – количество компонентов первого и второго конденсированных растворов;

M_{x_1}, M_{x_2} – количество молей вещества в первом и втором конденсированных растворах.

При записи этого уравнения использованы общепринятые допущения: поведение газообразных компонентов подчиняется уравнению состояния идеального газа; объем конденсированных компонентов пренебрежимо мал; конденсированные растворы считаются идеальными.

Внутренняя энергия и удельный объем также связаны с концентрацией компонентов термодинамической системы, с температурой и давлением при помощи известных соотношений:

$$U - \sum_{i=1}^k U_i M_i - \sum_{r=1}^R U_r M_r - \sum_{n=1}^{N_1+N_2} U_n M_n = 0; \quad (7.2)$$

$$v - \frac{R_0 T}{P} \cdot \sum_{i=1}^k M_i = 0, \quad (7.3)$$

где U – полная внутренняя энергия системы;

U_i, U_r, U_n – полная внутренняя энергия компонентов системы, отнесенная к 1 молю и включающая в себя теплоту образования;

$$U_1 = \int_{T_0}^T C_{V_i} dT + (\Delta H_{T_0}^0)_i$$

Уравнения (7.2), (7.3) могут рассматриваться как ограничения или связи, накладываемые на область допустимых значений переменных при установлении химического и фазового равновесия, при достижении максимума энтропии системы.

Дополнительные ограничения термодинамических степеней свободы обусловлены постоянством массы химических элементов и электронейтральностью всей системы в целом:

$$-[\partial \Lambda_j] + \sum_{i=1}^k n_{ji} M_i + \sum_{r=1}^R n_{jr} M_r + \sum_{n=1}^{N_1+N_2} n_{jn} M_n = 0, (j = 1, 2, \dots, m); \quad (7.4)$$

$$\sum_{i=1}^k n_{ei} M_i = 0, \quad (7.5)$$

где $[\partial \Lambda_j]$ – содержимое химического элемента Λ_j , моль/кг;

n_{jr} – количество атомов j -ого элемента в i -ом компоненте;

m – количество химических элементов в системе;

n_{ei} – кратность ионизации i -ого компонента (для отрицательно заряженных веществ имеет знак минус).

В результате параметры равновесия термодинамической системы могут быть определены путем решения задачи о нахождении экстремума S с учетом связей, накладываемых уравнениями (7.2)–(7.5). Для этого составляется функция Лагранжа:

$$\begin{aligned} \Lambda = & \left[\sum_{i=1}^k \left(S_i^0 - R_0 \ln \frac{R_0 T M_i}{\nu} \right) \cdot M_i + \sum_{n_1=1}^{N_1} \left(S_{n_1}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_1}}{M_{x_1}} \right) \cdot M_{n_1} + \right. \\ & \left. + \sum_{n_2=1}^{N_2} \left(S_{n_2}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_2}}{M_{x_1}} \right) \cdot M_{n_2} + \sum_{r=1}^R S_r^0 M_r \right] + \left[U + \sum_{i=1}^k U_i M_i - \sum_{r=1}^R U_r M_r - \right. \\ & \left. - \sum_{n=1}^{N_1+N_2} U_n M_n \right] \lambda_U + \sum_{j=1}^m \left(-[\partial \Lambda_j] + \sum_{i=1}^k n_{ji} M_i + \sum_{r=1}^R n_{jr} M_r + \sum_{n=1}^{N_1+N_2} n_{jn} M_n \right) \lambda_j + \\ & + \left(\nu - \frac{R_0 T}{P} \cdot \sum_{i=1}^k M_i \right) \lambda_p + \sum_{i=1}^k n_{ei} M_i \lambda_e + \left(M_{x_1} - \sum_{n_1=1}^{N_1} M_{n_1} \right) \lambda_{x_1} + \left(M_{x_2} - \sum_{n_2=1}^{N_2} M_{n_2} \right) \lambda_{x_2}, \end{aligned} \quad (7.6)$$

где λ – неопределенные множители Лагранжа.

Приравнявая нулю производные функции Λ по всем неизвестным, получаем систему алгебраических уравнений, устанавливающих связь между всеми параметрами состояния системы:

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial M_i} = S_i^0 - R_0 \ln \frac{R_0 T}{\nu} - R_0 \ln M_i - R_0 - U_i \lambda_U - \frac{R_0 T}{p} \lambda_p + \sum_{j=1}^m n_{ji} \lambda_j + n_{ei} \lambda_e = 0,$$

$$(i=1,2,\dots,k); \quad (7.7)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial M_r} = S_r^0 - U_r \lambda_U + \sum_{j=1}^m n_{jr} \lambda_j = 0,$$

$$(r=1,2,\dots,R); \quad (7.8)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial M_{n_1}} = S_{n_1}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_1}}{M_{x_1}} - R_0 - U_{n_1} \lambda_U + \sum_{j=1}^m n_{jn_1} \lambda_j - \lambda_{x_1} = 0,$$

$$(n_1=1,2,\dots,N); \quad (7.9)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial M_{n_2}} = S_{n_2}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_2}}{M_{x_2}} - R_0 - U_{n_2} \lambda_U + \sum_{j=1}^m n_{jn_2} \lambda_j - \lambda_{x_2} = 0,$$

$$(n_2=1,2,\dots,N_2); \quad (7.10)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial p} = \left(\frac{R_0 T}{p^2} \sum_{i=1}^k M_i \right) \cdot \lambda_p = \frac{\nu}{p} \lambda_p = 0; \quad (7.11)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial T} = \frac{1}{T} \left(\sum_{i=1}^k C_{Vi} M_i + \sum_{r=1}^R C_{Vr} M_r + \sum_{n=1}^{N_1+N_2} C_{Vn} M_n \right) - \lambda_U \left(\sum_{i=1}^k C_{Vi} M_i + \sum_{r=1}^R C_{Vr} M_r + \sum_{n=1}^{N_1+N_2} C_{Vn} M_n \right) + \left(\frac{R_0}{p} \sum_{i=1}^k M_i \right) \cdot \lambda_p = 0; \quad (7.12)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial \lambda_U} = U - \sum_{i=1}^k U_i M_i - \sum_{r=1}^R U_r M_r - \sum_{n_1=1}^{N_1} U_{n_1} M_{n_1} - \sum_{N_2=1}^{N_2} U_{n_2} M_{n_2} = 0; \quad (7.13)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial \lambda_j} = [\partial \Lambda_j] + \sum_{i=1}^k n_{ji} M_i + \sum_{r=1}^R n_{jr} M_r + \sum_{n_1=1}^{N_1} n_{jn_1} M_{n_1} + \sum_{n_2=1}^{N_2} n_{jn_2} M_{n_2} = 0, \\ (j = 1, 2, \dots, m); \quad (7.14)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial \lambda_e} = \sum_{i=1}^k n_{ei} M_i = 0; \quad (7.15)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial \lambda_p} = p v - R_0 T \cdot \sum_{i=1}^k M_i = 0; \quad (7.16)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial \lambda_{x_1}} = M_{x_1} - \sum_{n_1=1}^{N_1} M_{n_1} = 0; \quad (7.17)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial \lambda_{x_2}} = M_{x_2} - \sum_{n_2=1}^{N_2} M_{n_2} = 0; \quad (7.18)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial M_{x_1}} = \frac{R_0}{M_{x_1}} \sum_{n_1=1}^{N_1} M_{n_1} + \lambda_{x_1} = 0; \quad (7.19)$$

$$\frac{\partial \Lambda}{\partial M_{x_2}} = \frac{R_0}{M_{x_2}} \sum_{n_2=1}^{N_2} M_{n_2} + \lambda_{x_2} = 0. \quad (7.20)$$

Из уравнения (7.11) следует, что $\lambda_p = 0$, поскольку ни давление, ни объем термодинамической системы не могут быть равны нулю. Подстановка полученного значения λ_p в уравнение (7.12) позволяет определить λ_u которое оказывается равным: $\lambda_u = 1/T$.

Значения еще двух неизвестных λ_{x_1} и λ_{x_2} следуют из уравнений (7.19) и (7.20): $\lambda_{x_1} = \lambda_{x_2} = -R_0$.

Исключение этих величин из системы уравнений (7.7)÷(7.20) позволяет упростить ее и привести к расчетному виду:

$$S_i^0 - \frac{J_i}{T} - R_0 \ln \frac{R_0 T M_i}{\upsilon} + \sum_{j=1}^m n_{ji} \lambda_j + n_{ei} \lambda_e = 0, \\ (i = 1, 2, \dots, k); \quad (7.21)$$

$$S_r^0 - \frac{J_r}{T} + \sum_{j=1}^m n_{jr} \lambda_j = 0, \\ (r = 1, 2, \dots, R); \quad (7.22)$$

$$S_{n_1}^0 - \frac{U_{nn_1} + R_0 T}{T} - R_0 \ln \frac{M_{n_1}}{M_{x_1}} + \sum_{j=1}^m n_{jn_1} \lambda_j = 0, \\ (n_1 = 1, 2, \dots, N_1); \quad (7.23)$$

$$S_{n_2}^0 - \frac{U_{nn_2} + R_0 T}{T} - R_0 \ln \frac{M_{n_2}}{M_{x_2}} + \sum_{j=1}^m n_{jn_2} \lambda_j = 0, \\ (n_2 = 1, 2, \dots, N_2); \quad (7.24)$$

$$-U + \sum_{i=1}^k U_i M_i + \sum_{r=1}^R U_r M_r + \sum_{n_1=1}^{N_1} U_{n_1} M_{n_1} + \sum_{n_2=1}^{N_2} U_{n_2} M_{n_2} \\ - [\partial \Lambda_j] + \sum_{i=1}^k n_{ji} M_i + \sum_{r=1}^R n_{jr} M_r + \sum_{n=1}^{N_1+N_2} n_{jn} M_n = 0, \quad (7.25)$$

$$(j = 1, 2, \dots, m) \quad (7.26)$$

$$\sum_{i=1}^k n_{ei} M_i = 0; \quad (7.27)$$

$$p\upsilon - R_0 T \sum_{i=1}^k M_i = 0; \quad (7.28)$$

$$\sum_{n_1=1}^{N_1} \frac{M_{n_1}}{M_{x_1}} - 1 = 0; \quad (7.29)$$

$$\sum_{n_2=1}^{N_2} \frac{M_{n_2}}{M_{x_2}} - 1 = 0; \quad (7.30)$$

Эту систему уравнений целесообразно дополнить еще двумя соотношениями, определяющими значения энтропии и энтальпии всей смеси:

$$-J + \sum_{i=1}^k J_i \cdot M_i + \sum_{r=1}^R J_r M_r + \sum_{n_1=1}^{N_1} J_{n_1} \cdot M_{n_1} + \sum_{n_2=1}^{N_2} J_{n_2} \cdot M_{n_2} = 0; \quad (7.31)$$

$$\begin{aligned} & -S + \sum_{i=1}^k \left(S_i^0 - R_0 \ln \frac{R_0 T M_i}{\nu} \right) \cdot M_i + \sum_{r=1}^R S_r^0 M_r + \\ & + \sum_{n_1=1}^{N_1} \left(S_{n_1}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_1}}{M_{x_1}} \right) \cdot M_{n_1} + \sum_{n_2=1}^{N_2} \left(S_{n_2}^0 - R_0 \ln \frac{M_{n_2}}{M_{x_1}} \right) \cdot M_{n_2} = 0 \end{aligned} \quad (7.32)$$

Полученная совокупность $(k + R + N_1 + N_2 + m + 7)$ уравнений определяет связи, существующие между $(k + R + N_1 + N_2 + m + 9)$ параметрами равновесия произвольной термодинамической системы. То есть значения двух характеристик должны быть заданы и тогда остальные неизвестные однозначно определятся с помощью полученной системы алгебраических уравнений.

7.2. Алгоритм и программа расчета параметров равновесия термодинамических систем

Алгоритм расчета

Система уравнений, которая была получена в предыдущей главе, как уже указывалось, не замкнута. Только после подстановки в нее значений двух термодинамических параметров, определяющих условия равновесия рабочего тела с окружающей средой, число станет равным числу неизвестных и система замыкается. Если идти по этому пути, то для каждой пары термодинамических параметров (P и T ; P и V ; I и p и т.п.) следует получать свою систему уравнений со своей совокупностью неизвестных. С точки зрения построения единого вычислительного процесса это крайне неудобно, тем более, что алгоритм решения такой системы уравнений при заданном значении температуры будет существенно отличаться от решения соответствующей системы, содержащей T в качестве неизвестного.

Добиться общности подхода можно за счет введения двух дополнительных уравнений вида:

$$K_1 = V_1 \quad \text{и} \quad K_2 = V_2, \quad (7.33)$$

где K_1 и K_2 – первый и второй термодинамические параметры, а V_1 и V_2 – их значения, заданные для того, чтобы определить условия равновесия.

Тем самым порядок системы уравнений увеличивается на два, но зато все термодинамические величины, как заданные, так и определяемые условиями конкретной задачи, выступают на равных правах.

Система уравнений является трансцендентной, поэтому для определения искомых неизвестных приходится ориентироваться не на получение аналитического решения, а на какой-либо из приближенных методов вычислений. Из них метод Ньютона – метод последовательных приближений – представляется наиболее удобным, что подтверждается опытом авторов и многочисленными исследованиями. Метод Ньютона заключается в линеаризации исходных уравнений и последующем решении полученной системы путем итераций. Для линеаризации нелинейные члены уравнений разлагаются в ряд Тейлора относительно начального приближения, ограничиваясь членами первого порядка

$$(x_1, x_2, \dots, x_n) \cong f(x_1^0, x_2^0, \dots, x_n^0) + \sum_{i=1}^n (x_i - x_i^0) \cdot \frac{\partial}{\partial x_i} [f(x_1^0, x_2^0, \dots, x_n^0)] \quad (7.34)$$

где x_i^0 – начальные приближения неизвестных.

В результате расчетная система уравнений становится линейной и может быть решена известными методами. Но полученное решение не будет окончательным, поскольку оно найдено относительно какого-то произвольно выбранного начального приближения для неизвестных, входящих в нелинейные члены. Для уточнения расчет повторяется с новым начальным приближением, равным результатам предыдущего шага, до тех пор, пока разница между двумя подряд идущими итерациями не станет меньше наперед заданной величины. Эта классическая схема приводит к очень хорошей сходимости при

удачном выборе начальных значений всех нелинейных параметров и она же может привести к быстрому «развалу» решения, если исходные итерационные величины окажутся далекими от точных результатов. Вероятность второго исхода обычно велика, так как в равновесии числа молей компонентов отличаются в десятки раз. Но идти по пути поиска хорошего начального приближения — значит предварительно решать задачу другим способом, хотя и с невысокой точностью. Поэтому в основу принятого алгоритма все же положен метод Ньютона, а проблема сходимости разрешена благодаря введению новых неизвестных и использованию демпфирующих ограничений, с помощью которых формируются начальные приближения очередного шага из результатов двух предыдущих итераций.

Для перехода к новым неизвестным использованы следующие соотношения:

$$x_i = \ln M_i, (i=1, 2, \dots, k); \quad (7.35)$$

$$x_r = \ln M_r, (r=1, 2, \dots, R); \quad (7.36)$$

$$W_{n1} = \ln(M_{n1}/M_{x1}), (n_1=1, 2, \dots, N_1); \quad (7.37)$$

$$W_{n2} = \ln(M_{n2}/M_{x2}), (n_2=1, 2, \dots, N_2); \quad (7.38)$$

$$y = \ln(R_0 T/v); \quad (7.39)$$

$$Z_1 = \ln M_{x1}; \quad (7.40)$$

$$Z_2 = \ln M_{x2}. \quad (7.41)$$

С их помощью, главным образом, исключается возможность получения в ходе последовательных приближений отрицательных значений тех неизвестных, которые выступают аргументами логарифмической функции и по физическому смыслу должны быть только положительными ($M_i, M_r, v \dots$). Кроме того, такие замены сужают диапазон возможных значений переменных, что весьма важно при проведении расчетов на ЭВМ (все величины, получаемые при счете, в том числе промежуточные, должны входить в интервал между наибольшим и наименьшим числами, представленными в конкретной вычислительной машине).

В результате замены переменных и последующей линеаризации система уравнений приобретает несколько иной вид, чем это представлено выше. Ниже даны преобразованные уравнения.

1. Уравнения, задающие величину определяющих термодинамических параметров, имеют вид (7.42) всегда, кроме того случая, когда заданными параметрам является удельный объем:

$$\left(\frac{1}{T_0}\right)T + y = \ln\left(\frac{R_0 T^0}{v}\right) - 1. \quad (7.42)$$

Собственно задаваемой величиной здесь является значение v , а уравнение (7.42) получено из уравнения (7.33) в результате перехода к неизвестной y и осуществления линеаризации согласно (7.40). Индекс $^{\circ}$ при T показывает, что значение температуры является итерационным и линеаризация уравнения справедлива в окрестности именно этой величины. Такой же смысл придает этот индекс и всем переменным в дальнейшем.

2. Уравнения для газообразных индивидуальных веществ в результате подстановок (7.35) и (7.39) становятся линейными относительно всех неизвестных, кроме T . Учитывая, что

$$S_i^0 - \frac{J_i(T)}{T} \cong \left[S_i^0(T^0) - \frac{2J_i(T^0)}{T^0} \cdot T \right] + \frac{J_i(T^0)}{(T^0)^2} \cdot T,$$

получим

$$x_i = \frac{J_i(T^0)}{R_0(T^0)^2} \cdot T + y + \sum_{j=1}^m \frac{n_{ji}}{R_0} \lambda_j + \frac{n_{ei}}{R_0} \lambda_e + \left(\frac{S_i^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_i(T^0)}{R_0 T_0} \right). \quad (7.43)$$

3. Уравнения для конденсированных компонентов, являющихся отдельными фазами.

После линеаризации из (7.22) получаются следующие зависимости:

$$\frac{J_r(T^0)}{(T^0)^2} \cdot T + \sum_{j=1}^m n_{jr} \lambda_j = \frac{2 \cdot J_r(T^0)}{T^0} - S_r^0(T^0), \quad (7.44)$$

$(r = 1, 2, \dots, R).$

Они связывают линейными и относительно простыми соотношениями температуру и неопределенные множители Лагранжа. Очевидно, что для однозначности решения требуется соблюдение определенных соотношений между числом таких уравнений (R) и числом неопределенных множителей Лагранжа (m). При заданном значении температуры необходимо соблюдать условие $R \leq m$, а при T , входящем в число неизвестных – количество допустимых уравнений вида (7.44) не должно превышать $(m + 1)$.

Полученные требования вытекают из чисто формальных соображений однозначности решения (число уравнений не должно превышать числа неизвестных), но они одновременно являются выражением правила, известного в литературе, как правило фаз Гиббса. Это требование существенно затрудняет расчетное определение термодинамически допустимых фаз.

Рассмотрим для примера систему ($Fe - O$). В ней можно предположить возможность образования, по крайней мере, четырех конденсированных компонентов: $Fe_{конд}$, $FeO_{конд}$, $Fe_2O_{3конд}$ для каждого из которых может быть составлено уравнение типа (7.44). Пусть, кроме того, значение температуры считается заданным. Тогда четыре уравнения будут связывать линейно независимыми уравнениями две неизвестных: λ_o и λ_{Fe} .

Отсюда следует термодинамическая невозможность одновременного образования всех четырех перечисленных фаз. Но существование систем, содержащих по два или по одному из перечисленных компонентов не запрещается. Ответ на вопрос о том, какое из всех допустимых состояний является действительно равновесным, можно получить из условия минимума соответствующей характеристической функции.

Нетрудно видеть, какие вычислительные сложности могут возникнуть в связи с необходимостью анализа всех допустимых сочетаний конденсированных фаз. Причем, именно всех, чтобы не пропустить единственное равновесное состояние. Поэтому для кардинального решения вопроса предлагается несколько видоизменить исходные уравнения (7.22) и привести их к виду:

$$\left[S_r^0(T^0) - \frac{J_r(T)}{T} + \sum_{j=1}^m n_{jr} \lambda_j \right] \cdot \exp x_r = 0, \quad (7.45)$$

$(r = 1, 2, \dots, R).$

При такой записи первый множитель уравнения (7.45) определяет требуемые связи между λ_j и T только в том случае, когда $\exp x_r = M_r$ не равно нулю, то есть при условии существования данной конденсированной фазы. Если $\exp x_r = M_r = 0$, то λ_j и T могут принимать любые значения, не нарушая уравнения (7.45), как это и должно быть при отсутствии данного конденсированного компонента. Необходимо отметить, что в силу изложенных соображений переход от уравнений (7.22) к уравнениям (7.45) не нарушает строгости исходного вывода, но в то же время снимает ограничения на количество одновременно рассматриваемых конденсированных компонентов. Другими словами, в результате перехода к уравнениям (7.45) само решение должно дать ответ на вопрос о том, какие конденсированные компоненты и в каком количестве могут без нарушения правила фаз Гиббса присутствовать в системе в условиях равновесия.

При разработке общего алгоритма решения потребовалось дальнейшее видоизменение уравнений (7.45). Они были приведены к виду:

$$\exp x_r - \exp \left[\left(S_r^0(T^0) - \frac{J_r(T)}{T} + \sum_{j=1}^m n_{jr} \lambda_j \right) \cdot A \right] = 0, \quad (7.46)$$

$(r = 1, 2, \dots, R).$

который при $A \rightarrow \infty$ эквивалентен исходным соотношениям (7.45). Откуда в результате линеаризации и преобразований получены следующие уравнения:

$$x_r = \frac{A \cdot J_r(T^0)}{(T^0)^2} \cdot T + \sum_{j=1}^m A \cdot n_{jr} \lambda_j + (A \cdot S_r^0(T^0)) - \frac{2A \cdot J_r(T^0)}{T_0}, \quad (7.47)$$

$r = (1, 2, \dots, R).$

При $A \cong 10^3$ погрешности в определении x_2 , связанные с переходом от (7.45) к (7.46), не превышают десятых долей процента. Это позволило на первом этапе решения использовать уравнения (7.47) для выяснения вопроса о том, какие конденсированные компоненты существуют в равновесии, а каких нет, и потом переходить к точным соотношениям:

$$\frac{J_r(T^0)}{(T^0)^2} \cdot T + \sum_{j=1}^m A \cdot n_{jr} = \frac{2J_r(T^0)}{T_0} - S_r^0(T^0) \quad (7.48)$$

или

$$\exp(x_r) = 0. \quad (7.49)$$

В качестве критерия, определяющего момент перехода от уравнений (7.47) к уравнениям (7.48) и (7.49), была выбрана максимальная относительная погрешность между двумя итерационными результатами, равная 10^{-4} .

4. Уравнения для конденсированных компонентов, входящих в состав конденсированных растворов, по форме близки к уравнениям (7.21), благодаря чему и их линейные аналоги оказываются очень похожими на уравнения (7.43):

$$W_{n_1} = \frac{J_{n_1}(T^0)}{R_0(T^0)^2} T + \sum_{j=1}^m \frac{n_{jn_1}}{R_0} \lambda_j + \left(\frac{S_{n_1}^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_{n_1}(T^0)}{R_0 T^0} \right), \quad (7.50)$$

$(n_1 = 1, 2, \dots, N_1);$

$$W_{n_2} = \frac{J_{n_2}(T^0)}{R_0(T^0)^2} T + \sum_{j=1}^m \frac{n_{jn_2}}{R_0} \lambda_j + \left(\frac{S_{n_2}^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_{n_2}(T^0)}{R_0 T^0} \right), \quad (7.51)$$

$(n_2 = 1, 2, \dots, N_2);$

5. Уравнения нормировки для конденсированных растворов (7.29), (7.30), так же как и уравнения для отдельных конденсированных фаз (7.22), накладывают вполне определенные связи на переменные системы. Поэтому эти уравнения могут

включаться в расчет только тогда, когда существование раствора термодинамически возможно (то есть приводит к максимуму энтропии при сравнимых величинах v и U). А поскольку выяснение самого факта образования раствора уже является одной из задач расчета, то вместо уравнений (7.29), (7.30) предлагается использовать их модификацию:

$$\left(\sum_{n_1=1}^{N_1} \exp W_{n_1} - 1 \right) \exp Z_1 = 0; \quad (7.52)$$

$$\left(\sum_{n_2=1}^{N_2} \exp W_{n_2} - 1 \right) \exp Z_2 = 0; \quad (7.53)$$

Первый сомножитель в обоих уравнениях обеспечивает нормировку модульных долей компонентов, входящих в конденсированный раствор, относительно единицы. И если в (7.52) и (7.53) подставить зависимости (7.50) и (7.51), то становится ясно, что она происходит за счет установления зависимостей между λ_j и T .

В то же время, согласно (7.52) и (7.53) эти зависимости перестают действовать, когда общее число молей раствора становится равным нулю ($\exp Z_1 = M_{x_1} = 0$ или $\exp Z_2 = M_{x_2} = 0$).

Сходимость итерационного процесса к правильному решению для этих уравнений достигается за счет использования двухэтапного подхода. Вначале, до получения максимальной относительной погрешности не менее 10^{-4} , используется приближенная аппроксимация уравнений:

$$-\frac{Z}{A} + \sum_{n_1=1}^{N_1} \exp W_{n_1} = 1; \quad (7.54)$$

$$-\frac{Z}{A} + \sum_{n_2=1}^{N_2} \exp W_{n_2} = 1; \quad (7.55)$$

$(A \cong 10^3)$

А затем, после выяснения факта образования раствора, применяется одно из точных уравнений:

$$\sum_{n_1=1}^{N_1} \exp W_{n_1} = 1; \quad \text{или} \quad \exp Z_1 = 0 \quad (7.56)$$

$$\sum_{n_2=1}^{N_2} \exp W_{n_2} = 1; \quad \text{или} \quad \exp Z_2 = 0 \quad (7.57)$$

6. Уравнения материального баланса (сохранения массы химических элементов) в результате линеаризации приобретают вид:

$$\begin{aligned} & \sum_{i=1}^k n_{ji} \exp x_i + \sum_{r=1}^R (n_{jr} \exp x_r^0) \cdot x_r + \sum_{n_1=1}^{N_1} (n_{jn_1} \exp Z_1^0) \exp W_{n_1} + \\ & + \sum_{n_2=1}^{N_2} (n_{jn_2} \exp Z_2^0) \exp W_{n_2} + \sum_{n_1=1}^{N_1} (n_{jn_1} \exp Z_1^0 \exp W_{n_1}^0) \cdot Z_1 + \\ & + \sum_{n_2=1}^{N_2} (n_{jn_2} \exp Z_2^0 \exp W_{n_2}^0) Z_2 = [\partial \Lambda_j] + \sum_{r=1}^R n_{jr} (x_r^0 - 1) \exp x_r^0 + \\ & + \sum_{n_1=1}^{N_1} n_{jn_1} \cdot Z_1^0 \cdot \exp W_{n_1}^0 \cdot \exp Z_1^0 + \sum_{n_2=1}^{N_2} n_{jn_2} \cdot Z_2^0 \cdot \exp W_{n_2}^0 \cdot \exp Z_2^0 \\ & (j = 1, 2, \dots, m). \end{aligned} \quad (7.58)$$

Здесь так же как и в уравнениях (7.54) и (7.55), преднамеренно не выполнена линеаризация членов вида $\exp x_i$ и $\exp W_n$. Это позволяет сохранить компактность записи, а в дальнейшем выполнить подстановки, приводящие к существенному уменьшению порядка системы уравнений.

7. Уравнение состояния в результате преобразований приведено к следующему линейному виду:

$$[-\exp(-y^0)] \cdot p + \left(2 \sum_{i=1}^k \exp x_i^0 \right) \cdot y + \sum_{i=1}^k \exp x_i = 2y^0 \sum_{i=1}^k \exp x_i^0. \quad (7.59)$$

При обработке алгоритма проявилась исключительная роль способа линеаризации этого уравнения. Найдено, что хотя

уравнение (7.59) не следует строго из (7.34) и (7.28), но оно обеспечивает лучшую сходимость итерационного процесса от произвольного приближения и не вызывает случайного вырождения матрицы коэффициентов.

8. Уравнение общей электронейтральности термодинамической системы имеет чрезвычайно простой вид:

$$\sum_{i=1}^k n_{ei} \exp x_i = 0. \quad (7.60)$$

Его линеаризация и подстановка соотношений (7.43) приводят к следующей зависимости:

$$\begin{aligned} & \left(\sum_{i=1}^k n_{ei} \frac{J_i(T^0)}{R_0(T^0)^2} \exp x_i^0 \right) \cdot T + \left(\sum_{i=1}^k n_{ei} \cdot \exp x_i^0 \right) y + \sum_{i=1}^k n_{ei} \exp x_i^0 \sum_{j=1}^m \frac{n_{ji}}{R_0} \lambda_j + \\ & + \left(\sum_{i=1}^k \frac{n_{ei}^2}{R_0} \exp x_i^0 \right) \lambda_e = \sum_{i=1}^k n_{ei} \exp x_i^0 \left[x_i^0 - 1 - \frac{S_i^0(T^0)}{R_0} + \frac{2J_i(T^0)}{R_0 T_0} \right]; \end{aligned} \quad (7.61)$$

Нетрудно видеть, что суммирование фактически производится только по ионизированным компонентам. Поэтому для равновесных составов, рассматриваемых при низких температурах, существует опасность вырождения этого уравнения за счет малых значений концентраций ионов. Чтобы ее избежать, предлагается все члены исходного уравнения (7.60) умножать на константу

$$\sum_{i=1}^k n_{ei} \bar{\xi} \exp x_i = 0,$$

или

$$\sum_{i=1}^k n_{ei} \exp(x_i + \bar{\xi}) = 0, \quad (7.62)$$

где $\bar{\xi} = \exp(\xi)$

Линеаризация этих уравнений производится за счет подстановки следующих выражений, вытекающих из (7.43):

$$\begin{aligned} \exp(x_i + \xi) = & \left[\frac{J_i(T^0)}{R_0(T^0)^2} \exp(x_i^0 + \xi) \right] T + \exp(x_i^0 + \xi) y + \\ & \sum_{j=1}^m \frac{n_{ji}}{R_0} \exp(x_i^0 + \xi) \lambda_j + \frac{n_{ei}}{R_0} \exp(x_i^0 + \xi) \lambda_e + \\ & + \left[1 + \frac{S_i^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_i(T^0)}{R_0 T^0} - x_i^0 \right] \exp(x_i^0 + \xi). \end{aligned} \quad (7.63)$$

Величину ξ можно выбирать на каждом шаге итерационного процесса равной, например, максимальному значению x_j среди всех ионизированных компонентов, но взятому с противоположным знаком.

9. Уравнение для энтропии термодинамической системы имеет следующий линейный аналог:

$$\begin{aligned} & \sum_{i=1}^k [S_i^0(T^0) - R_0(1 + x_i^0 - y^0)] \exp x_i + \sum_{i=1}^k \left(\frac{C_{pi}(T^0)}{T^0} \exp x_i^0 \right) \cdot T + \\ & + \sum_{i=1}^k (R_0 \exp x_i^0) y + \sum_{r=1}^R \left(\frac{C_{pr}(T^0)}{T^0} \exp x_r^0 \right) \cdot T + \sum_{r=1}^R (S_r^0(T^0) \exp x_r^0) x_r + \\ & + \sum_{n_1=1}^{N_1} \left(\frac{C_{pn_1}(T^0)}{T^0} \exp Z_1^0 \exp W_{n_1}^0 \right) \cdot T + \sum_{n_1=1}^{N_1} [(S_{n_1}^0(T^0) - R_0 W_{n_1}^0) \exp Z_1^0 \exp W_{n_1}^0] \cdot Z_1 + \\ & + \sum_{n_1=1}^{N_1} [(S_{n_1}^0(T^0) - R_0(W_{n_1}^0 - 1)) \exp Z_1^0] \exp W_{n_1}^0 + \sum_{n_2=1}^{N_2} \left(\frac{C_{pn_2}(T^0)}{T^0} \exp Z_2^0 \exp W_{n_2}^0 \right) \cdot T + \\ & + \sum_{n_2=1}^{N_2} [(S_{n_2}^0(T^0) - R_0 W_{n_2}^0) \exp Z_2^0 \exp W_{n_2}^0] Z_2 + \sum_{n_2=1}^{N_2} [S_{n_2}^0(T^0) - R_0(W_{n_2}^0 - 1)] \exp Z_2^0 \times \\ & \times \exp W_{n_2}^0 = \sum_{i=1}^k [C_{pi}(T^0) + R_0(y^0 - 1)] \exp x_i^0 + \sum_{r=1}^R [C_{pr}(T^0) + S_r^0(T^0)(x_r^0 - 1)] \exp x_r^0 + \\ & + \sum_{n_1=1}^{N_1} [C_{pn_1}(T^0) + S_{n_1}^0(T^0) Z_1^0 + R_0(1 - Z_1^0 W_{n_1}^0)] \exp Z_1^0 \exp W_{n_1}^0 + \\ & + \sum_{n_2=1}^{N_2} [C_{pn_2}(T^0) + S_{n_2}^0(T^0) Z_2^0 + R_0(1 - Z_2^0 W_{n_2}^0)] \exp Z_2^0 \exp W_{n_2}^0. \end{aligned} \quad (7.64)$$

10. Уравнения для определения энтальпии и внутренней энергии системы (закон сохранения энергии) после замены переменных (7.35) – (7.41) и линеаризации приобретают вид:

$$\begin{aligned}
& -H + \sum_{i=1}^k H_i(T^0) \exp x_i + \sum_{i=1}^k (C_{pi}(T^0) \exp x_i^0) T + \sum_{r=1}^R (H_r(T^0) \exp x_r^0) x_r + \\
& + \sum_{r=1}^R (C_{pr}(T^0) \exp x_r^0) T + \sum_{n=1}^{N_1} (C_{pn}(T^0) \exp Z_1^0 \exp W_n^0) T + \\
& \sum_{n=1}^{N_1} (H_n(T^0) \exp W_n^0 \exp Z_1^0) Z_1 + \sum_{n=1}^{N_1} (H_n(T^0) \exp Z_1^0) \exp W_n + \\
& + \sum_{n=1}^{N_1} (C_{pn}(T^0) \exp Z_2^0 \exp W_n^0) T + \sum_{n=1}^{N_1} (H_n(T^0) \exp W_n^0 \exp Z_2^0) Z_2 + \quad (7.65) \\
& + \sum_{n=1}^{N_1} (H_n(T^0) \exp Z_2^0) \exp W_n = \sum_{i=1}^k C_{pi}(T^0) T^0 \exp x_i^0 + \sum_{r=1}^R [H_r(T^0)(x_r^0 - 1) + \\
& + C_{pr}(T^0) T^0] \exp x_r^0 + \sum_{n=1}^{N_1} [H_n(T^0) Z_1^0 + C_{pn}(T^0) \cdot T^0] \exp W_n^0 \exp Z_1^0 + \\
& + \sum_{n=1}^{N_1} [H_n(T^0) Z_2^0 + C_{pn}(T^0) T^0] \exp W_n^0 \exp Z_2^0.
\end{aligned}$$

Под P и $H(T^0)$ здесь понимается либо энтальпия, либо внутренняя энергия термодинамической системы и индивидуального вещества. Соответствующие замены обозначений позволяют получить искомые два уравнения. Правда, в уравнении для внутренней энергии вместо удельной теплоемкости при постоянном давлении следовало бы, строго говоря, писать $C_{Vi}(T^0)$. Но с точки зрения конечного результата это не обязательно, так как при $T = T^0$ (после завершения последовательных приближений) члены уравнений, содержащие теплоемкость, сокращаются.

При проведении расчетов, в которых температура является определяемым параметром, члены этих уравнений, содержащие теплоемкость индивидуальных веществ, определяют скорость изменения итерационных значений T . Поэтому на основании пробных расчетов для обеспечения лучшей сходимости значения теплоемкости конденсированных веществ подставляются в уравнения в три раза большими, чем на самом деле. Из тех же соображений в окрестности фазовых переходов $C_{pi}(T^0)$ считается равной $\Delta H_{\text{фаз.пер}}/2$.

Как уже указывалось ранее, число неизвестных в полученной системе уравнений может оказаться значительным, порядка нескольких десятков или даже сотен, особенно для термодинамических систем с большим количеством химических

элементов. И это неизбежно должно вызвать трудности, связанные с ограничениями объема памяти и быстродействия вычислительных средств. Действительно, можно считать, что память, необходимая для размещения матрицы коэффициентов пропорциональна квадрату числа уравнений, а потребное для вычислений время зависит, как $-(k+R+N_1+N_2+m)^3$.

Уменьшить порядок системы уравнений можно путем частичных подстановок, выполняя их после линеаризации, когда исключение неизвестных не приводит к усложнению записи. Причем, исключать целесообразнее всего x_i , W_{n1} и W_{n2} , которые входят в уравнения (7.54), (7.55), (7.58), (7.59), (7.64) и (7.65) в виде экспоненциальных членов. Для этого, используя (7.43), (7.50) и (7.51), необходимо представить $\exp x_i$, $\exp W_{n1}$ и $\exp W_{n2}$ в виде линейной комбинации T , y , λ_j и λ_e .

$$\begin{aligned} \exp x_i = & \left(\frac{J_i(T^0)}{R_0(T^0)^2} \exp x_i^0 \right) \cdot T + (\exp x_i^0) y + \sum_{j=1}^m \left(\frac{n_{ji}}{R_0} \exp x_i^0 \right) \cdot \lambda_j + \\ & + \left(\frac{n_{ei}}{R_0} \exp x_i^0 \right) \cdot \lambda_e + \left[1 + \frac{S_i^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_i(T^0)}{R_0 T^0} - x_i \right] \exp x_i^0; \end{aligned} \quad (7.66)$$

$$\begin{aligned} \exp W_{n_i} = & \left(\frac{J_{n_i}(T^0)}{R_0(T^0)^2} \exp W_{n_i}^0 \right) \cdot T + \sum_{j=1}^m \left(\frac{n_{jn_i}}{R_0} \exp W_{n_i}^0 \right) \cdot \lambda_j + \\ & + \left[1 + \frac{S_{n_i}^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_{n_i}(T^0)}{R_0 T^0} - W_{n_i}^0 \right] \exp W_{n_i}^0; \end{aligned} \quad (7.67)$$

$$\begin{aligned} \exp W_{n_i} = & \left(\frac{J_{n_i}(T^0)}{R_0(T^0)^2} \exp W_{n_i}^0 \right) \cdot T + \sum_{j=1}^m \left(\frac{n_{jn_i}}{R_0} \exp W_{n_i}^0 \right) \cdot \lambda_j + \\ & + \left[1 + \frac{S_{n_i}^0(T^0)}{R_0} - \frac{2J_{n_i}(T^0)}{R_0 T^0} - W_{n_i}^0 \right] \exp W_{n_i}^0. \end{aligned} \quad (7.68)$$

Подстановка этих выражений в перечисленные выше уравнения приводит к новой замкнутой системе, которая имеет порядок $(m + R + p_i + x_1 + x_2 + 6)$. Здесь p_i , x_1 и x_2 равны единице или нулю в зависимости от того, учитываются или нет в расчете ионизированные компоненты, первый и второй конденсированные растворы. В результате преобразований уравнения приобретают

довольно громоздкий вид и не имеет смысла приводить их. Тем более, что эта операция может проводиться программно, путем сложения строк коэффициентов матрицы со строками коэффициентов уравнений (7.66), (7.67) и (7.68) после умножения их на коэффициенты при $\exp x_i$, $\exp W_{n1}$ и $\exp W_{n2}$.

В результате выполнения описанных действий появляется возможность решать матричным методом систему невысокого порядка, а затем явным образом определять значения x_i , W_{n1} и W_{n2} из уравнений (7.43), (7.50) и (7.51). При этом затраты времени на преобразование системы уравнений с лихвой окупаются за счет экономии памяти и собственно времени нахождения решения.

Итерационный процесс последовательных приближений, который включает описанную процедуру отыскания неизвестных, повторяется многократно. И на каждом шаге проверяется относительное отклонение решения от начальных значений. Расчет считается завершенным, когда максимальная относительная погрешность станет меньше 10^{-6} .

Выбор начальных приближений для последовательных итераций, как уже указывалось выше, основывается на результатах двух предыдущих шагов.

$$\begin{aligned} f_{\text{итер}}^n &\equiv f^0 = f^{n-1} + \Delta f \cdot \text{sign}(f^n - f^{n-1}) \quad \text{при } |f^n - f^{n-1}| > \Delta f, \\ f_{\text{итер}}^n &\equiv f^0 = f^n \quad \text{при } |f^n - f^{n-1}| \leq \Delta f \end{aligned} \quad (7.69)$$

где $f_{\text{итер}}^n \equiv f^0$ – начальное приближение для f (итерационное значение);

$f^n - f^{n-1}$ – значение неизвестной на n и $n-1$ шаге итерационного процесса;

Δf – максимально допустимое приращение f .

Описанная вычислительная процедура хорошо себя зарекомендовала при исследовании широкого спектра термодинамических систем, различающихся как по составу, так и по диапазону изменения параметров. Она обеспечивает устойчивую сходимость решения, чему, несомненно, способствует дифференцируемость используемых уравнений по всем неизвестным и строгая линеаризация исходных выражений.

Однако, при проведении расчетов встречаются два случая, когда, строго говоря, метод Ньютона оказывается неприменимым.

1. Линеаризация уравнений вида (7.45), (7.52) и (7.53) справедлива в области только положительных значений M_r , M_{x1} , и M_{x2} , в то время, как по физическому смыслу эти величины могут становиться равными нулю (полное испарение конденсированных фаз). Тогда при $\exp x_r = 0$, $\exp Z_1 = 0$ или при $\exp Z_2 = 0$ соответствующее уравнение не может дифференцироваться в силу алгебраической неопределенности.

Выход из этого положения найден путем замены точных уравнений приближенными соотношениями, но зато дифференцируемыми во всей области существования неизвестных (уравнения (7.46), (7.54) и (7.55)). Процедура таких преобразований описана выше.

2. Уравнения, содержащие $S_r^\circ(T)$, $J_r(T)$ и $C_{pr}(T)$ не имеют непрерывных производных в окрестности точек фазовых и полиморфных превращений. Поэтому описанный алгоритм последовательных приближений в чистом виде неприменим в тех расчетных случаях, когда температура является определяемым параметром. При этом для равновесных систем, находящихся в состоянии фазового перехода (или в непосредственной близости от него), может нарушаться монотонный ход итерационного процесса по T из-за разрывного характера зависимостей S_r° и J_r от температуры.

Для определения этих трудностей предлагается аппроксимировать скачкообразное изменение термодинамических функций линейными зависимостями в окрестности $\pm \Delta T$ от точки разрыва.

$$F_r(T) = F_r(T_\phi - \Delta T) + \frac{F_r(T_\phi + \Delta T) - F_r(T_\phi - \Delta T)}{2\Delta T} (T - T_\phi + T); \quad (7.70)$$

$$C_{pr}(T) = [J_r(T_\phi + \Delta T) - J_r(T_\phi - \Delta T)] / (2\Delta T); \quad (7.71)$$

$$(T + \Delta T > T > T - \Delta T),$$

где T_ϕ – температура фазового перехода;

$2 \Delta T$ – зона аппроксимации;

$F_r(T)$ – энтальпия $J_r(T)$ или энтропия $S_r^\circ(T)$ вещества.

Подобное определение термодинамических функций индивидуальных веществ вносит в расчет определенные ошибки, которые заключаются в «размазывании» области фазового

перехода, хотя и не вызывают искажения суммарных тепловых эффектов. Поэтому для уменьшения погрешностей, связанных с вычислительными приемами, следует принимать ΔT достаточно малой величиной, сравнимой с точностью измерения температуры фазового перехода (например, $\Delta T = 1 \text{ K}$).

Описанный способ регуляции итерационного процесса дополняется ограничениями на предельно допустимые изменения температуры за один шаг в окрестности скачкообразного изменения свойств.

$$T_{\text{итер}}^n \equiv T^0 = T_{\phi} + 0,001 \quad \text{і} \check{\text{с}} \quad T^n > T_{\phi} + \Delta T \quad \check{\text{с}} \quad T^{n-1} < T_{\phi},$$

$$T_{\text{итер}}^n \equiv T = T_{TM} - 0,001 \quad \text{і} \check{\text{с}} \quad T^n < T_{\phi} - \Delta T \quad \check{\text{с}} \quad T^{n-1} > T_{\phi}$$

Эти дополнительные ограничения не позволяют «проскочить» точки фазовых переходов при любом направлении значений температуры.

Описание программы

Обобщенный характер изложенного выше алгоритма привел к созданию универсальной программы расчета параметров равновесных состояний многокомпонентных термодинамических систем, которая предусматривает следующие возможности:

а) задание условий равновесия термодинамической системы с окружающей средой любой парой значений термодинамических параметров из числа следующих шести величин: p, T, V, S, I, U ;

б) проведение расчета термодинамической системы произвольного элементного состава;

в) включение в число ожидаемых компонентов равновесного состава любых индивидуальных веществ за счет изменения только исходных данных;

г) определение равновесного фазового состава системы без предварительного указания термодинамически допустимых состояний.

Программа разработана в основном для специалистов металлургов, химиков-технологов, плазмохимиков, то есть для

людей, которые, как правило, не очень знакомы с тонкостями программирования. Поэтому был максимально упрощен процесс подготовки исходных данных и сделаны доступными для обозрения вывод результатов.

7.3. Методика расчета основных параметров двигателя

Сведения о продуктах сгорания топлива, получаемые в результате расчета по методике, изложенной в предыдущем разделе, используются в качестве исходных данных для расчета всех основных параметров двигателя. При этом предполагается, что двигатель работает на продуктах сгорания сжигаемого топлива. В этом случае, если в схеме двигателя используется турбина, то ее мощность связана с параметрами рабочего тела (газа) соотношением

$$N_T = G \cdot Lag \cdot \eta_T \quad (7.72)$$

где G – расход рабочего тела на привод турбины в кг/с;
 η_T – коэффициент полезного действия турбины;
 Lag – адиабатическая работа турбины.

$$Lag = \frac{K}{K-1} RT_{ex} \left[1 - \left(\frac{P_{ex}}{P_{вых}} \right)^{\frac{K-1}{K}} \right], \quad (7.73)$$

где R – газовая постоянная смеси и продуктов сгорания (газа) (или нагрева, разложения);

T_{ex} – температура рабочего тела на входе в турбину;

P_{ex} – давление газа на входе;

$P_{вых}$ – давление газа на выходе из турбины;

K – показатель процесса расширения газа.

Если N_T , P_{ex} , $P_{вых}$, T_{ex} и η_T считать заданными, а величины R и K – найденными из термодинамического расчета по известным

методикам, то из формулы (7.72) можно определить потребный расход рабочего тела:

$$G = \frac{N_T}{Lag \cdot \eta_T}. \quad (7.74)$$

Полученный таким образом расход газа представляет собой суммарный расход топлива. Если в состав топлива входит горючее и окислитель, то расход; каждого из них определяют из совместного решения соотношений

$$G = G_\delta + G_{ок} \quad (7.75)$$

$$\frac{G_{ок}}{G_\delta} = \nu \quad (7.76)$$

где ν – соотношение между окислителем и горючим в топливе, связанное в свою очередь с известным стехиометрическим соотношением между ними ν_0 , при котором происходит полное сгорание всех горючих элементов в топливе и коэффициентом избытка окислителя α :

$$\nu = \nu_0 \cdot \alpha \quad (7.77)$$

В рассматриваемых условиях, исходя из требований экологии, нельзя допустить на выходе из движителя появление продуктов неполного окисления типа CO , NO и других. В связи с этим, как правило, коэффициент избытка окислителя α должен быть принят равным 1 и $\nu = \nu_0$.

Из формул (7.74) и (7.75) следует, что:

$$G_\delta = \frac{G}{1 + \nu}, \quad (7.78)$$

$$G_{ок} = \frac{\nu G}{1 + \nu}. \quad (7.79)$$

В случае использования для привода турбины несжимаемого рабочего тела его средний объемный расход связан с мощностью более простым соотношением:

$$Q_{cp} = \frac{N_T}{(P_{ex} - P_{вых})\eta_T} \quad (7.80)$$

Диаметр турбины может быть выражен через окружную скорость и число оборотов n :

$$D_T = \frac{60U}{\pi n}.$$

Рабочее тело для турбины получают обычно, сжигая топливо в генераторе газа (ГГ), рис. 7.1. Если при этом температура сгорания топлива получается выше допустимого значения для турбины, то ее необходимо снизить. С этой целью удобно использовать двухзонный генератор газа. В первой зоне после сжигания топлива образуется газ высокой температуры, а во второй зоне производится впрыск холодного компонента (горючего, окислителя или воды) и температура газа снижается до требуемого значения. Методика определения потребного расхода впрыскиваемого компонента основана на допущении о том, что в зоне смешивания горячих газов с холодным компонентом химических реакций не происходит. Тогда количество воды, потребное для охлаждения 1 кг продуктов сгорания G , равно:

$$G = \frac{H_{n,n.c.}^{T_1} - H_{n,n.c.}^{T_T}}{H_{n,H_2O}^{T_T} - H_{n,H_2O}^{T_{ж}}}, \quad (7.81)$$

где $H_{n,n.c.}^{T_1}$ – полное теплосодержание (энтальпия) 1 кг продуктов сгорания в первой зоне ГГ при температуре T_1 ;

$H_{n,n.c.}^{T_T}$ – полная энтальпия 1 кг продуктов сгорания, после смешения с водой во второй зоне ГГ (практически T_T это температура газа, поступающего на лопатки турбины);

$H_{n,H_2O}^{T_T}$ – полная энтальпия воды при температуре T_T ;

$H_{n,H_2O}^{T_{ж}}$ – полная энтальпия воды при температуре впрыскивания $T_{ж}$.

Энтальпия воды при температуре T_T или $T_{Ж}$ определяется из таблиц термодинамических свойств веществ. Энтальпии продуктов сгорания при температуре T_I и T_T вычисляются по формуле:

$$H_{n,n.c.}^T = \sum_{i=1}^n H_{n_i} \cdot M_i, \quad (7.82)$$

в которую входит энтальпия i -х продуктов сгорания, образующих смесь газов и числа их молей M_i в 1 кг смеси:

$$M_i = X_i \cdot M_{\Sigma}, \quad (7.83)$$

где X_i – мольные доли i -х продуктов сгорания, получаемые в результате термодинамического расчета процесса сгорания в ГГ (взятые из таблиц, в которые сводятся заранее выполненные расчеты).

Суммарное число молей M_{Σ} выражается через условный (кажущийся) молекулярный вес смеси продуктов сгорания μ_{Σ} :

$$M_{\Sigma} = \frac{10^3}{\mu_{\Sigma}} = \frac{10^3}{\sum_{i=1}^n \mu_i}. \quad (7.84)$$

Газовая постоянная смеси продуктов сгорания связана с универсальной газовой постоянной и $\mu = \mu_{\Sigma}$ соотношением:

$$R = \frac{R_0}{\mu_{\Sigma}}.$$

Подставляя M_{Σ} из формулы (7.84) в (7.83) и затем полученный результат в (7.82) найдем:

$$H_{n,n.c.}^T = \sum_{i=1}^n H_{n_i} X_i \frac{10^3}{\mu_{\Sigma}}. \quad (7.85)$$

Для оценки параметров компрессора, используемого в схеме, представленной на рис. 7.1, использовалась следующая методика.

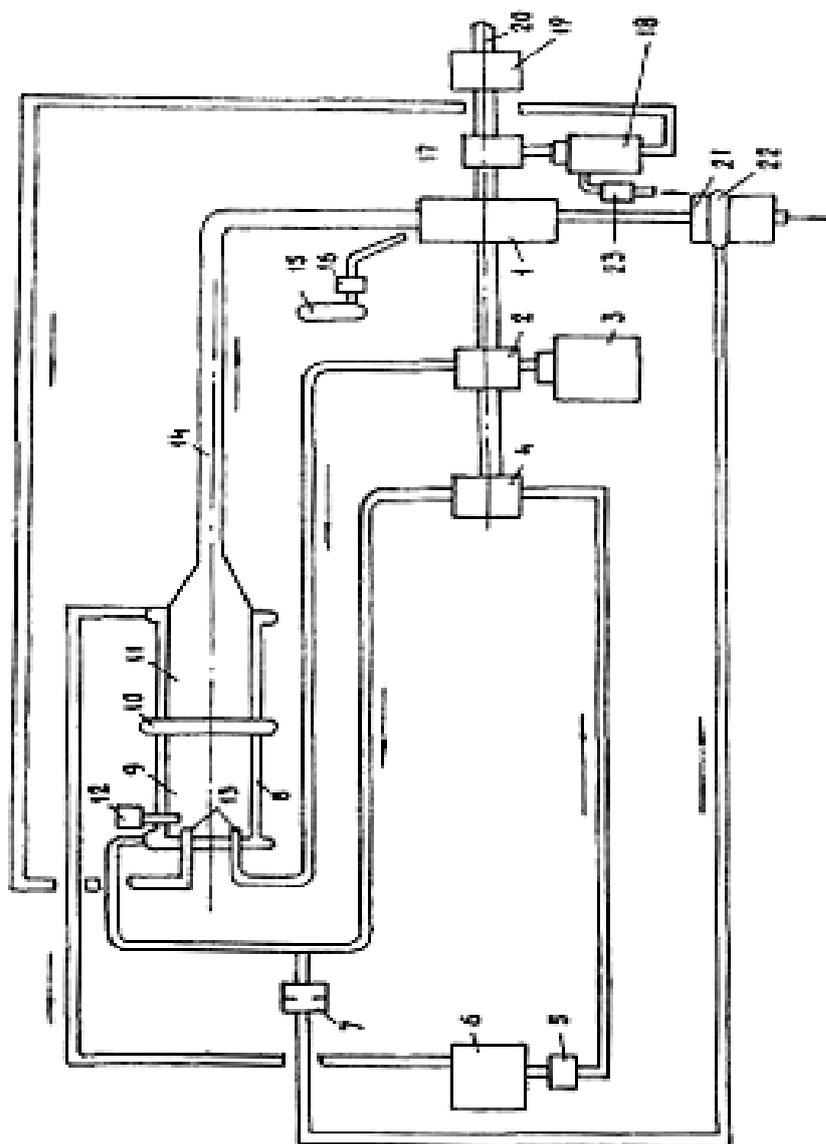


Рис. 7.1. Принципиальная схема устройства газотурбинного двигателя

На рис. 7.1 обозначено:

1. Газовая турбина
2. Насос для подачи горючего (спирт 95%)
3. Емкость для горючего
4. Насос для подачи воды
5. Пневмоэлектродный клапан, открывающий доступ воды к насосу
6. Емкость для хранения воды
7. Дроссельная шайба
8. Генератор газа (ГГ)
9. Первая зона ГГ для получения высокотемпературного газа
10. Распылитель воды для снижения температуры газа до рабочей
11. Вторая зона ГГ для смешения горючего газа с водой
12. Устройство для по джига рабочего тела
13. Форсунки для подачи горючего и воздуха
14. Газовод для подачи рабочего тела на турбину
- 15.16. Устройство для раскрутки турбины
17. Редуктор
18. Компрессор
19. Редуктор
20. Вал для привода режущего инструмента
21. Устройство для охлаждения выхлопных газов
22. Распылитель воды для охлаждения газов
23. Фильтр на входе воздуха в компрессор.

Объем генератора газа вычислялся по формуле:

$$V_{ГГ} = \frac{G \tau R T_{ГГ}}{P_{ГГ}}$$

где τ – время пребывания топлива в камере генератора, которое можно принять равным (0,003- 0,0035) с;

$T_{ГГ}$ – температура газа в генераторе ($T_{ГГ} \approx T_{ex}$);

$P_{ГГ}$ – давление газа в нем.

7.4. Выбор типа автономного движителя и энергоносителя

В соответствии с задачей создания автономного, безопасного и экологически чистого движителя был рассмотрен широкий круг возможных энергоносителей и движителей на их основе. Хотя заранее было ясно, что поиск необходимого технического решения надо вести на основе использования энергоносителей с большим запасом химической энергии, для сравнения были рассмотрены такие энергоносители как сжатый воздух, пар и вода под давлением. Предполагалось, что во всех типах движителей в качестве основного устройства, создающего крутящий момент на валу, служит турбина. Сопоставление различных вариантов движителей проводилось с движителем, обладающим мощностью $N = 63$ кВт. При этом особое внимание обращалось на четыре показателя: расход энергоносителя, состав газа на выходе из двигателя, уровень потребных давлений на входе в турбину и проблемы его создания; взрывобезопасность. Экономическое обоснование различных технических предложений на этом этапе исследования не проводилось.

Двигатель с приводом от турбины, вращаемой сжатым воздухом

Сжатый воздух применяется в настоящее время в двигателях шахтных комбайнов. При транспортировке сжатого воздуха с поверхности земли имеют место большие потери давления на гидравлическое сопротивление в трубах и утечки его в многочисленных соединениях. Уменьшение этих потерь связано с увеличением диаметра транспортного трубопровода и повышением надежности соединений. Кроме того возрастают трудности его крепления и всегда остается большая вероятность нарушения его герметичности по разным причинам. Вариант с размещением компрессора для создания расхода воздуха высокого давления непосредственно вблизи места добычи угля имеет свои недостатки. Такой компрессор должен отвечать очень высоким требованиям техники безопасности, экологии и обладать сравнительно малыми габаритами и весом. Создание такого компрессора по существу крупная самостоятельная проблема.

*Двигатель с приводом от турбины,
вращаемой водой под давлением*

Принципиально возможно создание двигателя, крутящий момент на валу которого создается турбиной, приводимой во вращение водой, подаваемой с поверхности земли. При глубине в 1 км давление гидростатического столба воды составляет около 100 атмосфер. Для турбины мощностью 63 кВт при к.п.д. 0,5 и давлении воды на входе 50 атм ее объемный расход составит около 260 м³/с, а массовый – 26 кг/с.

При работе в течение трех часов образуется почти 280 т воды, которую надо удалять из зоны добычи. Эти цифры достаточно хорошо показывают, негативную сторону рассматриваемой идеи.

*Двигатель с приводом от турбины,
вращаемой водяным паром*

Основу рассматриваемого движителя составляет агрегат, размещаемый на борту комбайна. В его состав помимо турбины и редуктора, изменяющего число оборотов вала режущего инструмента, входит малогабаритный генератор пара. Генератор пара электрическим кабелем соединен с системой питания и гибким трубопроводом с емкостью для воды, которые находятся вне комбайна, на некотором расстоянии от него. Такая схема является по существу полуавтономной схемой. Для турбины мощностью 63 кВт, температуре пара $T = 600^{\circ}\text{C}$, давлении его на входе в турбину $P_{вх} = 30 \text{ атм} \cong 30 \cdot 10^5 \text{ Па}$, $P_{вых} = 1,3 \cdot 10^5 \text{ Па}$ и $\eta_T = 0,5$ объемный расход пара составит $Q_{ср} \cong 4,4 \cdot 10^{-2} \text{ м}^3/\text{с}$, а массовый около 330 г/с. Полное количество воды, потребное в этом случае для работы в течение трех часов равно 3600 кг. Принципиально техническая реализация такой идеи вполне возможна. Для подачи воды из емкости на борт комбайна к генератору пара может использоваться надежная вытеснительная система подачи сжатым инертным газом. Пароводяной контур может быть выполнен в виде замкнутого контура с подачей отработанного и сконденсированного пара обратно в исходную емкость. Серьезными вопросами, требующими глубокой проработки, являются вопросы обеспечения техники безопасности при использовании электроэнергии для питания генератора пара.

*Двигатель с приводом от турбины,
вращаемой продуктами разложения перекиси водорода*

Опыт использования перекиси водорода (H_2O_2) в качестве рабочего тела для привода турбины был накоплен при создании жидкостных ракет первого поколения. Применялась смесь перекиси водорода с водой (80% H_2O_2 и 20% H_2O). Указанная смесь выдавливалась сжатым газом из емкости и, проходя через пористый катализатор, превращалась в парогаз с достаточно высокой температурой (600-800 К), который и вращал турбину. В состав парогаса входит кислород и пары воды. Такой состав рабочего тела турбины отвечает требованиям экологии. Примем для оценки параметров такого двигателя следующие исходные данные: давление на входе в турбину и выходе из нее $P_{\text{вх}} = 40 \cdot 10^5$ Па, $P_{\text{вых}} = 1,3 \cdot 10^5$ Па; температура парогаса $T = 782$ К, мощность турбины $N_T = 63 \cdot 10^3$ Вт.

Коэффициент полезного действия турбины (минимальный) $\eta_T = 0,5$. Данные расчета по приведенной выше методике показывают, что потребный расход перекиси для привода турбины составит $G = 175$ г/с (за три часа работы 1890 кг). Если бы удалось решить многие вопросы, связанные с созданием такого двигателя, то он не мог бы стать автономным, так как практически вряд ли возможно разместить такое количество рабочего тела на борту комбайна.

Для уменьшения расхода перекиси были рассмотрены варианты, в которых в эту смесь добавляли газообразный водород до 0,5% от расхода перекиси. Получить существенное уменьшение расхода рабочего тела не удалось, он сохраняется на уровне 1600 кг за три часа работы. При этом возникает необходимость дополнительно иметь на борту комбайна или рядом с ним примерно 8 кг водорода, что значительно затрудняет решение вопросов безопасной работы.

*Двигатель с приводом от турбины, работающей на
продуктах сжигания этилового спирта с воздухом*

Достоинством рассматриваемого рабочего тела является то, что при его сжигании на выходе из генератора газа (и турбины) получается экологически чистая смесь продуктов сгорания (CO_2 , H_2O , N_2 , Ar), если процесс сжигания осуществляется при стехиометрическом соотношении между горючим и окислителем. Технически такое соотношение может быть легко реализовано.

Кроме того это сравнительно дешевый и взрывобезопасный продукт. Получающаяся при сжигании высокая температура (более 2000 К) уменьшается до рабочего значения газа, подаваемого на лопатки турбины, путем разбавления водой.

Предварительные расчеты рабочего процесса, расходов и других параметров двигателя, показывают, что именно на этом энергоносителе оказывается возможным создание практически автономного устройства для привода шахтного комбайна, которое отвечает наибольшему числу основных требований заказчика. Однако требуется детальное исследование по выбору соответствующего окислителя. Рассматривались два возможных типа окислителей: воздух и жидкий кислород. Последний размещается на борту комбайна. Использование воздуха является весьма заманчивым, но требуются надежные и малогабаритные фильтры для его очистки от угольной и другой пыли. Применение жидкого кислорода устраняет эти трудности, но создает новые. В частности, необходимо решать вопросы с его получением, доставкой в шахту, длительным хранением и вопросы техники безопасности. В принципе эти трудности являются чисто техническими и могут быть решены с привлечением к разработке проекта специалистов, имеющих большой опыт проектирования и эксплуатации соответствующих устройств.

В результате анализа данных предварительного расчета и требований заказчика было решено выбрать в качестве базовой схему двигателя с приводом от турбины, работающей на продуктах сжигания 95% этилового спирта с тщательно очищенным от пыли воздухом.

*Структурная схема, результаты расчета рабочего процесса
и конструктивно-габаритных параметров
основных элементов конструкции двигателя*

Описание принципиальной схемы устройства двигателя

В качестве базовой выбрана схема устройства двигателя, в которой окислителем для сжигания спирта служит воздух (см. рис. 7.1).

Приводом для режущего инструмента и всех вспомогательных устройств является турбина 1. На одном валу с ней находится устройство для обработки угольного пласта, закрепляемое на конце вала 20, насос горючего 2 для подачи его в генератор газа (ГГ),

водяной насос 4, редуктор компрессора 17 и редуктор для режущего инструмента 19.

Рабочее тело для турбины в виде продуктов сгорания горючего получается в ГГ за счет сжигания спирта с воздухом, подаваемым от компрессора 18. Возможны модификации этой схемы с добавлением в воздух кислорода или переход полностью на жидкий кислород вместо воздуха.

Генератор газа (ГГ) имеет две зоны 9 и 11. В первой зоне 9 происходит сжигание горючего при высокой температуре. В процессе движения горючего газа во вторую зону 11 в него впрыскивается вода через распылитель 10 и происходит снижение температуры газа до температуры, соответствующей допустимой температуре на лопатках турбины. Обе зоны генератора газа охлаждаются водой, протекающей в рубашке охлаждения. Подача компонентов топлива в ГГ осуществляется через форсунки 13. Поджиг смеси производится от зажигающего устройства 12. Для предварительной раскрутки турбины в начале работы служит пусковое устройство, схематически обозначенное позициями 16 и 15. В качестве одного из вариантов которого может применяться устройство, использующее энергию сжатого воздуха (или азота), подаваемого на колесо турбины.

Воздух, поступающий на вход в компрессор 18, проходит тщательную очистку, в системе фильтров 23. Газ из турбины поступает в теплообменник 21, где охлаждается за счет смешения с водой, подаваемой через распылитель 22.

Основные технические характеристики базового варианта двигателя

Мощность турбины $N_T = 63$ кВт

Мощность на валу привода режущего инструмента $N = 45-50$ кВт

Давление на входе в турбину $P_{вх} = 10$ атм

Давление на выходе из турбины $P_{вых} = 1,15$ атм

Коэффициент избытка окислителя $\alpha = 1,0$

Температура газа в первой зоне ГГ $T_1 = 2215$ К

Температура газа во второй зоне ГГ $T = 900$ К

Расход спирта – 40 кг/час

Расход воздуха – 252 м³/час

Расход воды суммарный – 450 кг/час

Состав продуктов сгорания на выходе из двигателя: N_2, H_2O, CO_2 .
 Габаритные размеры двигателя без емкости для воды в метрах - $0,25 \times 1,0 \times 1,5$.

Объем ГГ $V = 0,124 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$

Диаметр ГГ $d = 55 \text{ мм}$

Длина ГГ $l = 150 \text{ мм}$

7.5. Математическое моделирование процессов в трансмиссиях горных машин

С вопросами моделирования и расчета привода выемочной машины тесно связано математическое моделирование процессов в системах с разделенными параметрами. Рассматривается математическая модель переходного процесса в длинных трансмиссиях горных машин.

Динамические процессы, протекающие в трансмиссии, описываются системой уравнений, включающей в себя волновые дифференциальные уравнения в частных производных, отражающих крутильные колебания звена с распределёнными параметрами, и уравнения движения двигателя и рабочего инструмента, выступающих здесь как граничные условия:

$$-\frac{\partial \omega}{\partial x} = k_1 \cdot \frac{\partial M}{\partial t}; \quad -\frac{\partial M}{\partial x} = k_2 \cdot \frac{\partial \omega}{\partial t}; \quad 0 \leq x \leq L, \quad (7.86)$$

где ω – угловая скорость в рассматриваемом сечении трансмиссии, с^{-1} ;

M – приведенный к валу двигателя крутящий момент в трансмиссии, Н м;

k_1 – коэффициент крутильной податливости единицы длины вала, $(\text{Н м}^2)^{-1}$;

k_2 – коэффициент инерции единицы длины вала, Н с^2 .

Граничные условия:

$$\text{при } x = 0: \quad I_{\partial} \cdot \frac{\partial \omega_H}{\partial t} = M_{\partial} - M_H;$$

(7.87)

$$\text{при } x = L: \quad M_K = M_C(t); \quad \omega(t) = \omega_K;$$

где ω_n и ω_k – текущие значения угловой скорости соответственно в начальном и конечном сечениях трансмиссии;

M_n и M_k – текущие значения крутящего момента в начальном и конечном сечениях трансмиссии;

I_∂ – момент инерции;

M_∂ – постоянный нагрузочный момент;

$M_C(t)$ – переменный нагрузочный момент.

Начальные условия имеют вид:

$$\omega(x;0) = \omega_{нач}; \quad M(x;0) = M_{нач}.$$

Решение приведенной системы выполняется на основе метода конечных разностей, обоснованного А.А.Самарским [46], с применением ПЭВМ. Для аппроксимации частных производных следует применять сеточную модель с погрешностью порядка $O(h^2)$.

Для этого система сводится к виду:

$$\frac{\partial \omega^2}{\partial t^2} = \alpha \frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2}; \quad \alpha = \frac{1}{k_1 k_2};$$

$$\frac{\partial^2 M}{\partial t^2} = \alpha \frac{\partial^2 M}{\partial x^2};$$

$$x \in [0; L]; \quad t > 0.$$

В результате сеточной аппроксимации получается:

$$x_i = i \cdot h_x; \quad i = 0, 1, \dots, n;$$

$$t_j = j \cdot h_t; \quad j = 0, 1, \dots, n.$$

Конечно-разностная система имеет вид:

$$\frac{\omega_{i,j+1} - 2\omega_{i,j} + \omega_{i,j-1}}{h_t^2} = \alpha \cdot \frac{\omega_{i+1,j} - 2\omega_{i,j} + \omega_{i-1,j}}{h_x^2};$$

$$\frac{M_{i,j+1} - 2M_{i,j} + M_{i,j-1}}{h_t^2} = \alpha \cdot \frac{M_{i+1,j} - 2M_{i,j} + M_{i-1,j}}{h_x^2}.$$

Начальные условия:

$$\omega_{i,0} = \omega_{нач}, \quad i = 0, 1, \dots, n-1;$$

$$\omega_{n,0} = \omega_K;$$

$$\omega_{i,1} = \omega_{i,0}, \quad i = 1, 2, \dots, n-1;$$

$$M_{i,0} = M_{нач}, \quad i = 0, 1, \dots, n-1;$$

$$M_{i,1} = M_{i,0}, \quad i = 1, 2, \dots, n-1.$$

Граничные условия:

$$\omega_{0,j+1} = \frac{h_t}{I_\partial} (M_\partial - M_H), \quad j = 1, 2, \dots;$$

$$\omega_{n,j+1} = \frac{h_t}{I_\partial} (M_H - M_\partial) (\omega_{n,j} - \omega_{n,j-1});$$

$$M_{0,j+1} = M_{нач};$$

$$M_{n,j+1} = M_C(t_j).$$

В результате четырехточечной аппроксимации получаем расчетную схему:

$$\omega_{i,0} = \omega_{нач}, \quad i = 0, 1, \dots, n-1;$$

$$\omega_{n,0} = \omega_K;$$

$$\omega_{i,1} = \omega_{i,0}, \quad i = 1, 2, \dots, n-1;$$

$$\omega_{0,1} = \frac{h_t}{I_\partial} (M_\partial - M_H);$$

$$\omega_{n,1} = \frac{h_t}{I_\partial}(M_K - M_\partial);$$

$$\omega_{0,j+1} = \frac{h_t}{I_\partial}(M_\partial - M_H), \quad j = 1, 2, \dots; \quad (7.88)$$

$$\omega_{i,j+1} = \frac{h_t^2 \alpha}{h_x^2}(\omega_{i+1,j} - 2\omega_{i,j} + \omega_{i-1,j}) + 2\omega_{i,j} - \omega_{i,j-1}, \quad i = 1, 2, \dots, n-1;$$

$$\omega_{n,j+1} = \frac{h_t}{I_\partial}(M_K - M_\partial)(\omega_{i,j} - \omega_{i,j-1});$$

$$M_{i,0} = M_{нач}, \quad i = 0, 1, \dots, n-1;$$

$$M_{n,0} = M_K;$$

$$M_{i,1} = M_{i,0}, \quad i = 1, 2, \dots, n-1; \quad (7.89)$$

$$M_{0,j+1} = M_H;$$

$$M_{i,j+1} = \frac{h_t^2 \alpha}{h_x^2}(M_{i+1,j} - 2M_{i,j} + M_{i-1,j}) + 2M_{i,j} - M_{i,j-1}, \quad i = 1, 2, \dots, n-1;$$

$$M_{n,j+1} = M_C(t_j).$$

Реализация данной модели позволяет получить массив информации о поведении параметров объекта в пространстве-времени, тем самым дает основания для выводов о дальнейшем совершенствовании конструкции.

По мере получения новых результатов возникает необходимость дальнейшей детализации, вовлечения новых групп параметров, что усложняет математические модели. Вместе с тем, современные средства вычислительной техники, благодаря повышению быстродействия и объемов памяти, позволяют успешно решать поставленные задачи и это определяет перспективу совершенствования горной техники.

Раздел 8. МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КИНЕМАТИЧЕСКИХ СИСТЕМ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

8.1. Расчет системы управления крепями

Созданная гидрофицированная крепь КГУ и механизированные комплексы на ее основе КГУД, КГУМ и КГУС не имеют аналогов в мировой практике крепестроения. Практика их применения на шахтах показывает, что создание работоспособного комплекса для лав с крутым и наклонным залеганием пластов связано, в первую очередь, с обоснованным выбором и расчетом параметров их кинематических систем.

Основные параметры систем (длина связей и координаты их привязки к секции) принимаются в зависимости от: системы разработки, хрупко-пластических свойств угля, условий поддержания боковых пород, конструкторской компоновки механизма передвижения секций крепи и технологии ведения очистных работ. Расчет параметров ведется по заданному паспорту крепления и управления горным давлением, углу наклона очистного забоя, а также по условию обеспечения передвижения секций крепи без заклинивания.

Настоящий материал распространяется на механизированные крепи, предназначенные для крепления призабойного пространства очистных выработок тонких крутых и наклонных пластов угольных шахт, и рекомендует методику выбора и расчета параметров, определяющих положение секций крепи.

Определения и обозначения терминов приведены в таблице 8.1.

Исходные данные, которыми необходимо располагать при расчете параметров, указаны в таблице 8.2.

Расчет параметров кинематических систем производится из условия обеспечения нормального крепления призабойного пространства в очистных выработках с забоем, наклоненным к линии падения, и передвижения секций крепи снизу вверх без заклинивания.

Интервал между секциями определяется длинами сомкнутых гидроштанг при любых координатах точек закрепления последних на секциях.

Таблица 8.1.

Определения и обозначения терминов

Термин	Определение термина	Обозначение
1	2	3
1. Интервал между секциями вдоль линии фронта крепи	Расстояние в плоскости между осями одноименных стоек двух соседних секций при сомкнутых гидроштангах	q
2. Интервал установки секций (шаг установки)	Расстояние вдоль линии падения пласта между плоскостями симметрии двух соседних секций	H_0
3. Шаг передвижения секции	Расстояние, проходимое секцией крепи вдоль линии простирания пласта	U
4. Ширина захвата	Ширина полосы угля, вынимаемой исполнительным органом машины за один проход	B_z
5. Угол наклона	Угол между линией, соединяющей оси одноименных стоек соседних секций, и линией падения пласта	α_0
6. Предельный угол наклона линии фронта	Наименьший угол установки крепи к линии падения пласта при котором возможен проход перемещающейся секции между двумя неподвижными секциями	$\alpha_{пр}$
7. База секции	Расстояние между стойками секции по простиранию пласта	P
8. Координата вдоль линии падения пласта точки закрепления гидродомкрата	Кратчайшее расстояние от центра шарнира крепления гидродомкрата передвижения до плоскости симметрии секции, расположенной по простиранию пласта	b
9. Половина ширины основания секции	Кратчайшее расстояние от плоскости симметрии до боковой кромки секции	B_1
10. Координата точки крепления гидродомкрата по забойному ряду стоек	Расстояние по простиранию пласта между центром шарнира крепления гидродомкрата передвижения и осью забойной стойки секции	d_1

Продолжение табл. 8.1.

1	2	3
11. Координата точки крепления гидродомкрата по завальному ряду стоек	Расстояние по простиранию пласта между центром шарнира крепления гидродомкрата передвижения и осью задней стойки секции	d_2
12. Длина гидродомкрата передвижения	Расстояние между центрами шарниров крепления гидродомкрата передвижения на двух соседних секциях при сомкнутых гидроштангах	m
13. Ход штока гидроштанги	Величина изменения длины гидроштанги после перемещения секции крепи на величину шага	$a_{ш}$
14. Ход штока гидродомкрата	Величина изменения длины гидродомкрата после перемещения секции крепи на величину шага	d
15. Межсекционный зазор	Расстояние вдоль линии падения пласта между разноименными боковыми кромками двух соседних секций	h

Таблица 8.2.

Исходные данные

Наименование	Обозначение	Величина
1. Интервал между секциями вдоль линии фронта крепи	q	Исходя из проекта
2. Ширина захвата	B_3	Исходя из проекта
3. Длина гидродомкрата передвижения	m	Исходя из проекта
4. База секции	P	Исходя из проекта
5. Координата вдоль линии падения пласта точки крепления гидродомкрата	B	Исходя из проекта
6. Половина ширины основания секции	B_1	Исходя из проекта
7. Координата точки крепления гидродомкрата по забойному ряду стоек	d_1	Исходя из проекта
8. Координата точки крепления гидродомкрата по завальному ряду стоек	d_2	Исходя из проекта

Угол наклона α_0 линии фронта крепи определяется геометрическими параметрами ее системы связей (табл. 8.2.) из зависимости (рис. 8.1):

$$\alpha_0 = \arcsin \frac{2F\Theta - \sqrt{(2F\Theta)^2 - 4(\Theta^2 + 1)(F^2 - 1)}}{2(\Theta^2 + 1)},$$

где

$$\Theta = \frac{P + d_1 - d_2}{2B};$$

$$F = \frac{q^2 - m^2 + 4B^2 + (P + d_1 - d_2)^2}{4qB}.$$

Для обеспечения крепления призабойного пространства при работе выемочной машины угол наклона линии фронта крепи должен соответствовать углу наклона забоя к линии падения пласта по всей лаве.

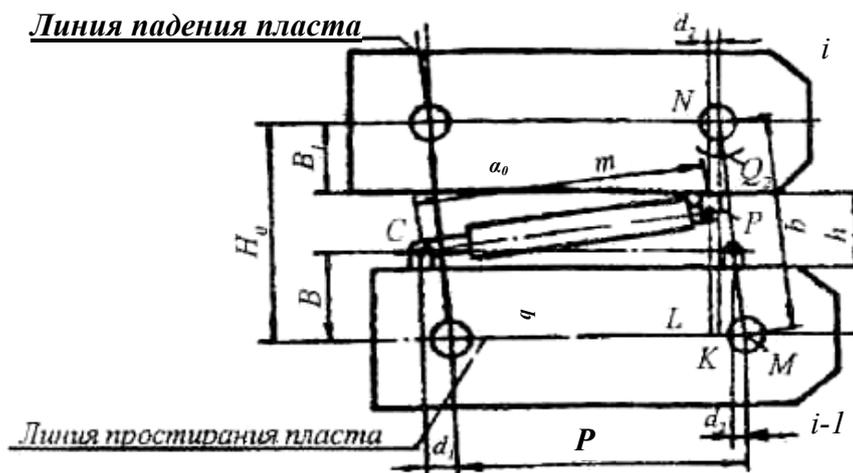


Рис. 8.1. Схема для определения угла наклона α_0 линии фронта крепи к линии падения пласта

Интервал между соседними секциями H_0 вдоль линии падения пласта при установке секций в лаве зависит от расстояния между центрами одноименных их стоек и угла наклона фронта крепи:

$$H_0 = q \cos \alpha_0.$$

Шаг передвижения секции при установке крепи в лаве под углом α_0 зависит от ширины захвата выемочной машины и определяется по формуле:

$$U = \frac{B}{\cos \alpha_0}.$$

Предельный угол наклона линии фронта крепи определяется параметрами крепи при перемещении $i-1$ секции на величину шага (рис. 8.2) из соотношения:

$$\alpha_{np} = \arcsin \frac{U}{4q}.$$

Возможность прохода i -той секции между уже передвинутой на величину шага $i-1$ секцией и неподвижной $i+1$ секцией при установке крепи под углом α' к линии падения пласта проверяется при минимальном интервале между центрами одноименных стоек, который должен быть (см. рис. 8.2) из условия отсутствия заклинивания равным:

$$O_1O_2 = \sqrt{4q^2 + 16q(\sin^2 \alpha_{np} - \sin \alpha_{np} \sin \alpha')} \geq 2q \quad (8.1)$$

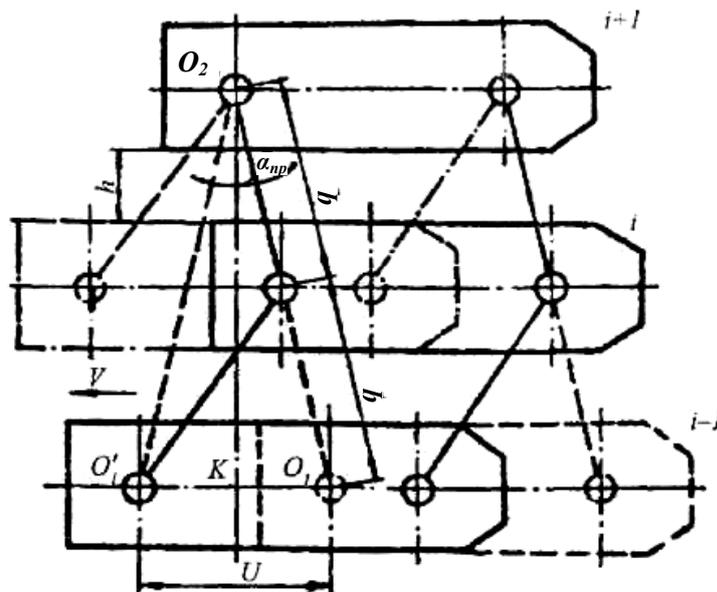


Рис. 8.2. Схема для определения предельного угла наклона α_{np} линии фронта крепи и условия отсутствия заклинивания

Неравенство (8.1) может быть выполнено при условии установки крепи под углом:

$$\alpha' \leq \alpha_{np}$$

Ход штока штанги определяется расстоянием между центрами одноименных стоек двух соседних секций в передвинутом и неподвинутом положении (рис. 8.2) секции:

$$a_{uu} = \sqrt{u^2 + q^2} - 2qu \sin \alpha_0 - q.$$

Ход штока домкрата передвигания определяется длинами сомкнутого домкрата в начальном положении $i-1$ секции и разомкнутого домкрата в ее конечном положении (см. рис. 8.3) из выражения:

$$d = \sqrt{q^2 + 4B^2 + V^2 - 4qB \cos \alpha_0 - 2qV \sin \alpha} - m,$$

где

$$V = U + P + d_1 - d_2.$$

Межсекционный зазор определяется интервалом между секциями, углом установки крепи и шириной основания секции (см. рис. 8.2) из зависимости:

$$h = q_0 \cos \alpha_0 - 2B_1.$$

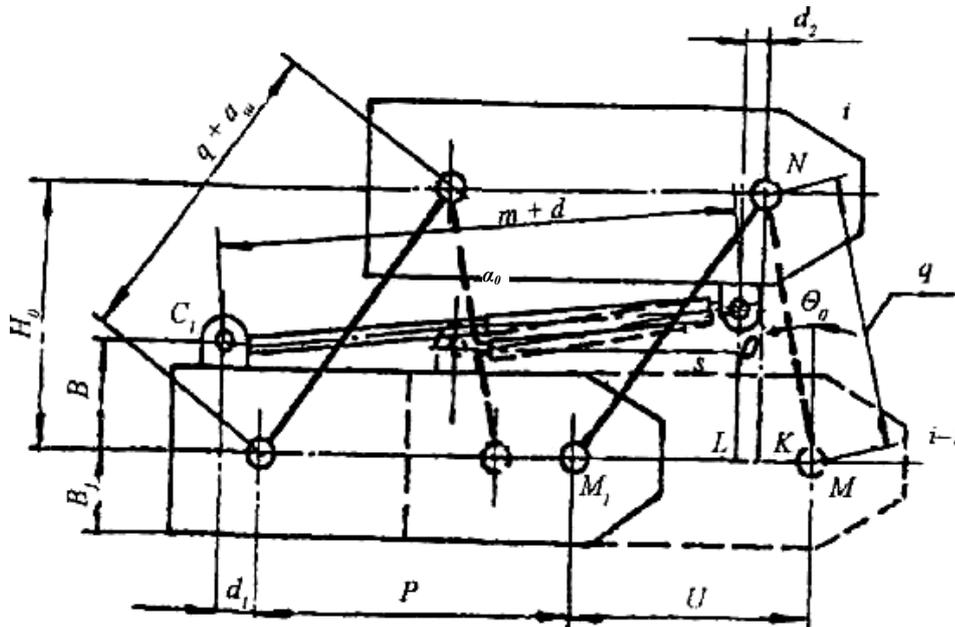


Рис. 8.3. Схема для определения изменяемых параметров межсекционных связей крепи

На основании аналитических положений методики выбора рациональных параметров кинематических систем механизированных крепей, разработаны основы проектирования системы передвигания механизированной крепи.

Не только при проектировании, но и при последующей эксплуатации крепи необходимо знать критические (предельные) значения параметров системы ее передвижения в плоскости пласта. В результате выполненных исследований получены системы уравнений и неравенств, связывающие эти параметры. Исследования проводились на механизированных крепях КГУ, КГУМ.

Поскольку межсекционные средства управления секциями крепи идентичны, рассматривается положение трех секций в предположении, что нижняя секция передвинута и расперта, средняя - разгружена и будет передвигаться, верхняя - не передвинута и отстает от нижней на величину шага.

Основным звеном группы из трех секций является их кинематическая пара, связанная гидродомкратом передвижения (рис. 8.4,а). Взаимное положение пары секций в пространстве определяется конструктивными параметрами: размером гидродомкрата (m), линейными размерами гидроштанг (b, q) передней и задней, расстояниями между гидростойками (p) секции крепи, а также линейными размерами между точками крепления гидродомкрата (a, l, n, c).

Исследованиями установлено, что механика передвижения пары секций описывается системой уравнений:

$$\begin{aligned}
 m^2 &= a^2 + c^2 + R^2 - 2aR \cos \varphi - 2cR \cos \varphi + 2ac \cos(\varphi - \psi); \\
 \varphi &= \arccos \frac{a^2 + p^2 - n^2}{2ap} - \arccos \frac{p^2 + R^2 - q^2}{2pR}; \\
 \psi &= \arccos \frac{p^2 + c^2 - l^2}{2Pc} - \arccos \frac{p^2 + R^2 - b^2}{2pR}; \\
 R &= \sqrt{p^2 + b^2 - 2pb \cos \Omega},
 \end{aligned} \tag{8.2}$$

где m - линейный размер полностью сомкнутого гидродомкрата передвижения;

a - линейный размер между осью забойной гидростойки и осью проушины крепления гидродомкрата передвижения для нижерасположенной секции рассматриваемой пары;

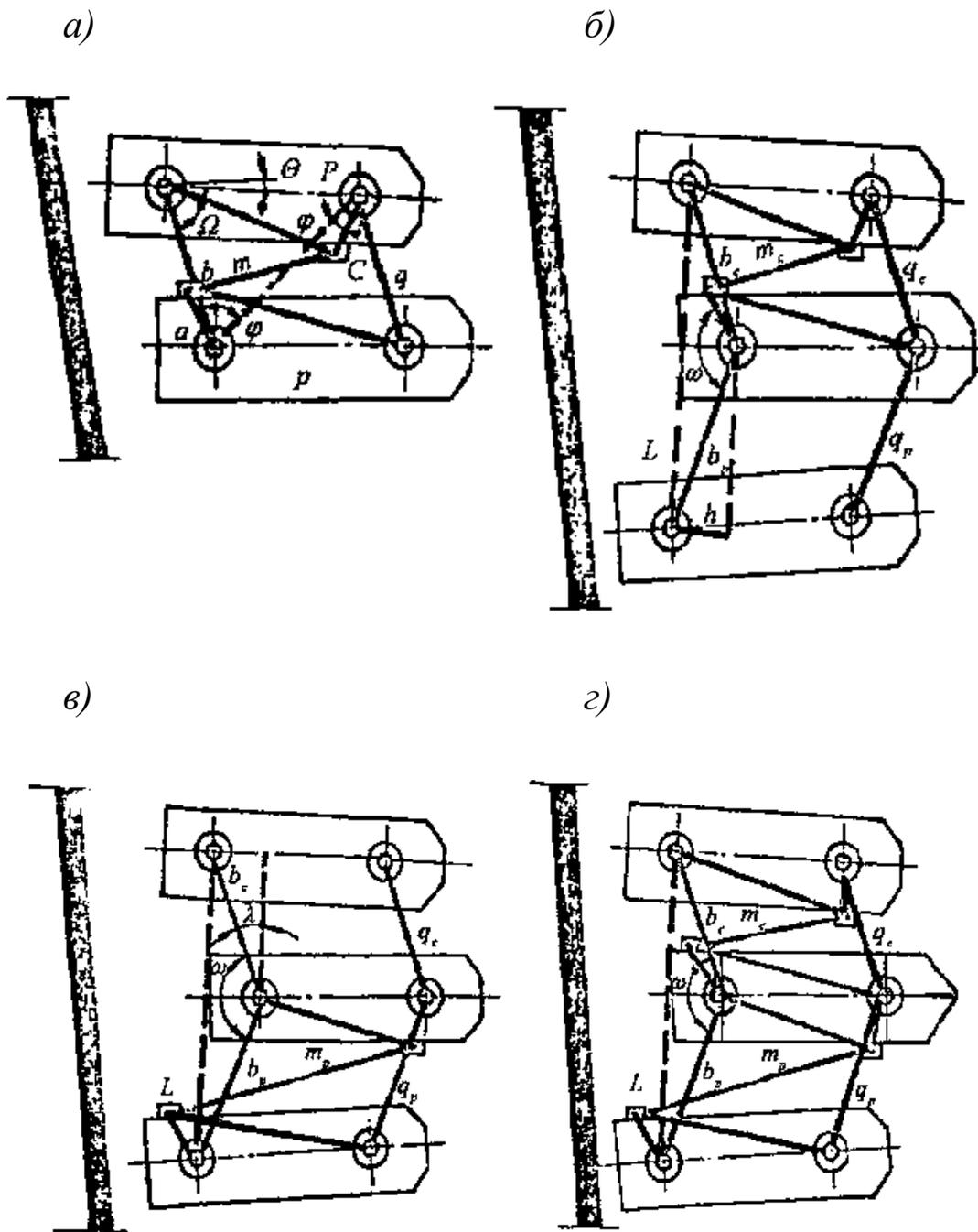


Рис. 8.4. Схема для расчета системы передвижения механизированной крепи

c - линейный размер между осью завальной гидростойки и осью проушины крепления гидродомкрата к вышерасположенной секции рассматриваемой пары;
 R - линейный размер между осями забойной и завальной гидростоек нижней и верхней секций рассматриваемой пары;
 φ , ψ , Ω - углы, физический смысл которых ясен из рис. 8.4;

- p - линейный размер между осями забойной и завальной гидростоек нижней расположенной секции вдоль ее продольной оси;
- n - линейный размер между осями завальной стойки и проушины крепления гидродомкрата для нижней секции рассматриваемой пары;
- q - линейный размер завальной гидроштанги рассматриваемой пары;
- l - линейный размер между осями забойной гидростойки и проушины крепления гидродомкрата на верхней секции рассматриваемой пары;
- b - линейный размер забойной гидроштанги рассматриваемой пары.

Аналогично может быть получена система уравнений для определения угла поворота верхней секции относительно нижней расположенной.

Исследуемая система механики передвижения секции крепи в плоскости пласта позволяет иметь три варианта ее конструктивного исполнения: гидродомкрат расположен выше передвигаемой секции (рис. 8.4, *б*), ниже ее (рис. 8.4, *в*) и в каждом межсекционном интервале (рис. 8.4, *з*). Все три анализируемых случая работы системы имели место либо в серийно выпускаемых, либо в промышленных образцах механизированных крепей типа КГД (КГУ, КГТ). Два первых случая предполагают установку гидродомкрата передвижения через каждую секцию лавокомплекта крепи, начиная с концевой и далее по восстанию пласта. По такому принципу работали крепи 2КГД, КГУ, КГТ. Третий случай предполагает установку гидродомкрата передвижения на каждой секции лавокомплекта, начиная с концевой и далее по восстанию пласта. Такой принцип работы кинематической системы был проведен при проведении стендовых и шахтных испытаний опытно-промышленных образцов механизированных крепей 2КГД-А и 2КГДМ.

Условие, обеспечивающее передвижение секций в плоскости пласта без заклинивания по забойным гидроштангам, определяется выполнением неравенства (см. рис. 8.4):

$$2b_0 \leq L, \quad (8.3)$$

где b - длина полностью сомкнутой забойной гидроштанги;

L - длина воображаемой линии, соединяющей центры забойных гидростоек соседних выше- и нижерасположенных секций, относительно передвигаемой секции.

Из геометрических соотношений рис. 8.4 следует, что неравенство (8.3) всегда выражается соотношением:

$$2b_0 \leq \sqrt{b_c^2 - b_p^2 - 2b_c b_p \cos \omega}, \quad (8.4)$$

где b_c и b_p - критический линейный размер соответственно сомкнутой и разомкнутой гидроштанги, определяется для конструктивных вариантов исполнения системы управления секциями решением зависимостей (8.2);

ω - плоский угол между забойными гидроштангами, связывающими передвигаемую секцию с соседними выше- и нижерасположенными секциями в комплекте.

В результате подстановки в неравенство (8.4) величин b_c , b_p и ω получены следующие соотношения:

для 1-го варианта конструктивного исполнения (см. рис. 8.4, б):

$$\begin{aligned} \arcsin \frac{n}{b_p} + \arcsin \frac{3984000 - b_c^2 - b_p^2}{2b_c b_p} &\leq \\ &\leq \frac{m_c - 2,1b_c + 0,3q_c - 1970}{37,4 - 0,02b_p} - 0,045(q_c - b_c); \end{aligned}$$

для 2-го варианта конструктивного исполнения (см. рис. 8.4, в):

$$\lambda + 0,075b_p - \arccos \frac{3984000 - b_c^2 - b_p^2}{2b_c b_p} \leq \frac{0,4q_p + 2600 - m_p}{16};$$

для 3-го варианта конструктивного исполнения (см. рис. 8.4, г):

$$\frac{m_p + 1,2b_p - 0,4q_p - 1160}{16} - \arccos \frac{3984000 - b_c^2 - b_p^2}{2b_c b_p} \leq$$

$$\leq \frac{m_c - 2,1b_c + 0,3q_c - 1970}{37,4 - 0,02b_c} - 0,015(q_c - b_c).$$

Разработанный аналитический аппарат может быть использован при расчете систем передвижения механизированных крепей и комплексов типа КГУ.

8.2. Синтез механизма передвижения механизированной крепи

Задача и методика синтеза механизма передвижения секции крепи типа КГУ подробно разработана и решена. Задача синтеза механизма передвижения крепи представляет собой воспроизведение одной из характерных точек механизма требуемой (либо функционально заданной технологией ведения очистных работ в лаве) траектории движения в плоскости пласта и проектирование механизма по заданным (технологическим) положениям его звеньев.

Работами по созданию крепей доказано, что наиболее сложными и важными являются задачи синтеза механизма передвижения крепи в плоскости крутого и наклонного пласта по заданным положениям его звеньев (с известными ограничениями области возможных положений звеньев внутри интервала передвижения) и воспроизведение требуемой траектории точек механизма при более жестких (или абсолютных) ограничениях области возможных положений звеньев. Основная структура механизма крепи определяется как совокупность дисков продолговатой формы (силовых элементов крепи), соединенных между собой связями для предотвращения самопроизвольных перемещений под воздействием силовых факторов и объединенных в кинематическую цепь (рис. 8.5, а). Перемещение носит циклический характер, который обуславливается технологией ведения очистных работ с последовательной фиксацией в параллельных положениях всего семейства элементов механизма крепи.

Заданный закон движения структурной единицы вполне обеспечивается шарнирным четырехзвенником (см. рис. 8.5, а),

наиболее простым механизмом с низшими кинематическими парами, воспроизводящими подобный тип движения. Таким образом, задача проектирования механизма передвижения крепи типа КГУ сводится к синтезу шарнирного четырехзвенника по двум положениям ведомого звена и в классической постановке решается графоаналитическим методом. Решение определяет положение мгновенных центров вращения звеньев четырехзвенника, соединенных кинематическими парами с гидравлическими стойками крепи. При этом имеют место следующие начальные (граничные) условия, устраняющие неопределенности при решении данной задачи: фиксируемый шаг передвижения (g) секции крепи (ведомого звена), зависящий от параметров выемки; ограничение шага установки секций крепи (расстояния между соответствующими элементами двух соседних секций); ограничение максимального расстояния между внешними контурами перекрытий двух секций, определяемого степенью устойчивости пород кровли; положение фронта крепи, определяемое формой забоя.

Задаются два положения A_1A_2 и B_1B_2 шатуна шарнирного четырехзвенника, в общем случае ориентированного как угодно в плоскости движения. Исходя из приведенных выше ограничений, можно указать некоторые граничные значения длины вращающихся звеньев четырехзвенника.

При фиксированном шаге передвижения крепи (g) и максимально вертикальном смещении секции крепи (l) при этом движении определяется минимальная длина вращающихся звеньев (см. рис. 8.5, a):

$$R_{min} \geq \frac{g}{2l} (1 - l^2), \text{ м.} \quad (8.5)$$

Длина вращающихся звеньев ограничена также габаритами секции крепи и шагом расположения секции, ибо каждая секция является «стойкой» по отношению к соседней, передвигаемой, и несет на себе центры вращения звеньев четырехзвенника. Следовательно, длина вращающихся звеньев определяется геометрическим местом точек возможного расположения центров вращения этих звеньев.

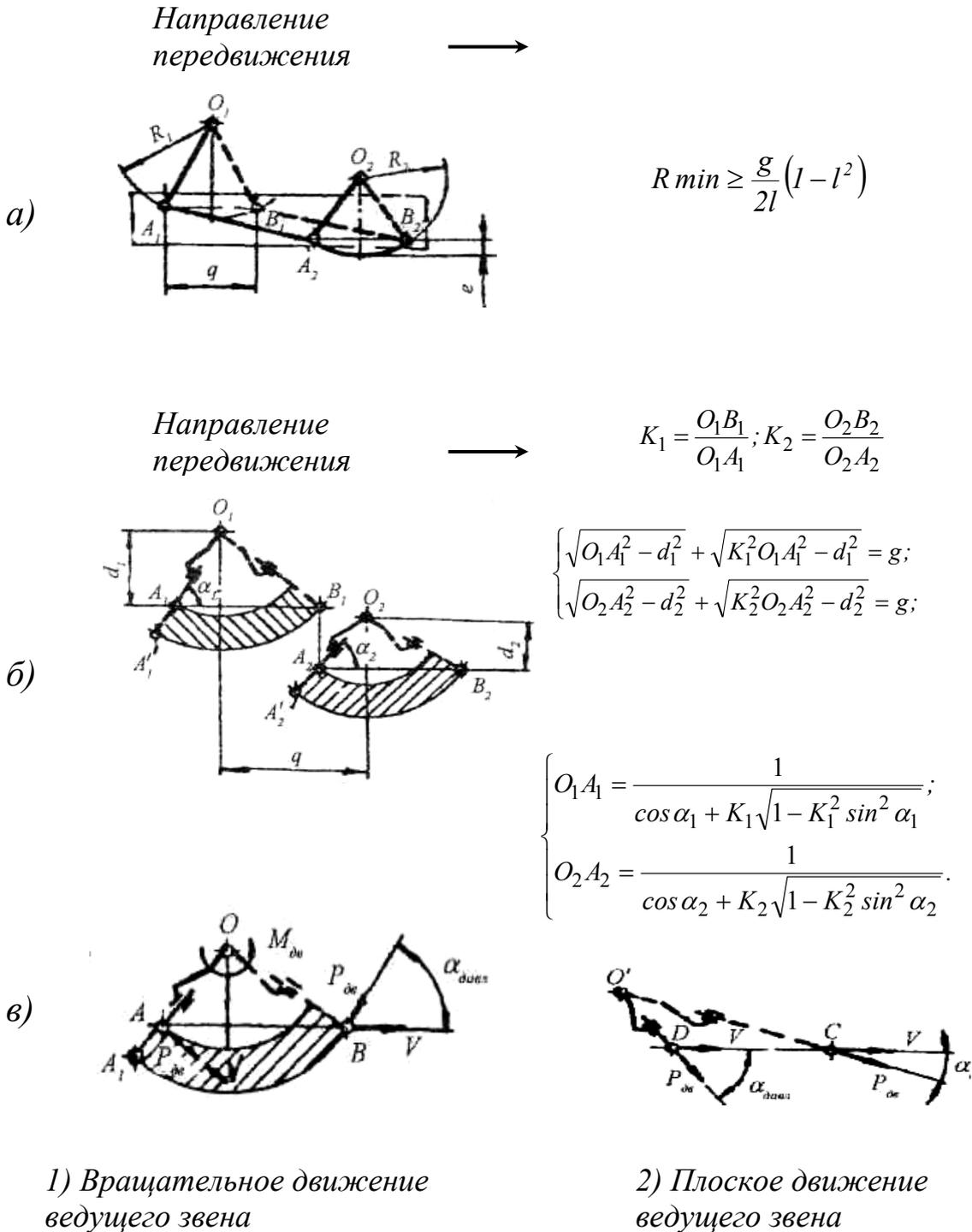


Рис. 8.5. Синтез механизма передвижения механизированной крепи

Однако, при фиксированной длине вращающихся звеньев четырехзвенника невозможно маневрирование фронтом крепи, обеспечение которого является важнейшим требованием к кинематической схеме механизма крепи.

Маневрирование фронтом крепи реализуется переменным шагом её передвижения, который может быть осуществлен, как видно из соотношения (8.5), введением поступательных пар во вращающиеся звенья O_1A_1 , O_2A_2 (рис. 8.5, б). Это введение позволяет получить при неизменных габаритах механизма достаточно широкий диапазон значений шага передвижения крепи.

Синтез механизма такого четырехзвенника является более неопределенной задачей в силу увеличения количества степеней свободы механизма. Независимость конечного положения шатуна четырехзвенника от траектории его движения позволяет применять классические методы синтеза. В процессе цикла передвижения точки А и В шатуна четырехзвенника могут занимать любые положения в заштрихованных областях (см. рис. 8.5, б), которые определяются другими возможными связями (например, упорами на неподвижной секции, выступами в кровле, и почве, кусками обрушенного массива и др.).

Длины вращающихся звеньев определяются из следующих неявных соотношений между элементами треугольников, заданных параметрами:

$$g, d_1, d_2; K_1 = \frac{O_1B_1}{O_1A_1}; K_2 = \frac{O_2B_2}{O_2A_2};$$

$$\sqrt{O_1A_1^2 - d_1^2} + \sqrt{K_1^2 O_1A_1^2 - d_1^2} = g;$$

$$\sqrt{O_2A_2^2 - d_2^2} + \sqrt{K_2^2 O_2A_2^2 - d_2^2} = g.$$

При заданном угле α наклона вращающихся звеньев в исходном положении и коэффициенте раздвижности этих звеньев получены следующие соотношения для вращающихся звеньев в сомкнутом состоянии:

$$O_1A_1 = \frac{1}{\cos \alpha_1 + K_1 \sqrt{1 - K_1^2 \sin^2 \alpha_1}},$$

$$O_2A_2 = \frac{1}{\cos \alpha_2 + K_2 \sqrt{1 - K_2^2 \sin^2 \alpha_2}}.$$

Анализ решения показывает, что введение поступательных пар в коромысле механизма позволяет при ограниченном шаге в цепи

ведомых звеньев существенно увеличить возможный шаг передвижения. Такая реконструкция четырехзвенника даст возможность избежать «жесткой» траектории передвижения ведомого звена внутри цикла передвижения, что весьма важно в реальных эксплуатационных условиях в связи с открывающимися возможностями варьирования углом наклона линии фронта и приспособляемостью секции к изменениям гипсометрии пласта. Окончательное графоаналитическое решение задачи синтеза механизма передвижения крепи типа КГУ представлено графиком (рис. 8.5, б).

Разработанный аналитический аппарат синтеза механизма передвижения крепи применительно к средствам комплексной механизации для тонких крутых и наклонных пластов носит универсальный характер и используется при проектировании различных их типов.

8.3. Аналитический метод прочностных расчетов элементов системы управления механизированными крепями

Основным структурным элементом системы управления лавной крепью комплекса является силовой гидроцилиндр, испытывающий повышенные нагрузки при эксплуатации. С целью обеспечения надежности и долговечности силовых конструктивных элементов крепи, применяемых в условиях ограниченного по высоте пространства, выполнение их прочностных расчетов связано с необходимостью разработки специального метода расчетов.

Расчеты на прочность структурных элементов системы управления лавной крепью необходимы для аналитического определения перемещения и напряжений в наиболее нагруженных точках деталей конструкции.

Разработка аналитического аппарата расчетов на прочность проведена исходя из общих принципов механики. Для рассматриваемых структурных элементов системы управления (силовые гидроцилиндры) составляется функция Лагранжа, состоящая из кинетической и потенциальной энергий в поле сил тяжести, потенциальной энергии упругих деформаций и работы сил поверхностного давления.

Поскольку лавная крепь механизированного комплекса работает в статике (режим постоянного рабочего сопротивления), кинетическая энергия в функции Лагранжа отсутствует. Очевидно, что искомые функции перемещения в данном случае не зависят от времени.

Определяются перемещения $U(x,y)$ и $V(x,y)$, которые доставят минимум функционалу (функция Лагранжа):

$$L = \iint_S G \cdot \left(\varepsilon_x^2 + \varepsilon_y^2 + \frac{1}{2} \gamma_{xy}^2 + \frac{\mu}{1-2\mu} \Theta^2 \right) \cdot dS - \iint_S (X_u - Y_u) \cdot dS - \oint_S (\bar{X}_u + \bar{Y}_u) \cdot dl, \quad (8.6)$$

где G - модуль упругости 2-го рода;

$\varepsilon_x, \varepsilon_y$ - относительные деформации $\varepsilon_x = \frac{du}{dx}; \varepsilon_y = \frac{dV}{dy};$

Θ, γ_{xy} - относительные угловые деформации:

$$\Theta = \left(\frac{du}{dx} + \frac{dV}{dy} \right); \gamma_{xy} = \left(\frac{du}{dy} - \frac{dV}{dx} \right);$$

μ - коэффициент Пуассона;

X_u, Y_u - величины массовых сил (сил тяжести);

\bar{X}_u, \bar{Y}_u - величины поверхностных сил (силы давления вдоль осей X и Y).

Используя для решения вариационной задачи (8.6) метод Ритца, определим его в виде разложения по полной системе ортогональных функций ψ_k :

$$U = \sum_{k=0}^{\infty} a_{kx} \psi_k; \quad (8.7)$$

$$V = \sum_{k=0}^{\infty} a_{ky} \psi_k.$$

После получения коэффициентов разложения (a_{kx} и a_{ky}) задача будет решена. В качестве полной системы ортогональных функций приняты гармонические функции, имеющие в полярных координатах вид:

$$\psi_k = r^k (\cos K_\varphi + \sin K_\varphi), (k = 0; \pm 1; \pm 2 \dots). \quad (8.8)$$

Используя комплексное переменное $Z=x+iy$, ортогональные функции (8.8) запишем в виде:

$$\psi_k = R_c Z^k + I_m Z^k, (k = 0; \pm 1; \pm 2 \dots).$$

Обозначив $R_c Z^k = R^k$ и $I_m Z^k = I^k$, решение (8.7) ищем в виде конечного ряда:

$$U = \sum_{k=-n}^n (a_{kx} \cdot R^k + b_{kx} I^k);$$

$$V = \sum_{k=-n}^n (a_{ky} \cdot R^k + b_{ky} I^k).$$
(8.9)

Подставив аналитические значения функций перемещения (8.9) в функцию Лагранжа (8.6) и выполнив в полученном выражении дифференцирование по искомым коэффициентам (a_{kx} и a_{ky}), получим систему линейных уравнений, которая для рассматриваемого силового гидроцилиндра (рис. 8.6) имеет вид:

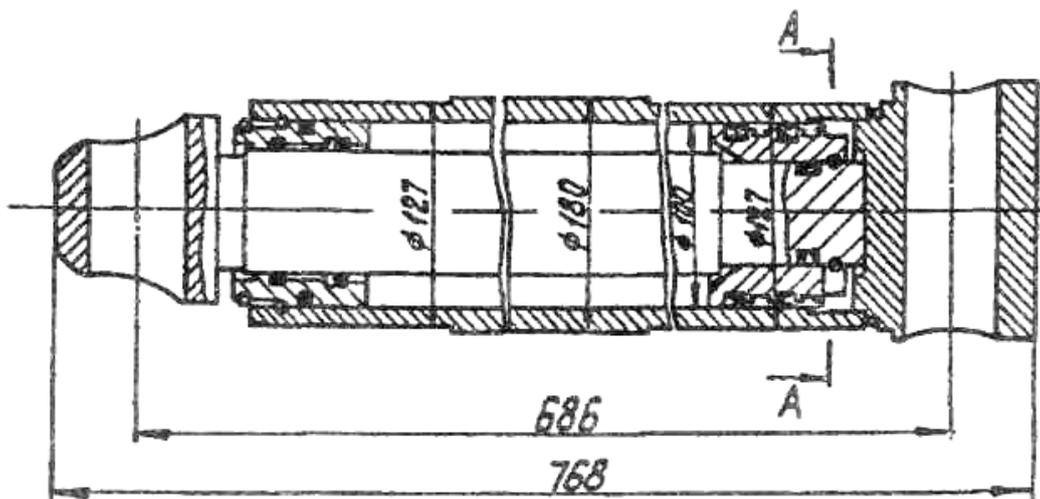
Исходные данные для расчета:

Давление внутри цилиндра — 60 МПа

Материал — сталь 40Х

Модуль упругости 2^{го} рода - $G=8 \cdot 10^4$ МПа

Коэффициент Пуассона - $\mu = 0,3$



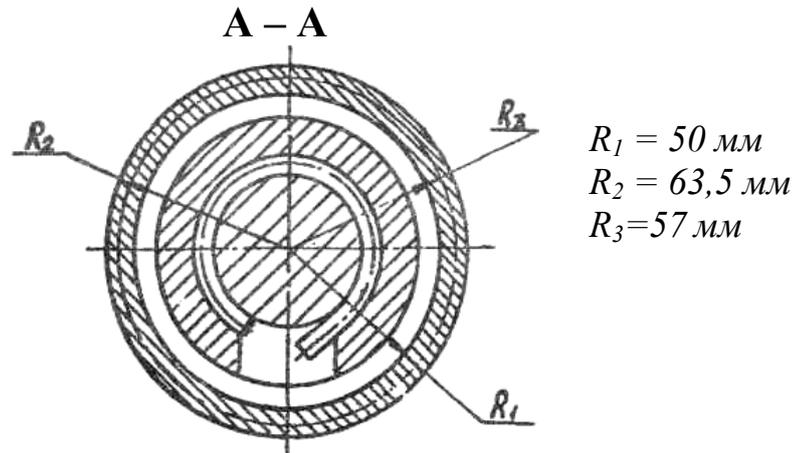


Рис. 8.6. К расчету силового гидроцилиндра на прочность

$$\begin{aligned}
 G \left[\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu} - 1 \right] \pi(R_2^2 - R_1^2) a_{1x} + G \left[\frac{2\mu}{1-2\mu} - 1 \right] \pi(R_2^2 - R_1^2) b_{1y} &= \pi P R_1^2; \\
 G \left[\frac{2\mu}{1-2\mu} - 1 \right] \pi(R_2^2 - R_1^2) a_{1x} + G \left[\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu} + 1 \right] \pi(R_2^2 - R_1^2) b_{1y} &= \pi P R_1^2; \\
 G \left[\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu} + 1 \right] \frac{\pi(R_2^2 - R_1^2)}{2R_1^2 R_2^2} a_{-1x} + G \left[\frac{2\mu}{1-2\mu} - 1 \right] \frac{\pi(R_2^2 - R_1^2)}{2R_1^2 R_2^2} b_{-1y} &= \pi P; \\
 G \left[\frac{2\mu}{1-2\mu} - 1 \right] \frac{\pi(R_2^2 - R_1^2)}{2R_1^2 R_2^2} a_{-1x} + G \left[\frac{2(1-\mu)}{1-2\mu} + 1 \right] \frac{\pi(R_2^2 - R_1^2)}{2R_1^2 R_2^2} b_{-1y} &= -\pi P.
 \end{aligned} \tag{8.10}$$

Решение уравнений (8.10) даст значение искомых коэффициентов:

$$a_{1x} = b_{1y} = \frac{P R_1^2 (1-2\mu)}{2G(R_2^2 - R_1^2)}; a_{-1x} = b_{-1y} = \frac{P R_1^2 R_2^2}{2G(R_2^2 - R_1^2)},$$

из которых функции перемещения по (8.7) равны:

$$\begin{aligned}
 U &= a_{1x} x + a_{-1x} \frac{x}{x^2 + y^2} = \frac{P R_1^2}{2G(R_2^2 - R_1^2)} \left[(1-2\mu)x + R_2^2 \frac{x}{x^2 + y^2} \right]; \\
 V &= b_{1y} y + b_{-1y} \frac{y}{x^2 + y^2} = \frac{P R_1^2}{2G(R_2^2 - R_1^2)} \left[(1-2\mu)y + R_2^2 \frac{y}{x^2 + y^2} \right].
 \end{aligned} \tag{8.11}$$

Из уравнений (8.11) с использованием закона Гука получены выражения для напряжений, возникающих в теле:

$$\sigma_x = 2G \left(\xi_x + \frac{\mu}{1-2\mu} \cdot \Theta \right);$$
$$\sigma_y = 2G \left(\xi_y + \frac{\mu}{1-2\mu} \cdot \Theta_1 \right).$$

Подставляя численные значения параметров гидроцилиндров, определяют величины напряжений и перемещений в любой его характерной точке.

8.4. Исследование кинематики передвижения секций механизированной крепи на наклонных пластах

Анализ эксплуатации механизированных крепей в составе добычных комплексов на наклонных пластах показывает основные требования, предъявляемые к секциям при их передвижении. Это – обеспечение устойчивости и направленности движения секций крепи и оптимального условия их взаимодействия между собой, а также с кровлей и почвой пласта при передвижении, что, в конечном итоге, должно привести к увеличению скорости и повышению надежности крепления выработанного пространства за проходом комбайна.

При работе комплексов в лавах с углом падения пласта свыше 15° значительная часть отказов возникает вследствие низкой эффективности средств обеспечения устойчивости секций механизированных крепей. Под статической устойчивостью и устойчивостью секций крепи в процессе передвижения понимается способность секций сохранять под действием силовых факторов и активных средств удержания такое пространственное положение, при котором возможна их нормальная эксплуатация в комплекте механизированной крепи. Проверка устойчивости опрокидыванию заключается в определении соотношения восстанавливающего и опрокидывающего моментов сил относительно оси, проходящей внутри контура основания (при мягких грунтах), а в пределе – через крайнюю точку контура (при твердых грунтах) и сравнении этого

соотношения с допустимым. Опрокидывание – поворот секции крепи вокруг оси, проходящей через основание, положение которой зависит от физико-механических свойств почвы [85].

На пространственное положение секции и скорость ее передвижения оказывают влияние большое количество факторов, основными из которых являются: составляющие веса секции крепи, положение центра тяжести, составляющие тягового усилия гидродомкрата, активный удерживающий момент, создаваемый системой устойчивости, величина подпорного усилия при передвижении с подпором, усилия взаимодействия в межсекционных связях балок и оснований, пригрузка пород кровли на перекрытие и вдавливание основания в почву пласта и др. Определим запас устойчивости секций крепи в процессе однократного передвижения. Расчетная схема системы устойчивости крепи приведена на рис. 8.7.

Момент, удерживающий секцию крепи от опрокидывания, равен:

$$\sum M_{y\partial} = M_G^{y\partial} + M_{подп}^{y\partial} + M_{взаим}^{y\partial} + M_{акт}^{y\partial} , \quad (8.12)$$

где $M_G^{y\partial}$ – удерживающий момент от составляющей веса секции крепи;

$M_{подп}^{y\partial}$ - удерживающий момент от подпорного усилия;

$M_{взаим}^{y\partial}$ - момент от взаимодействия в межсекционных связях;

$M_{акт}^{y\partial}$ - активный удерживающий момент, создаваемый механизмом устойчивости.

Момент, опрокидывающий секцию крепи, складывается из моментов от составляющих веса $M_G^{опр}$ и тягового усилия гидродомкрата передвижения $M_{2\partial}^{опр}$:

$$\sum M_{опр} = M_G^{опр} + M_{2\partial}^{опр} . \quad (8.13)$$

Моменты от составляющих веса крепи равны:

$$\begin{aligned} M_G^{y\partial} &= Gl_B \cos \alpha \quad ; \\ M_G^{опр} &= GH_{ум} \sin \alpha , \end{aligned} \quad (8.14)$$

где G – вес секции крепи с пригрузкой;

α – угол падения пласта;

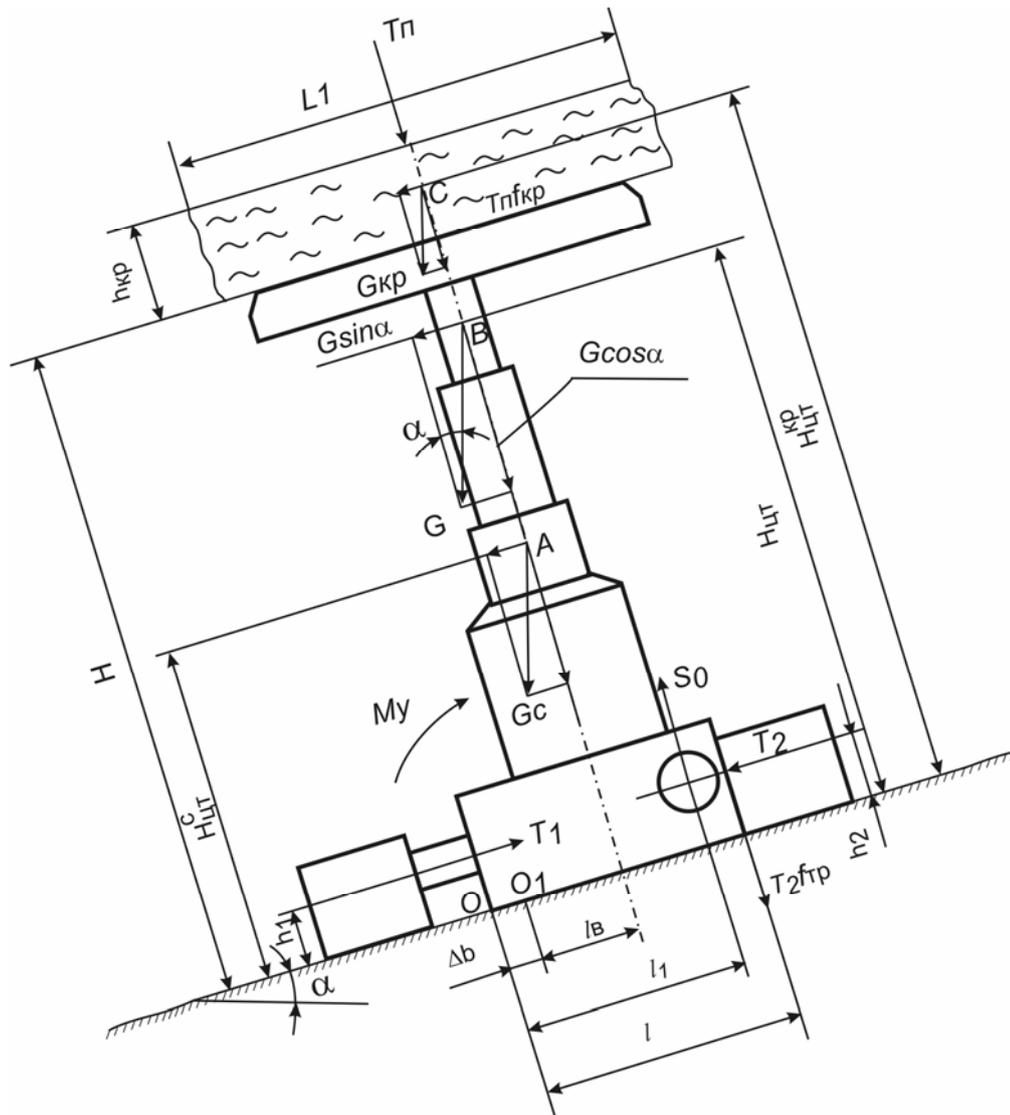


Рис. 8.7. Расчетная схема боковой устойчивости секции механизированной крепи

l_B – плечо восстанавливающего момента, с учетом ширины основания, равной l и смятия пород почвы под нижним (со стороны падения пласта) ребром основания на величину Δb (в расчетах принимается равной 0,05 м) равно:

$$l_B = \frac{l}{2} - \Delta b, \quad (8.15)$$

$H_{цт}$ – высота центра тяжести системы "секция крепи – кровля"; при слабых кровлях рассчитывается с учетом массы отслоившейся породы высотой $h_{кр} = 0,5 \div 0,7$ м:

$$H_{\text{цт}} = \frac{G_c H_{\text{цт}}^c + G_{\text{кр}} H_{\text{цт}}^{\text{кр}}}{G}, \quad (8.16)$$

где G_c – вес секции крепи;

$H_{\text{цт}}^c$ – высота центра тяжести секции;

$G_{\text{кр}}$ – вес отслоившейся породы кровли плотностью γ равен:

$$G_{\text{кр}} = h_{\text{кр}} L_1 L_2 \gamma, \quad (8.17)$$

где L_1 – шаг установки секций крепи;

L_2 – ширина поддерживаемого крепью призабойного пространства;

$H_{\text{цт}}^{\text{кр}}$ – высота центра тяжести отслоившейся кровли, находящейся на перекрытии секции высотой H :

$$H_{\text{цт}}^{\text{кр}} = H + \frac{h_{\text{кр}}}{2}. \quad (8.18)$$

Одним из положительных факторов передвижения секций крепи с подпором является повышение устойчивости секций на наклонных пластах. Удерживающий момент от подпорного усилия T_n равен:

$$M_{\text{подп}}^{y\delta} = T_n (l_b + f_{\text{кр}} H), \quad (8.19)$$

где $f_{\text{кр}}$ – коэффициент трения перекрытия о кровлю.

Максимальная величина усилия подпора кровли определяется из условия обеспечения движения секции крепи усилием, развиваемым гидродомкратом передвижения. Горизонтальная составляющая тягового усилия гидродомкрата S_r , равная силам сопротивления передвижению секции крепи, определяется из выражения:

$$S_r = G \cos \alpha f_n + T_n f_n + T_n f_{\text{кр}} + (T_1 + T_2) f_{\text{тп}} + R_y f_{\text{тп}} + S_6 f_n, \quad (8.20)$$

где $f_n, f_{кр}, f_{тв}$ – соответственно, коэффициенты трения основания о почву, перекрытия о кровлю пласта и коэффициент трения в межсекционных связях;

T_1, T_2 – усилия взаимодействия секции с элементами крепи. Количественная оценка усилий T_1 и T_2 производится согласно формул (8.30) и (8.34);

R_y – реакция опоры рычага механизма устойчивости;

S_g – вертикальная составляющая тягового усилия гидродомкрата.

На основании исследований [86, 87] получены выражения для составляющих S_r, S_g и тягового усилия гидродомкрата Q в зависимости от конструктивных параметров и величины рассогласования в уровнях основания секции крепи и конвейера. Учитывая, что тяговое усилие гидродомкрата не может быть более максимальной величины усилия передвижения, заложенного в конструкцию, находим максимальную величину усилия подпора кровли:

$$T_n \max = \frac{\pi/4 [P_2(D_b^2 - d^2) - P_3 D_b^2] \eta (\cos \beta_u - f_u \sin \beta_u)}{\cos(\beta_u - \gamma_\partial) (f_n + f_{кр})} - \frac{[G \cos \alpha f_n + (T_1 + T_2 + R_y) f_{тв}] \cos(\beta_u - \gamma_\partial)}{(f_n + f_{кр})}, \quad (8.21)$$

где P_2 и P_3 – соответственно давления рабочей жидкости в штоковой и поршневой полостях гидродомкрата;

D_b и d – соответственно внутренний диаметр цилиндра и диаметр штока гидродомкрата;

η – объемный КПД; при уплотнениях резиновыми манжетами $\eta=1$;

β_u – угол отклонения цепи от горизонтальной оси в вертикальной плоскости;

f_u – коэффициент трения цепи гидродомкрата;

γ_∂ – угол отклонения оси гидродомкрата от оси отверстия для установки в вертикальной плоскости.

Опрокидывающий момент от вертикальной составляющей тягового усилия гидродомкрата равен:

$$M_{\partial}^{оп} = S_g (l_1 - \Delta b), \quad (8.22)$$

где l_1 – расстояние от оси гидродомкрата до нижнего по падению пласта ребра основания.

Вертикальная составляющая тягового усилия гидродомкрата S_6 равна:

$$S_6 = S_r t_d \arcsin \frac{\alpha}{l_{цепи}}, \quad (8.23)$$

где α – рассогласование по уровням между осью гидродомкрата и осью крепления цепи на кронштейне конвейера;

t_d – тяговое усилие гидродомкрата;

$l_{цепи}$ – длина цепи, соединяющей секцию крепи с конвейером.

Удерживающий момент, возникающий при взаимодействии секции с элементами конструкции комплекса:

$$M_{взаим}^{уд} = T_1 h_1 + T_2 f_{ip} (l - \Delta b), \quad (8.24)$$

где h_1 – плечо силы T_1 .

Усилие сжатия боковой рессоры T_1 и усилие T_2 , действующее на основание секции крепи от балки, определим с учетом сползания конвейера при работе комплекса на наклонных пластах. Расчетная схема приведена на рис. 8.8.

При сползании конвейера по падению пласта происходит разворот направляющих балок вокруг точки O_1 . Условие удержания конвейера имеет вид:

$$(G_{кон} \sin \alpha - G_{кон} \cos \alpha f_n) l_Q \leq R_A l_A + R_B l_B, \quad (8.25)$$

где $G_{кон}$ – масса конвейера и направляющих балок, приходящаяся на одну боковую рессору;

l_Q – расстояние от центра тяжести выдвигаемого оборудования до точки разворота;

R_A, R_B – реакции рессоры в точках контакта с основанием секции крепи;

l_A, l_B – плечи реакций.

Из формулы (8.25) с учетом (8.27) реакция в точке A равна:

$$R_A = \frac{G_{\text{кон}} (\sin \alpha - \cos \alpha f_n) l_Q l_A}{l_A^2 + l_B^2} . \quad (8.28)$$

Реакция в точке B :

$$R_B = \frac{G_{\text{кон}} (\sin \alpha - \cos \alpha f_n) l_Q l_B}{l_A^2 + l_B^2} . \quad (8.29)$$

Равнодействующая реакция R_A и R_B :

$$T_1 = R_A + R_B = \frac{G (\sin \alpha - \cos \alpha f_n) l_Q (l_A + l_B)}{l_A^2 + l_B^2} . \quad (8.30)$$

Плечо приложения силы сжатия боковой рессоры:

$$l_{T_1} = \frac{l_A^2 + l_B^2}{l_A + l_B} . \quad (8.31)$$

Направляющая балка, расположенная между секциями крепи, закреплена к конвейеру с помощью пакета рессор. Усилие сжатия рессор P_p . Сумма моментов сил, действующих на балку относительно точки O_2 :

$$\sum M_{O_2} = 0; \quad P_p \cdot 0,5l_B - R_{T_1} L_R + R_{T_2} L_B = 0 , \quad (8.32)$$

где l_B и L_B – соответственно ширина и длина направляющей балки;
 L_R – плечо реакции силы T_1 относительно точки O_2 .

Усилие, действующее на основание секции крепи от балки:

$$T_2 = \frac{T_1 L_R - P_p \cdot 0,5l_b}{L_b} . \quad (8.33)$$

С учетом формулы (8.30) получаем:

$$T_2 = G (\sin \alpha - \cos \alpha f_n) \frac{l_Q L_R (l_A + l_B)}{L_b (l_A^2 + l_B^2)} - 0,5 P_p \frac{l_b}{L_b} . \quad (8.34)$$

Активный удерживающий момент $M_{акт}^{уд}$ рассчитывается для конкретного конструктивного исполнения механизма устойчивости. Анализ существующих средств обеспечения боковой устойчивости секций крепи на наклонных пластах позволяет выделить перспективные и широко применяемые конструкции механизмов устойчивости. Ниже приведена методика расчета активного удерживающего момента для этих конструкций.

Схема механизма устойчивости, состоящего из гидропатрона и рычага, шарнирно закрепленного на буфере стойки, приведена на рис. 8.9, а. Реакция R_y в точке опоры рычага механизма устойчивости равна:

$$R_y l_p - Q_y l_Q = 0$$

$$\sum M_{Ol} = 0; \quad R_y = Q_y \frac{l_Q}{l_p} = Q_y K_c, \quad (8.35)$$

где Q_y – усилие, развиваемое гидропатроном механизма устойчивости;

l_Q – расстояние от оси крепления рычага до оси гидропатрона ;

l_p – длина рычага;

K_c – коэффициент, учитывающий связь между усилием в гидропатроне и реакцией в точке опоры рычага.

Удерживающий момент при опоре рычага на направляющую балку:

$$M_{акт}^{уд} = R_y l_y = Q_y \frac{l_Q}{l_p} (L_1 - l - l_b + \Delta l + \Delta b), \quad (8.36)$$

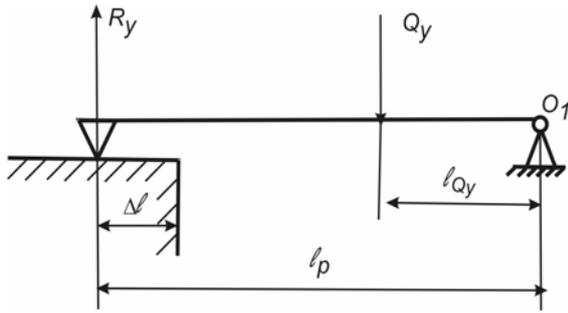
где Δl – расстояние от края балки до точки опоры рычага.

Удерживающий момент при опоре рычага на основание соседней секции:

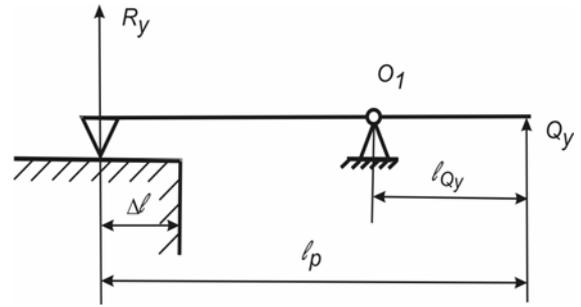
$$M_{акт}^{уд} = R_y L_1 = Q_y \frac{l_Q}{l_p} L_1, \quad (8.37)$$

Для конструкции механизма устойчивости с рычагом, шарнирно закрепленном на основании секции (рис. 8.9, б), удерживающий момент равен:

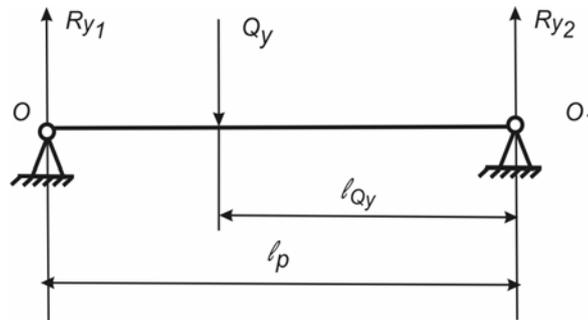
$$M_{акт}^{уд} = Q_y \frac{l_Q}{l_p - l_Q} (L_1 - l - l_b + \Delta l + \Delta b), \quad (8.38)$$



а) механизм устойчивости секции закреплен на буфере стойки



б) механизм устойчивости секции закреплен на основании секции



в) механизм устойчивости секции крени типа ДУ

Рис. 8.9. Схемы компоновки механизма устойчивости секции механизированной крени

В механизме устойчивости типа ДУ (рис. 8.9, в) удерживающий момент рассчитывается по формулам:

$$R_{y1}l_p - Q_y l_Q = 0,$$

$$\sum M_{O1} = 0; \quad R_{y1} = Q_y \frac{l_Q}{l_p} .$$

$$R_{y2}l_p - (l_p - l_Q)Q_y = 0,$$

$$\sum M_{O2} = 0; \quad R_{y2} = Q_y \frac{l_p - l_Q}{l_p} .$$

$$M_{акт}^{y0} = R_{y1}l_{y1} + R_{y2}l_{y2} = Q_y \frac{l_Q}{l_p} \left(\frac{L_1 - l_p - l}{2} + l - \Delta b \right) +$$

$$+ Q_y \frac{l_p - l_Q}{l_p} \left(\frac{L_1 - l_p - l}{2} + \Delta b \right) = Q_y \frac{(l - 2\Delta b)(2l_Q - l_p) + l_p(L_1 - l_p)}{2l_p} . \quad (8.39)$$

Запас устойчивости секции крепи в процессе однократного перемещения равен отношению моментов удерживающего $\sum M_{уд}$ и опрокидывающего $\sum M_{опр}$ секцию. С учетом формул (8.12), (8.13), (8.14), (8.19), (8.22) и (8.24) получим выражение для запаса устойчивости:

$$n = \frac{Gl_b \cos\alpha + T_n(l_b + f_{kp}H) + T_1h_1 + T_2f_{TP}(l - \Delta b) + Q_y l_y K_c}{GH_{ум} \sin\alpha + S_r(l_1 - \Delta b) t \arcsin \frac{a}{l_{цети}}} \quad (8.40)$$

В формуле (8.40) коэффициент K_c и плечо l_y удерживающего момента относительно точки опрокидывания секции крепи рассчитываются для конкретного механизма устойчивости. На основании выражения (8.40) для конкретных условий эксплуатации и конструктивных параметров секции крепи, а также для обеспечения заданной величины запаса устойчивости, можно определить требуемое значение усилия, развиваемого гидропатроном механизма устойчивости.

Исследования кинематики передвижения секций крепи на наклонных пластах позволяют получить требования к гидроприводу при выполнении операций технологического цикла. Следовательно, необходимо выполнить исследования динамики работы гидросистемы механизированной крепи, которые позволят определить закономерности изменения состояния гидросистемы и переходные процессы, протекающие в ней, а также связь этих процессов со взаимодействиями секций крепи с элементами комплекса и боковыми породами при изменении секцией крепи пространственного положения во время ее разгрузки, подтягиванию к конвейеру и распору. Эти исследования позволят определить параметры системы устойчивости, обеспечивающей удержание и корректировку положения секции крепи в плоскости пласта.

8.5. Моделирование кинематики передвижения секций механизированных крепей на наклонных пластах

Изучение кинематики передвижения секций механизированных крепей проводилось на основе исследования механизированных поддерживающих крепей с нижним расположением связей,

предназначенных для работы в лавах с углом падения пласта до 35° .

Расчет устойчивости в процессе однократного передвижения без подпора секций крепей, не оснащенных специальной системой устойчивости, сводится к определению максимального значения угла падения пласта, при котором еще обеспечивается боковая устойчивость секций. Ориентировочный расчет устойчивости выполняется с учетом выражений (8.14) - (8.18) для конкретных горно-геологических условий эксплуатации и запаса устойчивости, равного единице, по формуле:

$$\alpha = \arctg \frac{\left(\frac{l}{2} - \Delta b\right)(G_c + h_{kp} L_1 L_2 \gamma)}{G_c H_{um}^c + h_{kp} L_1 L_2 \gamma \left(H + \frac{h_{kp}}{2}\right)} . \quad (8.41)$$

Для выполнения конструкторских расчетов разработана номограмма [88] определения максимального значения угла падения пласта α в зависимости от массы секции крепи G_c , высоты центра тяжести секции H_{um}^c , площади кровли ($L_1 \cdot L_2$), поддерживаемой одной секцией крепи, мощности пласта H , ширины основания l и высоты отслоившейся кровли h_{kp} . На рис. 8.10 приведена номограмма расчета α , ключ к номограмме показан на рис. 8.11.

Порядок работы с номограммой следующий:

- во II квадранте находим точку пересечения абсциссы массы секции крепи G_c с прямой, соответствующей высоте центра тяжести секции H_{um}^c ;
- в III квадранте определяем точку пересечения ординаты, равной высоте отслоившейся породы кровли h_{kp} , с кривой для соответствующей площади кровли, поддерживаемой одной секцией крепи и равной произведению шага установки секций на длину перекрытия $L_1 L_2$. Абсцисса найденной точки дает массу отслоившейся кровли G_{kp} ;
- в III квадранте соединяем ординаты на оси h_{kp} и оси высоты секции крепи H . На пересечении с осью H^{kp} получаем значение высоты центра тяжести отслоившейся кровли;
- переносим значение H^{kp} в IV квадрант, для чего соединяем найденную точку с точкой A оси абсцисс;

- в IV квадранте находим пересечение абсциссы $G^{кр}$ прямой для соответствующей высоты центра тяжести кровли $H^{кр}$;
- соединяем полученные точки пересечения во II и IV квадрантах и на оси $H_{ум}^c$ получаем значение высоты центра тяжести системы “секция крепи – кровля”;
- в I квадранте откладываем на оси абсцисс ширину основания секции крепи l . При необходимости учета смятия пород почвы под нижним ребром основания значение абсциссы требуется брать меньшей на величину $2 \cdot \Delta b$;
- точка в I квадранте с абсциссой l и ординатой $H_{ум}^c$ определяет величину максимального угла падения пласта.

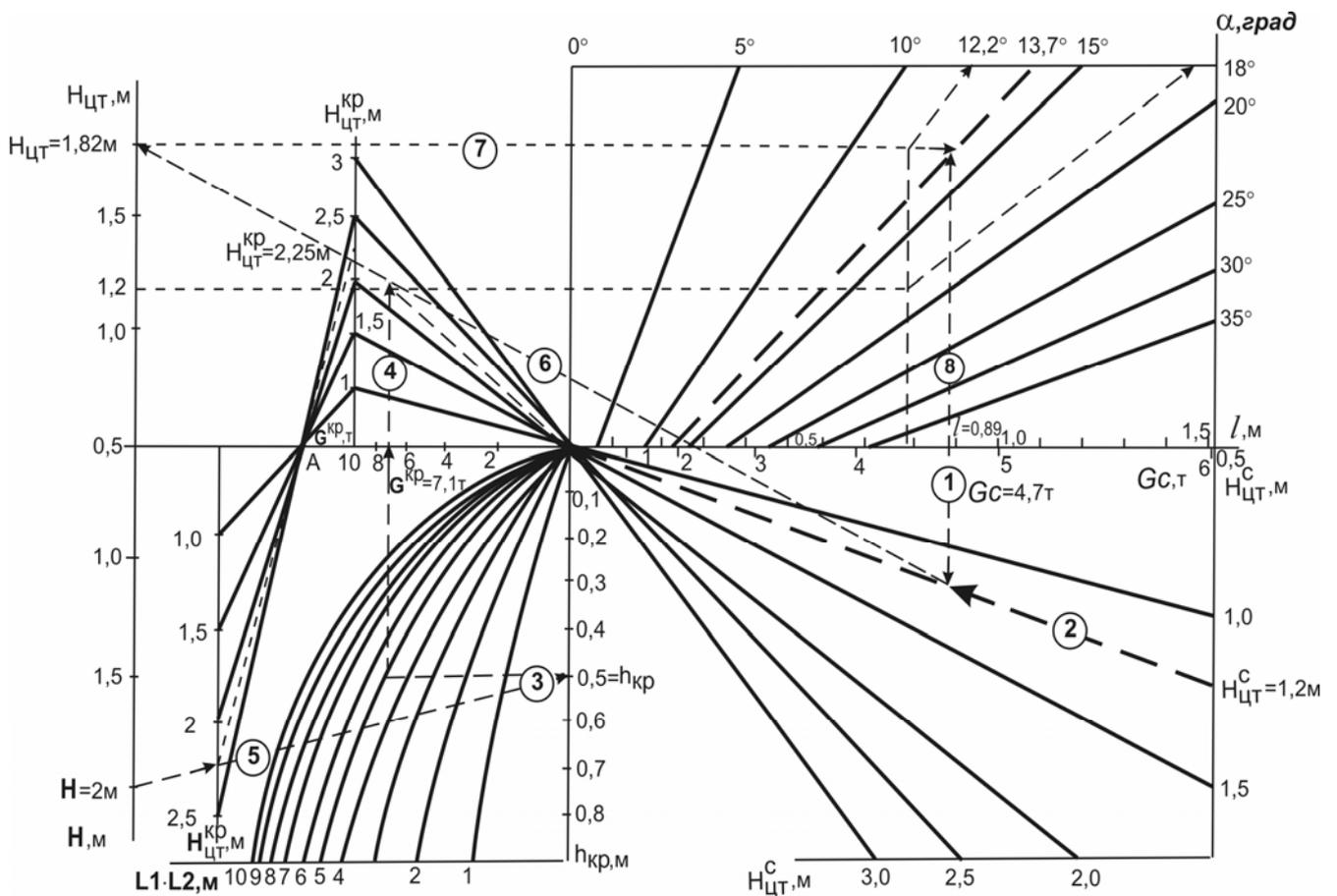


Рис. 8.10. Номограмма определения максимального значения угла падения пласта

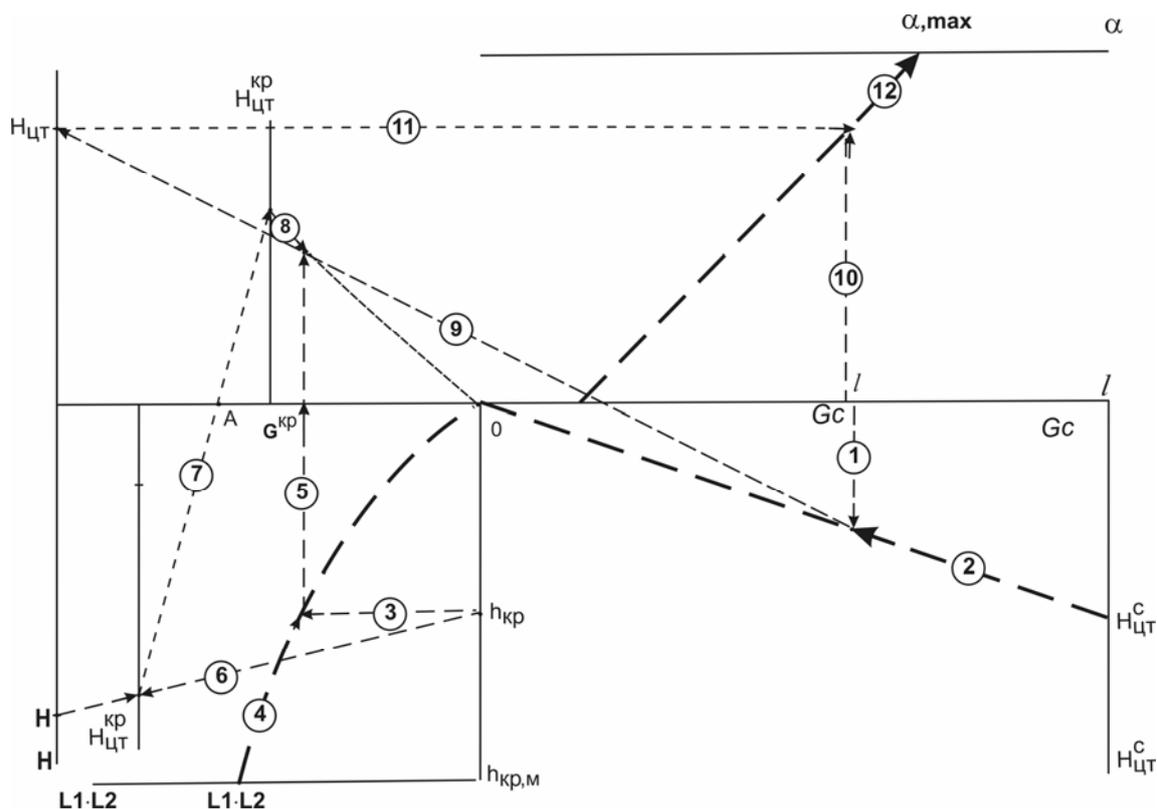


Рис. 8.11. Ключ номограммы

Теоретические исследования устойчивости секций крепи выполнены для интервалов мощности пласта $H=1,0—1,5$ м и углов падения пласта $\alpha=0-35^\circ$, а также с учетом состояния кровли и почвы при эксплуатации комплекса. Исследования проведены для четырех характерных случаев, встречающихся в условиях очистного забоя:

- 1) кровля устойчивая $h_{кр}=0$, почва прочная $\Delta b=0$;
- 2) кровля устойчивая $h_{кр}=0$, почва слабая $\Delta b=0,05$ м;
- 3) кровля неустойчивая, отслоившаяся $h_{кр}=0,5$ м, почва прочная $\Delta b=0$;
- 4) кровля неустойчивая, отслоившаяся $h_{кр}=0,5$ м, почва слабая $\Delta b=0,05$ м.

Вертикальная составляющая усилия гидродомкрата принята максимальной, что соответствует величине рассогласования конвейера и крепи в вертикальной плоскости на 0,1 м.

На основании формулы (8.41), либо по номограмме рис. 8.10 определяем максимальный угол падения пласта при работе секции крепи без системы устойчивости. Зависимость критического угла

статической боковой устойчивости секции крепи 1МТ от горно-геологических условий приведена на рис. 8.12.

Анализируя графики отметим, что в благоприятных горно-геологических условиях эксплуатация секций крепи 1МТ (без использования специальных средств обеспечения боковой устойчивости на максимальной для первого типоразмера мощности пласта) возможна до углов падения пласта не более 25° . Состояние почвы и кровли пласта оказывает существенное влияние на устойчивость секции крепи, уменьшая диапазон возможной работы секции крепи по углу падения пласта на 41%. Так, критический угол статической устойчивости секции крепи 1МТ при разгрузке в лаве со слабой почвой и неустойчивой отслоившейся кровлей, снижается до 15° [89].

Для расширения области эксплуатации механизированных крепей до 35° и повышения запаса устойчивости необходимо применение специальных систем устойчивости. На основании формулы (8.40) определим давление, необходимое для удержания секции от опрокидывания, в механизме устойчивости, конструкция которого выполнена по первой схеме (рис. 8.9, а). Зависимость требуемого давления P в гидропатроне для обеспечения устойчивости секции крепи на различных углах падения α и мощности пласта H приведена на рис. 8.13. Из рисунка видно, что при отсутствии в лаве горно-геологических нарушений рассматриваемая конструкция механизма устойчивости обеспечивает при давлении в гидропатроне до 20 МПа удержание секций крепи от бокового опрокидывания на углах падения пласта до 35° и мощности пласта до 1,5 м (график 1, рис. 8.13).

При отклонении секций крепи от нормального положения, этого давления уже недостаточно для их восстановления (график 2, рис. 8.13). Это может иметь место при внецентренном нагружении секций, при наличии неровностей по почве и кровле, смещении верхнего строения крепи относительно нижнего, при сдвигении кровли и пригрузки на перекрытие обрушенных пород. Следовательно, необходимо изменение системы устойчивости и совершенствование технологии передвижения секций крепи на наклонных пластах.

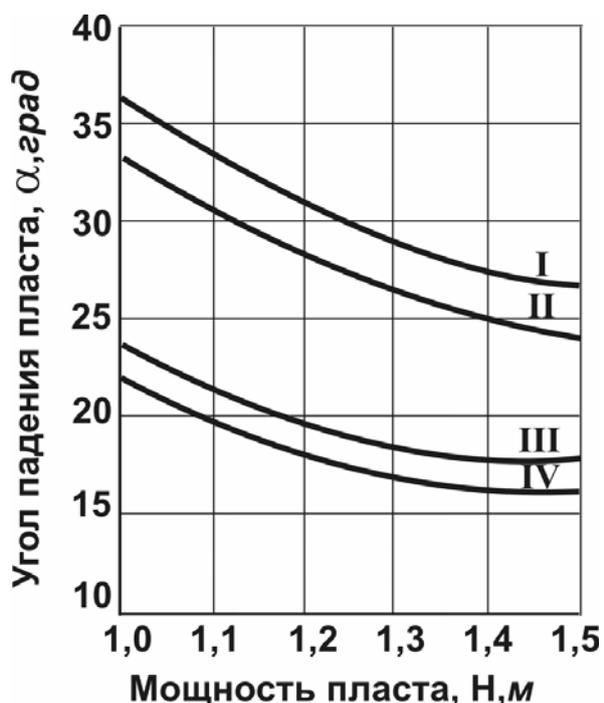


Рис. 8.12. Зависимость критического угла статической боковой устойчивости секции крепи от горно-геологических условий

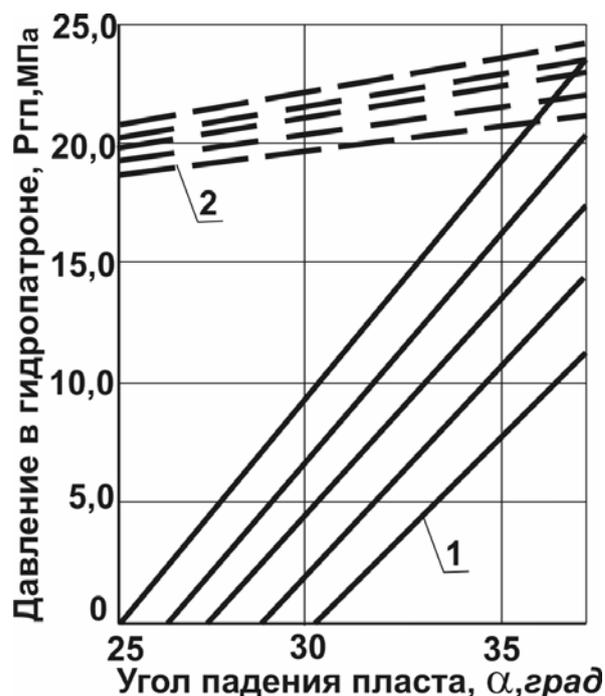


Рис. 8.13. Теоретическая зависимость требуемого давления в гидропатроне секции крепи от угла наклона стенда

Предыдущие исследования были выполнены для запаса устойчивости n , равного единице. Однако, изменение горно-геологических условий в процессе продвижения забоя при отработке столба и, даже, по длине самой лавы, требует обеспечения запаса устойчивости, величина которого зависит от условий эксплуатации механизированной крепи.

На рис. 8.14 приведены зависимости запаса боковой устойчивости секций крепи 1МТ при мощности пласта $H=1,5$ м для различных углов падения пласта α и состояния почвы и кровли пласта (графики I-IV). Секции не оборудованы системой устойчивости.

Анализируя зависимости, можно сделать вывод, что статическая устойчивость секций крепи 1МТ (без системы устойчивости и без подпора) обеспечивается: кровля устойчивая $h_{kp}=0$, почва прочная $\Delta b = 0$ на углах падения пласта до 25° ; кровля устойчивая $h_{kp}=0$, почва слабая – до $23^\circ 30'$; кровля неустойчивая, отслоившаяся $h_{kp}=0,5$ м, почва прочная $\Delta b = 0$ – до 18° ; кровля неустойчивая, отслоившаяся $h_{kp}=0,5$ м, почва слабая – до 16° .

Учитывая изложенное, для запасов устойчивости $n = 1,3-1,5$ можно рекомендовать эффективную работу секций крепи 1МТ без системы устойчивости в благоприятных горно-геологических условиях на пластах с углами падения до 20° , а в неблагоприятных условиях – до 10° .

На рис. 8.14 (график V) показаны зависимости запаса устойчивости секций 1МТ от угла падения пласта для сложных горно-геологических условий: $h_{kp} = 0,5$ м, $\Delta b = 0,06$ м при работе с подпором $T_n = 20$ кН/м² с учетом отрицательного влияния на устойчивость вертикальной составляющей тягового усилия гидродомкрата передвижения $S_o = 12,2$ кН. Движение секций с подпором обеспечивает запас устойчивости крепи во всем диапазоне мощности пласта $H = 1,0-1,5$ м. Причем, запас устойчивости при $H = 1,5$ м, $\alpha = 35^\circ$, равен $n = 1,5$.

Таким образом, обязательным условием эффективной эксплуатации крепи 1 МТ (в благоприятных горно-геологических условиях на пластах с углом падения свыше 20° и в сложных – свыше 10°) является передвижка секций с подпором [90].

Тем более, что гидросистема и блок управления крепи позволяют осуществлять передвижку секций с контактом перекрытия с кровлей.

Проведена оценка запаса устойчивости секций крепи с системой устойчивости при $H = 1,5$ м, $S_o = \max$, $T_n = 0$ для различных горно-геологических условий. Анализ результатов показывает, что использование системы устойчивости повышает запас устойчивости в 1,65 раза с 0,7 (рис. 8.14, кривая 1, $\alpha = 35^\circ$) до 1,15 (рис. 8.15, кривая 1, $\alpha = 35^\circ$) при мощности пласта $H = 1,5$ м, благоприятных горно-геологических условиях ($\Delta b = 0$; $h_{kp} = 0$), давлении в гидропатроне $P_{zn} = 60$ МПа, и диаметре гидропатрона системы устойчивости $d_{zn} = 60$ мм.

В сложных горно-геологических условиях ($h_{kp} = 0,5$ м, $\Delta b = 0,05$ м) запас устойчивости секций крепи резко снижается с 1,15 (кривая 4, $\alpha = 35^\circ$) до 0,5 (кривая 1, $\alpha = 35^\circ$), т.е. в 2,3 раза (рис. 8.15). Увеличение давления в гидропатроне системы устойчивости не сказывается существенно на росте запаса устойчивости секций крепи (кривые 1, 2, рис. 8.15), а увеличение диаметра гидропатрона с 60 мм до 80 мм повышает запас устойчивости в 1,3 раза (кривые 2, 3 рис. 8.15).

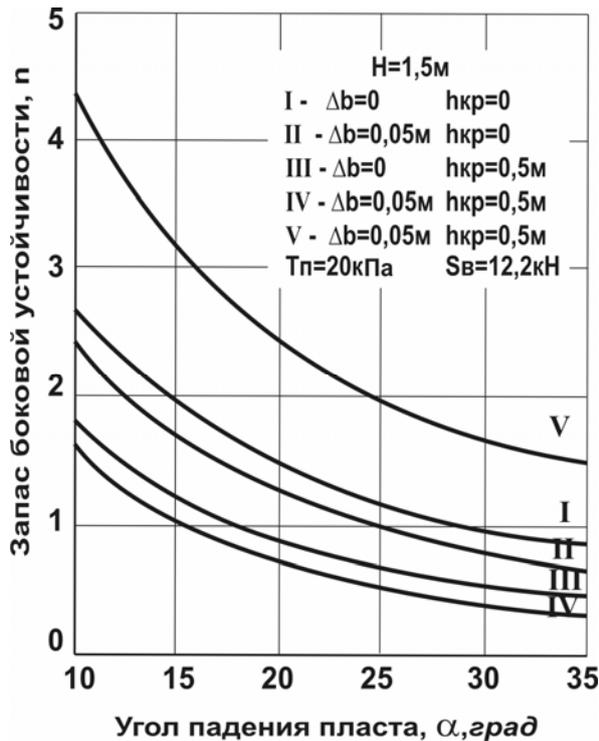


Рис. 8.14. Зависимость запаса боковой устойчивости секции крепи от угла падения пласта (без системы устойчивости)

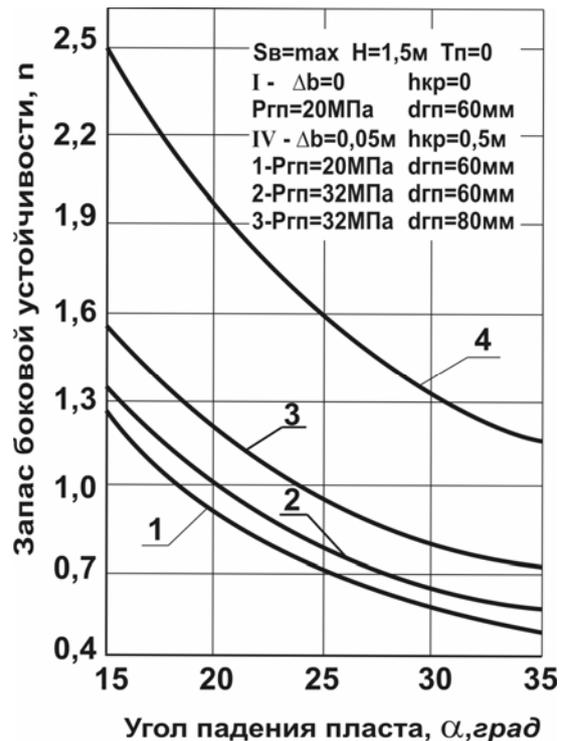


Рис. 8.15. Зависимость запаса боковой устойчивости секции крепи от угла падения пласта (с системой устойчивости)

Следовательно, основное назначение системы устойчивости – удерживать от наклона секции крепи в разгруженном состоянии и восстанавливать их в нормальное положение в разгруженном состоянии в статике и при передвижении (кривая 1, рис. 8.15), в сложных горно-геологических условиях не обеспечивается.

Эксплуатация крепи в сложных горно-геологических условиях должна быть обязательно осуществляться с подпором и секционированным питанием гидропатронов системы устойчивости. Это повышает эффективность и надежность работы механизированной крепи угледобычного комплекса.

Раздел 9. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ СИСТЕМ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

9.1. Методика теоретических исследований динамических процессов в гидросистеме при передвижении секций механизированной крепи

Работа гидросистемы при выполнении различных операций технологического цикла характеризуется определенным количеством одновременно работающих гидроцилиндров, каждый из которых имеет свои величины конструктивных параметров и внешних сопротивлений перемещению, зависящих от работы взаимосвязанных друг с другом гидроцилиндров.

Система передвижения механизированной крепи представляет собой гидромеханическую систему. Так как гидросистема крепи является многосекционной, то работу всей системы можно рассматривать на примере выполнения операций технологического цикла одной секцией крепи. На рис. 9.1 представлена гидромеханическая схема типовой гидросистемы механизированной крепи. При составлении схемы использованы исследования и графические обозначения, приведенные в работах [97, 98]. Работа гидропривода описывается двумя типами уравнений:

- дифференциальные уравнения движения элементов системы, составленные по принципу Даламбера;
- уравнения баланса расходов, учитывающих, что жидкость в гидросистеме неразрывна и однородна.

Гидросистема крепи, схема которой приведена на рис. 9.1, состоит из N отдельных ветвей, моделирующих работу гидроцилиндров, и общих для всех гидроцилиндров участков напорной и сливной магистралей. На основании правила узлов и ветвей [98] составим математическую модель каждого из участков гидросистемы.

Движение рабочей жидкости от насоса до гидрораспределителя секции крепи описывается системой трех нелинейных дифференциальных уравнений:

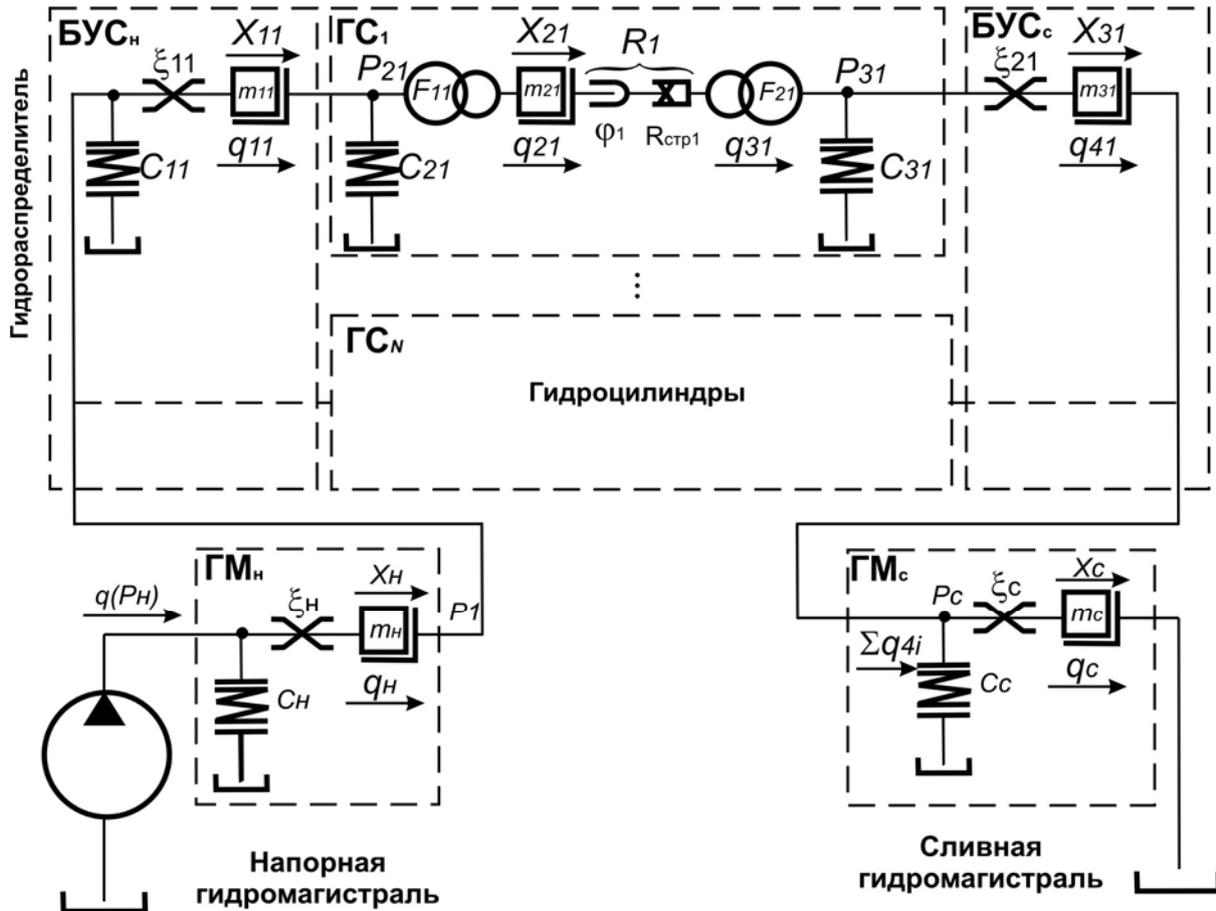


Рис. 9.1. Гидромеханическая схема системы механизированной краны

$$\left. \begin{aligned}
 C_H \frac{dP_H}{dt} &= q(P_H) - q_H \\
 \frac{m_H}{(f_H)^2} \cdot \frac{dq_H}{dt} &= P_H - \xi_H (q_H)^2 - P_1 \\
 C_\Sigma \frac{dP_1}{dt} &= q_H - \sum_{i=1}^N q_{li}
 \end{aligned} \right\} \quad (9.1)$$

где P_H - давление жидкости в напорной магистрали у насосной станции;

P_1 - давление жидкости на входе гидрораспределителя;

$q(P_H)$ - расходная характеристика насосной станции;

q_H - расход жидкости в напорной гидромагистрали;

q_{1i} - расход жидкости в рукаве высокого давления, соединяющего гидрораспределитель с напорной полостью i -го гидроцилиндра;

C_H - коэффициент упругости напорной гидромагистрالی:

$$C_H = C_{mp} + C_{pвд} + C_a, \quad (9.2)$$

C_{mp} - коэффициент упругости металлического трубопровода;

$C_{pвд}$ - коэффициент упругости рукавов высокого давления;

C_a - коэффициент упругости гидроаккумуляторов;

C_{Σ} - суммарный коэффициент упругости рукавов высокого давления, соединяющих гидрораспределитель с напорными полостями гидроцилиндров;

ξ_H - коэффициент гидравлического сопротивления напорной гидромагистрالی;

m_H - масса жидкости в напорной гидромагистрالی;

f_H - площадь сечения напорной гидромагистрالی;

N - количество одновременно работающих гидроцилиндров.

Математическая модель работы каждого гидроцилиндра состоит из системы шести дифференциальных уравнений первого порядка:

$$\left. \begin{aligned} \frac{m_{1i}}{(f_{PВДi}^H)^2} \cdot \frac{dq_{1i}}{dt} &= P_1 - \xi_{1i} (q_{1i})^2 - P_{2i} \\ C_{2i} \frac{dP_{2i}}{dt} &= q_{1i} - q_{2i} \\ \frac{m_{2i}}{(F_{1i})^2} \cdot \frac{dq_{2i}}{dt} &= P_{2i} - \beta_i R_i (X_{2i}, \dot{X}_{2i}) - \alpha_i P_{3i} \\ \frac{dX_{2i}}{dt} &= \beta_i q_{2i} \\ C_{3i} \frac{dP_{3i}}{dt} &= \alpha_i q_{2i} - q_{4i} \\ \frac{m_{3i}}{(f_{PВДi}^C)^2} \cdot \frac{dq_{4i}}{dt} &= P_{3i} - \xi_{2i} (q_{4i})^2 - P_C \end{aligned} \right\}, \quad (9.3)$$

где P_{2i} - давление жидкости в напорной полости i -го гидроцилиндра;

P_{3i} - давление жидкости в сливной полости i -го гидроцилиндра;
 P_C - давление жидкости в сливной гидромагистрали на выходе из гидрораспределителя;

q_{2i} - расход жидкости в напорную полость i -го гидроцилиндра;

q_{4i} - расход жидкости в рукаве высокого давления, соединяющего сливную полость i -го гидроцилиндра с гидрораспределителем;

C_{2i}, C_{3i} - соответственно коэффициенты упругости напорной и сливной полостей i -го гидроцилиндра;

ξ_{1i}, ξ_{2i} - соответственно коэффициенты гидравлических сопротивлений каналов подключения i -го гидроцилиндра к напорной и сливной гидромагистралям;

$$\xi_{1i} = \xi_{byci}^H + \xi_{PBDi}^H + \xi_{ГЦi}^H, \quad (9.4)$$

$$\xi_{2i} = \xi_{byci}^c + \xi_{PBDi}^c + \xi_{ГЦi}^c, \quad (9.5)$$

$\xi_{byci}^H, \xi_{byci}^c$ - коэффициенты гидравлического сопротивления напорного и сливного каналов блока управления;

$\xi_{PBDi}^H, \xi_{PBDi}^c$ - коэффициенты гидравлического сопротивления рукавов, соединяющих напорную и сливную полости i -го гидроцилиндра к гидрораспределителю;

$\xi_{ГЦi}^H, \xi_{ГЦi}^c$ - коэффициенты гидравлического сопротивления входа в напорную и выхода из сливной полостей i -го гидроцилиндра;

m_{1i}, m_{3i} - соответственно массы жидкости в рукавах высокого давления, соединяющих напорную и сливную полости i -го гидроцилиндра с гидрораспределителем;

m_{2i} - масса, перемещаемая i -м гидроцилиндром:

$$m_{2i} = m_{ГЦi}^H + m_{BH_i} + m_{ГЦi}^c, \quad (9.6)$$

$m_{ГЦi}^H, m_{ГЦi}^c$ - массы жидкости в напорной и сливной полостях i -го гидроцилиндра (сумма этих масс постоянна при перемещении поршня гидроцилиндра);

m_{BH_i} - внешняя масса передвигаемого оборудования;

X_{2i} - величина перемещения поршня i -го гидроцилиндра;
 $f_{PВД_i}^H, f_{PВД_i}^C$ - площади сечений рукавов, соединяющих напорную и сливную полости i -го гидроцилиндра с гидрораспределителем;
 F_{1i}, F_{2i} - площади напорной и сливной полостей i -го гидроцилиндра:

$$\alpha_i = \frac{F_{1i}}{F_{2i}}; \quad \beta_i = \frac{1}{F_{1i}}, \quad (9.7)$$

α_i - коэффициент мультипликации i -го гидроцилиндра;
 $R_i(X_{2i}, \dot{X}_{2i})$ - сопротивление перемещению i -го гидроцилиндра, зависящее от самой величины перемещения X_{2i} и от скорости перемещения \dot{X}_{2i} .

Течение жидкости по сливной гидромагистральной от секции крепи в бак гидронасоса описывается системой дифференциальных уравнений:

$$\left. \begin{aligned} C_C \frac{dP_C}{dt} &= \sum_{i=1}^N q_{4i} - q_C \\ \frac{m_C}{(f_C)^2} \cdot \frac{dq_C}{dt} &= P_C - \xi_C (q_C)^2 \end{aligned} \right\}, \quad (9.8)$$

где q_C - расход жидкости в сливной гидромагистральной;

C_C, ξ_C - соответственно коэффициенты упругости и гидравлического сопротивления сливной гидромагистральной;

m_C - масса жидкости в сливной гидромагистральной;

f_C - площадь сечения сливной гидромагистральной.

Системы дифференциальных уравнений (9.1), (9.3) и (9.8) образуют математическую модель гидросистемы механизированной крепи. Количество уравнений n математической модели зависит от количества одновременно работающих N гидроцилиндров при моделировании технологических операций разгрузки, передвижки, распора секции крепи и выдвиги конвейера на забой и определяется по формуле:

$$n = 6N + 5. \quad (9.9)$$

В математическую модель гидросистемы механизированной крепи входят семь групп параметров:

- 1) давления жидкости в характерных точках гидросистемы;
- 2) расходы жидкости на отдельных участках гидросистемы;
- 3) коэффициенты упругости элементов гидросистемы;
- 4) коэффициенты гидравлических сопротивлений участков гидросистемы;
- 5) массы жидкости, перемещаемые на отдельных участках гидросистемы;
- 6) площади поперечных сечений элементов гидросистемы;
- 7) сопротивления перемещению гидроцилиндров.

Первые две группы параметров образуют вектор начальных значений, а в процессе моделирования - результирующий вектор зависимых переменных. Коэффициенты упругости определяют расход на деформацию элементов гидросистемы и сжимаемость жидкости, заполняющей ее под давлением. Для металлических труб коэффициент упругости рассчитывается по формуле [1]:

$$C_{TP} = \pi \left(\frac{1-\chi}{8} \cdot \frac{d^3 l_{TP}}{E_{TP} S_{TP}} + \frac{d^2 l_{TP}}{4E_{Ж}} \right), \quad (9.10)$$

где d , l_{TP} , S_{TP} – соответственно диаметр, длина и толщина стенок трубы;
 E_{TP} , $E_{Ж}$ – объемные модули упругости материала трубы и рабочей жидкости;

χ – коэффициент Пуассона.

Анализируя формулу (9.10), отметим, что коэффициент упругости зависит от внутреннего объема трубы. Так как гидроцилиндры конструктивно выполнены из труб, то формулой (9.10) можно пользоваться для определения коэффициентов упругости полостей гидроцилиндров. Однако, при перемещении поршня гидроцилиндра объем напорной и сливной полостей изменяется. Следовательно, в процессе моделирования величины коэффициентов упругости полостей гидроцилиндров будут изменяться в зависимости от величины перемещения поршня X_{2i} и их необходимо рассчитывать по формулам:

- 1) для напорной полости i -го гидроцилиндра:

$$C_{2i} = (H_{oi} + X_{2i}) \left(\frac{1-\chi}{2} \cdot \frac{F_{li} d_i^H}{E_{TP} S_{\psi i}^H} + \frac{F_{li}}{E_{Ж}} \right), \quad (9.11)$$

где H_{oi} – начальное расстояние от торца до поршня i -го гидроцилиндра;

$d_i^H, S_{\psi i}^H$ – диаметр и толщина стенок напорной полости i -го гидроцилиндра.

2) для сливной полости i -го гидроцилиндра:

$$C_{3i} = (H_{maxi} - X_{2i}) \left(\frac{1 - \chi}{2} \cdot \frac{F_{2i} d_i^C}{E_{TP} S_{\psi i}^C} + \frac{F_{2i}}{E_{Ж}} \right), \quad (9.12)$$

где H_{maxi} – величина хода поршня i -го гидроцилиндра;

$d_i^C, S_{\psi i}^C$ – диаметр и толщина стенок сливной полости i -го гидроцилиндра.

Коэффициент упругости для рукавов высокого давления рассчитывается по формуле [1]:

$$C_{PBД} = \frac{V_{PBД}}{E_{ПР}}, \quad (9.13)$$

где $E_{ПР}$ – приведенный модуль упругости, учитывающий сжимаемость жидкости и деформацию рукавов;

$V_{PBД}$ – объем рукавов высокого давления.

В качестве демфирующего устройства на насосной станции устанавливаются гидроаккумуляторы. Коэффициент упругости гидроаккумулятора равен [2]:

$$C_a = m_a \frac{Q_a P_a^{\frac{1}{1+\nu}}}{\nu P_H^{\frac{1}{\nu}}}, \quad (9.14)$$

где m_a – число аккумуляторов, установленных в гидросистеме;

Q_a – объем газовой камеры при давлении зарядки;

P_a – давление зарядки гидроаккумулятора;

ν – показатель политропы ($\nu = 1,3 \div 1,4$).

Все элементы и узлы гидросистемы, по которым протекает жидкость, характеризуются гидравлическими сопротивлениями как местными (в заделках и ответвлениях, в сужениях, расширениях и

поворотах потока), так и линейными, зависящими от протяженности каналов. Экспериментально доказано существование двух режимов установившегося движения жидкости. При малых скоростях жидкости ее частицы движутся параллельно друг другу и оси канала, не перемешиваясь. Такой режим назван ламинарным. При больших скоростях движения жидкости ее частицы двигаются по направлению потока по хаотической траектории и перемешиваются между собой. Такой режим течения жидкости назван турбулентным [1]. Для расчетов гидросистем механизированных крепей установлено, что, на основании определения числа Рейнольдса и сравнения его с критическим, режим течения жидкости является турбулентным [2]. Так как поток жидкости проходит по трубопроводам и каналам разного сечения, то при определении коэффициента гидравлического сопротивления участка гидросистемы, все коэффициенты различных местных сопротивлений приводятся к выбранной площади поперечного сечения участка по формуле:

$$\xi = \xi'_i \frac{\rho}{2S_i^2}, \quad (9.15)$$

где ξ'_i - безразмерный коэффициент местного гидравлического сопротивления, который определяется на основании экспериментальных и справочных данных для конкретного характера местного сопротивления;

ρ - плотность рабочей жидкости;

S_i - площадь поперечного сечения, по которому рассчитывается коэффициент гидравлического сопротивления.

Линейные потери давления в канале определяются по справочным данным, либо аналитически по формуле Дарси-Вейсбаха:

$$\Delta p_{\lambda} = \lambda \frac{L_K}{d_K} \cdot \frac{\rho}{2S_K^2} q^2, \quad (9.16)$$

где λ – коэффициент сопротивления;

L_K , d_K , S_K – соответственно длина, диаметр и площадь поперечного сечения канала;

q – расход жидкости в канале.

Моделирование работы гидросистемы секций механизированной крепи заключается в моделировании совместной работы N гидроцилиндров, количество которых зависит как от конструкции и технологии работы комплекса, так и от моделируемой технологической операции.

Предположим, что мы моделируем работу секции крепи, имеющей n_{zc} гидростоек, $n_{конс.}$ гидроцилиндров управляемой консоли, $n_{гд}$ гидродомкратов для передвижения секции и n_{zn} гидропатронов системы устойчивости. Тогда общее количество гидроцилиндров N равно:

$$N = n_{zc} + n_{конс.} + n_{гд} + n_{zn} \quad (9.17)$$

Присвоим гидроцилиндрам следующие номера: с 1 по n_1 – гидростойки; с n_1+1 по n_2 – гидроцилиндры консолей; с n_2+1 по n_3 – гидродомкраты и с n_3+1 по N – гидропатроны.

На основании формул (9.20), (9.21), (9.23), (9.30), (9.34) и (9.35) получим выражение для определения сопротивления перемещению гидродомкратов секции крепи:

$$R_j = \frac{1}{n_{гд}} \left\{ G \cos \alpha + \sum_{i=n_2+1}^{n_3} (P_{2i} F_{li} - P_{3i} F_{2i}) \eta \cdot \frac{\sin \beta}{\cos(\beta_{\psi} - \gamma_{\delta})} \right\} f_n +$$

$$+ \left[\sum_{i=1}^{n_1} (P_{2i} F_{li} - P_{3i} F_{2i}) + \sum_{i=n_1+1}^{n_2} [(P_{2i} F_{li} - P_{3i} F_{2i}) K_{конс}] - G_{верх} \right] (f_n + f_{кр}) +$$

$$+ \left[G_{кон} (\sin \alpha - \cos \alpha f_n) \cdot \frac{l_Q (l_A + l_B)}{l_A^2 + l_B^2} \left(1 + \frac{L_R}{L_b} \right) - 0,5 P_p \frac{l_b}{L_b} + \sum_{i=n_3+1}^N P_{2i} F_{li} K_{ci} \right] * f_{tp} \left. \right\} + R_{унл} \quad (9.18)$$

где $K_{конс}$ – коэффициент связи усилия в гидроцилиндре и реакции управляемой консоли на кровлю пласта;

$R_{унл}$ – сила трения в уплотнениях поршня и штока;

j – номер гидродомкрата передвижки: $j = n_2 + 1 \div n_3$;

$G_{верх}$ – вес верхняка и других перемещаемых в процессе разгрузки элементов конструкции секции крепи.

Сопротивление перемещению гидростоек при их разгрузке равно:

$$R_{j=l \div n_1} = R_{унл} - (G_{верх} - R_{кр} - R_n) \frac{1}{n_{zc}} \quad (9.19)$$

где $R_{кр}R_n$ – реакции кровли и почвы, действующие до момента отрыва верхняка от кровли.

При распоре гидростоек сопротивление перемещению равно:

$$R_{j=1:n_1} = R_{упл} + G_{верх} . \quad (9.20)$$

После контакта верхняка с кровлей происходит повышение усилия поддержания кровли до усилия начального распора. Тогда:

$$R_{j=1:n_1} = R_{упл} + G_{верх} + R_{кр} + R_n . \quad (9.21)$$

Фронтальная выдвигка конвейера включает в себя большое количество одновременно работающих гидродомкратов. Сопротивление перемещению одного гидродомкрата равно:

$$R_{j=n_2+1:n_3} = R_{упл} + G_{кон} \cos \alpha_n . \quad (9.22)$$

Полученная математическая модель позволяет решать задачи как прямых гидравлических расчетов, при которых известно потокораспределение в системе и требуется определить рациональные значения конструктивных параметров гидравлических элементов, так и обратных – известны конструктивные и технологические параметры механизированной крепи, а необходимо промоделировать динамические процессы в гидросистеме и определить время выполнения различных операций. Исследование статических и динамических характеристик отдельных гидроэлементов и гидросистем в целом позволит выявить факторы, оказывающие решающее влияние на режим работы крепи, и обосновать допущения, которые могут быть приняты в инженерных расчетах. Результатом исследований являются также модели гидроэлементов механизированной крепи, которые в различных сочетаниях и перестановках используются для расчета на ПЭВМ вариантов гидросистем крепей и станут математической базой для разработки систем автоматизированного проектирования (САПР) и систем управления гидроприводом механизированных крепей автоматизированных комплексов, обеспечивающих высокую производительность и эффективное поддержание боковых пород в различных горно-геологических условиях эксплуатации.

9.2. Алгоритм математического моделирования динамики работы гидросистемы механизированных крепей

Как отмечалось в подразделе 9.1, выполнение даже статических расчетов гидравлических схем механизированных крепей является задачей весьма трудоемкой. К тому же, получаемые результаты значительно отличаются от фактических данных и могут быть использованы только на начальной стадии проектирования для прикидочного выбора гидроэлементов гидросистемы секции крепи. Для окончательного анализа на стадии проектирования различных вариантов гидросистем, определения их быстродействия по выполнению операций секцией, а также получения информации о динамических явлениях в гидросистеме для дальнейшей оценки надежности работы регулирующей и распределительной аппаратуры гидропривода, очевидна необходимость выполнения динамического расчета гидросистемы механизированных крепей.

Специфичность гидропривода механизированных крепей определяет особенности и сложность математического описания процессов, протекающих в его гидроэлементах. Системы нелинейных дифференциальных уравнений первого порядка (9.1), (9.3) и (9.8) образуют математическую модель гидросистемы механизированных крепей. На основании формулы (9.9) определяется суммарное количество уравнений, входящих в эти системы, которое зависит от числа моделируемых одновременно работающих гидроцилиндров. Для примера, при расчете гидросистемы четырехстоечной секции крепи МТ во время выполнения операции передвижки с одновременной разгрузкой, необходимо моделирование одновременной работы шести гидроцилиндров, что соответствует решению системы сорока одного дифференциального нелинейного уравнения. Число уравнений может изменяться в процессе моделирования в результате разного времени начала и окончания выполнения работы различными гидроцилиндрами.

Перечисленные выше особенности расчетов показывают необходимость разработки алгоритмов и программ, позволяющих получить необходимый объем данных о динамике работы проектируемой гидросистемы, что позволит автоматизировать

процесс проектирования и сократить объем и трудоемкость экспериментальных и доводочных работ.

На рис. 9.2 приведен укрупненный алгоритм математического моделирования динамики работы гидросистемы механизированных крепей. Алгоритм позволяет промоделировать как выполнение отдельной технологической операции, так и последовательности операций, заданных пользователем. Так как работа гидросистемы сводится к попеременной подаче давления либо в штоковую, либо в поршневую полости определенного количества гидроцилиндров, то подготовка моделирования сводится к заданию исходных данных (конструктивных параметров гидроцилиндров и элементов гидросистемы, коэффициентов упругости и гидравлических сопротивлений участков гидросистемы и сопротивления перемещению каждого гидроцилиндра) и заданию последовательности подключения полостей гидроцилиндров к напорной и сливной гидромагистралям (блоки 1 и 2 рис. 9.2). Здесь же вводится и количество одновременно работающих гидроцилиндров при выполнении j -й операции. В блоках 3 и 12 определяется номер текущей операции, в зависимости от которого в блоке 4 вычисляются коэффициенты при производных от расходов жидкости и давлений в гидросистеме для систем дифференциальных уравнений (9.1), (9.3) и (9.8) и формируется массив коэффициентов A_{ij} . До начала решения системы дифференциальных уравнений задается вектор начальных значений и параметров интегрирования (блок 5) и обнуляется счетчик количества закончивших работу гидроцилиндров в j -й операции (блок 6).

Блок 8 проверяет окончание моделирования j -й операции. В случае если не все гидроцилиндры закончили работу (величина перемещения какого-либо гидроцилиндра меньше заданной), то моделирование операции продолжается после восстановления входного вектора весовых коэффициентов погрешности и вектора начальных условий, исключая параметры, относящиеся к закончившим работу гидроцилиндрам (блок 9), а также после вычисления нового количества дифференциальных уравнений, оставшихся в системе (блок 10). Моделирование прекращается, если расчеты выполнены для всей заданной последовательности операций технологического цикла (блок 11).

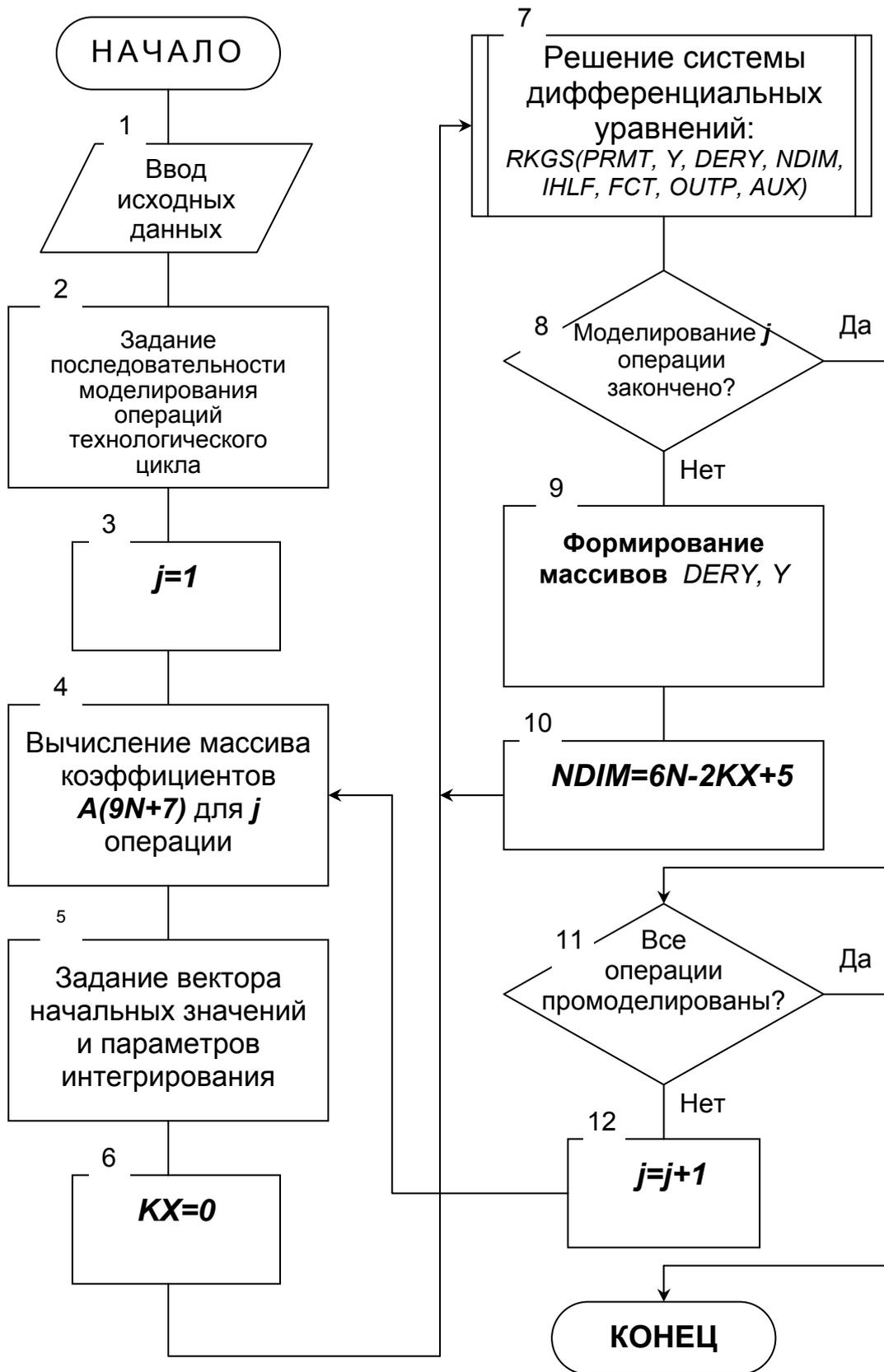


Рис. 9.2. Блок-схема алгоритма математического моделирования динамики работы гидросистемы механизированных крепей

Приближенное решение системы нелинейных дифференциальных уравнений первого порядка (имеются в виду объединенные в общую систему уравнения (9.1), (9.3) и (9.8)) осуществляется методом Рунге-Кутты с использованием подпрограммы RKGS (блок 7). Метод имеет четвертый порядок точности, устойчив и для получения решения в следующей точке требует значения решения только в одной предыдущей точке.

Использование подпрограммы RKGS для решения системы дифференциальных уравнений, описывающей динамические процессы в гидросистеме секции крепи, требует разработки алгоритмов двух подпрограмм: FCT – подпрограммы вычисления правых частей дифференциальных уравнений и OUTF – подпрограммы вывода результатов моделирования. Блок-схемы алгоритмов подпрограмм FCT и OUTF приведены соответственно на рис. 9.3 и 9.4.

Вычисление правых частей дифференциальных уравнений, описывающих движение рабочей жидкости по напорной гидромагистральной от насоса к гидрораспределителю секции, производится в блоках 2 и 22 (рис. 9.3). Блоки 1, 6 и 21 вычисляют суммарные расходы жидкости в напорной гидромагистральной до ее разветвления на гидрораспределителе, а также в сливной гидромагистральной после гидрораспределителя. Основной особенностью функционального построения алгоритма подпрограммы FCT является одновременная реализация возможности моделирования силовой и кинетической разгрузки гидроцилиндров. Силовая разгрузка гидроцилиндра – это процесс набора давления в напорной полости гидроцилиндра и сброс давления в сливной полости без перемещения поршня гидроцилиндра. Кинетическая разгрузка гидроцилиндра – это процесс перемещения поршня гидроцилиндра на заданную величину X_{maxi} .

В цикле (блок 4) для каждого из N гидроцилиндров производится вычисление q_{li} (блок 7) и по признаку M_i проверяется (блок 8) находится i -й гидроцилиндр в работе или он уже переместился на величину X_{maxi} . Если гидроцилиндр не закончил выполнение операции, то в блоке 9 вычисляется равнодействующая сил, приложенных к поршню гидроцилиндра.

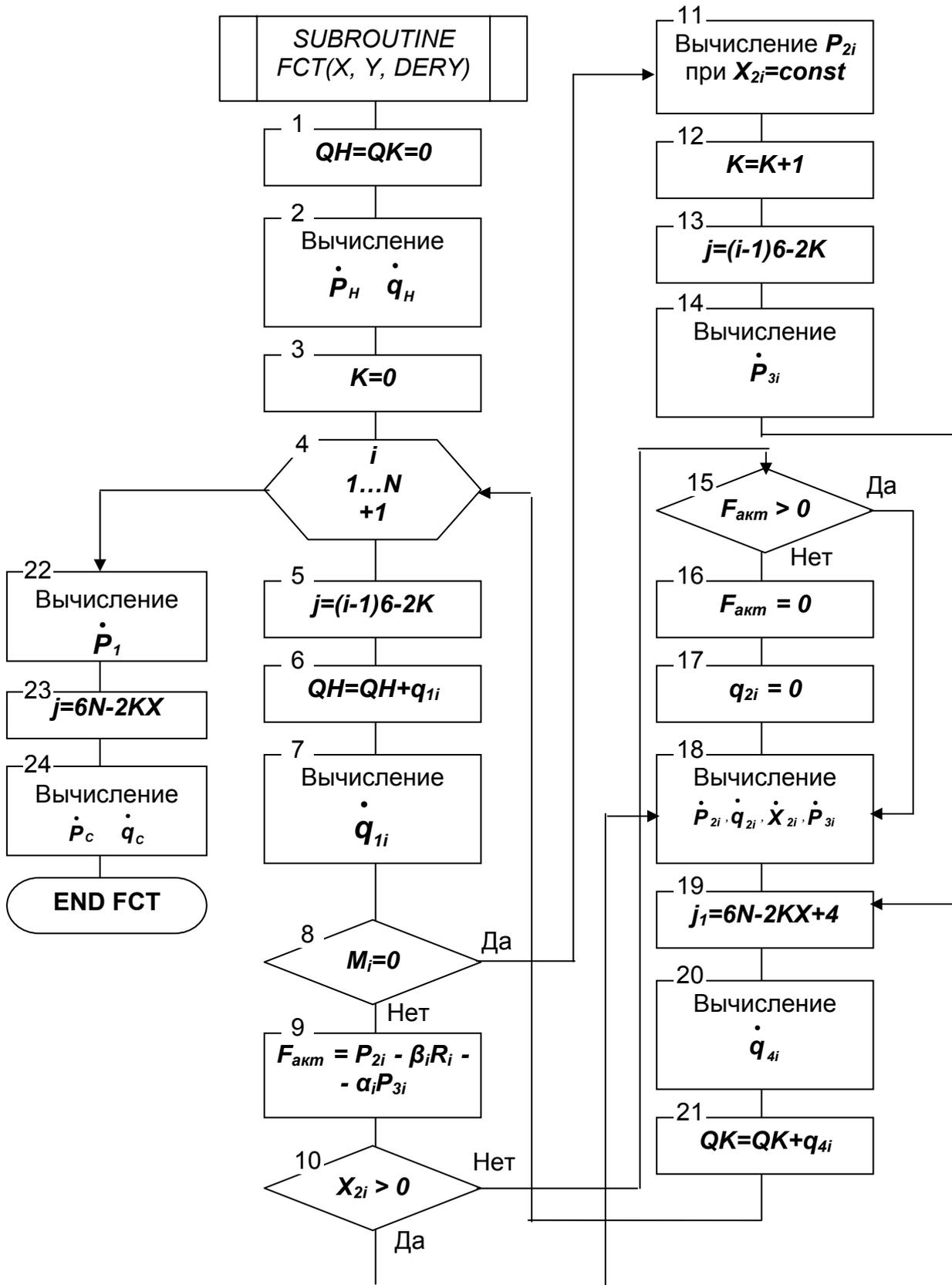


Рис. 9.3. Блок-схема подпрограммы вычисления правых частей системы дифференциальных уравнений

В блоке 10 проверяется положение поршня – если перемещение гидроцилиндра отлично от нуля, то теоретически его поршень может совершать движение как в одну, так и в другую сторону, т.е. процесс движения может носить колебательный характер.

Следовательно, не зависимо от знака равнодействующей приложенных к поршню сил, переходим к вычислению правых частей производных $\dot{P}_{2i}, \dot{q}_{2i}, \dot{x}_{2i}$ и \dot{P}_{3i} (блок 18), что соответствует кинетической разгрузке гидроцилиндра. Если к анализируемому моменту времени гидроцилиндр не совершал движения и величина его перемещения равна нулю, то проверяем знак равнодействующей активных сил, приложенных к поршню (блок 15). Знак "плюс" равнодействующей сил указывает на то, что гидроцилиндр с данного момента времени начинает совершать поступательное движение и переходим к вычислению в блоке 18 правых частей дифференциальных уравнений системы (9.3). В случае отрицательной величины равнодействующей сил предполагается, что сопротивление перемещению возрастает за счет реакции кровли и почвы или плоскостей, ограничивающих ход в самом гидроцилиндре до величины, при которой равнодействующая сил становится равной нулю (блок 16). Перемещение гидроцилиндра отсутствует, а величина расхода жидкости q_{2i} , идущей на заполнение увеличивающегося объема напорной полости гидроцилиндра, равна нулю (блок 17). В данном случае моделируется силовая разгрузка гидроцилиндра, т.е. процесс изменения давлений P_{2i} и P_{3i} в его полостях.

Если перемещение i -го гидроцилиндра достигло максимальной заданной величины, то, в дальнейшем, гидроцилиндр выполняет роль аккумулятора, давления жидкости P_{2i} и P_{3i} в полостях которого увеличиваются при увеличении давления в гидросистеме и уменьшаются в противном случае. Из моделирования исключаются третье и четвертое уравнения системы (9.3), описывающие процесс движения, а правые части остальных дифференциальных уравнений вычисляются при постоянной величине перемещения и при отсутствии расхода жидкости на перемещение (блоки 11-14). В этом случае величина расхода определяется только сжимаемостью жидкости и деформацией стенок гидроцилиндра и подсоединенных к нему рукавов.

В блоке 24 вычисляются правые части системы дифференциальных уравнений (9.8), описывающих процесс течения жидкости по сливной гидромагистрале. Блоки 3, 5, 12, 13 и 23 используются для формирования вектора вычисленных правых частей систем дифференциальных уравнений, моделирующих работу гидросистемы.

Подпрограмма OUP (рис. 9.4) предназначена для организации вывода результатов расчета и, в связи с обращением к ней программы RKGS на каждом шаге интегрирования, выполняет ряд вспомогательных функций.

Блоки 1-4 имитируют работу автомата разгрузки насосной станции: если давление P_n в напорной магистрале находится в интервале от максимального давления P_{max} до давления включения $P_{вкл}$, то расход рабочей жидкости от насосной станции $q(P_n)$ равен нулю (блок 4), в противном случае насосная станция дает номинальный расход жидкости q_n (блок 3).

В циклах (блоки 6 и 7) производится формирование массива $UI_{i,j}$ (блок 20) для печати результатов. Одновременно, для гидроцилиндров не закончивших работу (блок 8), текущее значение перемещения X_i сравнивается с максимальным X_{maxi} (блок 12). При достижении величины перемещения, равной X_{maxi} , задается признак окончания работы i -го гидроцилиндра M_i (блок 13), добавляется единица к счетчику окончивших работу гидроцилиндров KX (блок 14) и для изменения количества уравнений в исходной системе процесс интегрирования прекращается заданием в блоке 15 ненулевого значения $PRMT(5)$.

Начальное значение интервала интегрирования изменяется на текущее время (блок 16), величине перемещения i -го гидроцилиндра присваивается значение X_{maxi} (блок 17), расход рабочей жидкости делается равным нулю (блок 18) и формируется новый вектор начальных значений переменных, используемый для дальнейшего продолжения моделирования (блок 19). Блоки 5, 9, 10, 11 и 21 реализуют логику определения соответствия между вектором значений переменных интегрирования для текущего момента времени и массивом печати. Два вложенных цикла (блоки 22 и 23) и блок 24 осуществляют пересчет полученных в безразмерной форме значений давлений, расходов и перемещения на данном шаге интегрирования в значения переменных в системе единиц СИ.

Блоки 25 и 26 обеспечивают для каждого текущего значения перемещения вычисление величины коэффициентов упругости напорной и сливной полостей гидроцилиндров, согласно формул (9.11) и (9.12).

Одновременно работающие гидроцилиндры во многих случаях оказываются связанными между собой не только через гидросистему, т.е. через перераспределение расходов и давлений, но и непосредственно через силовое взаимодействие. Типичным примером является выполнение операции передвижения секции крепи с подпором. В этом случае от разгрузки гидростоек зависит величина сопротивления перемещению гидродомкратов. Поэтому в алгоритме предусмотрено вычисление по формуле (9.18) величины сопротивления перемещению i -го ($i = n_2 + 1 \div n_3$) гидроцилиндра на каждом шаге интегрирования (блоки 27, 28).

В связи с большим быстродействием современных средств вычисления и необходимостью получения результатов моделирования с удовлетворительной точностью при решении системы дифференциальных уравнений в программе *RKGS* предусмотрен автоматический выбор шага интегрирования. Однако выбор малой величины шага интегрирования связан с дополнительными трудностями печати и обработкой большого объема данных. Для вывода результатов в программе задается два шага печати: Δt_{n1} – шаг печати результатов на начальном этапе моделирования и Δt_{n2} – шаг печати результатов при установившемся движении гидроцилиндров. Выбор разных величин шага печати результатов определяется разной скоростью изменения протекания процессов в гидросистеме в начальный период движения, когда происходит силовая разгрузка гидроцилиндров, и при выходе на установившийся режим движения гидроцилиндров. Блок 29 передает управление на вывод значений переменных в первой точке интервала интегрирования. В блоке 30 определяется граница изменения шага печати. Блоки 30 и 31 осуществляют вывод результатов на печать лишь по истечении соответствующих интервалов времени Δt_{n1} и Δt_{n2} от момента времени последней печати, который запоминается в блоке 33. Перед печатью результатов значения безразмерных переменных переводятся в систему единиц СИ (блок 34). Блок 35 осуществляет табличную печать результатов моделирования и, при

необходимости, печать графиков изменения переменных во времени и друг относительно друга.

По описанному алгоритму разработана компьютерная программа, которая позволяет задавать последовательность моделирования операций технологического цикла работы механизированной крепи, автоматически осуществлять пошаговый контроль перемещения каждого гидроцилиндра и переформировывать систему дифференциальных уравнений при достижении каким-либо гидроцилиндром максимального заданного значения перемещения, продолжая при этом процесс моделирования для оставшихся гидроцилиндров.

Для работы программы необходимо в диалоговом режиме ввести следующие исходные данные: количество одновременно работающих гидроцилиндров; начальное давление жидкости в напорной и сливной гидромагистралях и полостях гидроцилиндров; начальной расход жидкости в напорной и сливной гидромагистралях и полостях гидроцилиндров; исходные массы жидкости в напорной и сливной гидромагистралях и полостях гидроцилиндров; коэффициенты упругости магистралей и рукавов высокого давления; коэффициенты гидравлических сопротивлений элементов гидросистемы; конструктивные параметры гидроцилиндров; предельные величины перемещений гидроцилиндров.

После запуска процесса моделирования на экране с заданным временным интервалом выводятся данные о величине перемещения каждого гидроцилиндра и значения давлений и расходов жидкости в напорной и сливной гидромагистралях и полостях гидроцилиндров.

В качестве примера выполнено моделирование операций перемещения секции крепи 1М88Н с одновременной разгрузкой гидростоек (параллельная работа трех гидроцилиндров).

Ниже показаны результаты моделирования для одного из вариантов.

Исходные данные:

- количество гидроцилиндров – 3
- давление жидкости в напорной гидромагистрале – 20 МПа
- величина перемещения секции крепи – 0,68 м
- максимальный расход рабочей жидкости – $1,32 \times 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$
- площади напорной и сливной полостей гидроцилиндров:
 - гидростойки:
 - напорная – $0,13 \text{ м}^2$;
 - сливная – $0,05 \text{ м}^2$;
 - гидродомкрат:
 - напорная – $0,08 \text{ м}^2$;
 - сливная – $0,03 \text{ м}^2$;

Результаты моделирования перемещения секции крепи 1М88Н с одновременной разгрузкой гидростоек приведены в таблице 9.1.

Таблица 9.1.

Результаты моделирования перемещения секции крепи 1М88Н

Значение времени, с	Перемещение ГС1, ГС2, м	Перемещение секции крепи, м	Давление в напорной гидромагистрале, МПа	Расход жидкости в напорной гидромагистрале, $\times 10^3 \text{ м}^3/\text{с}$	Давление в поршневой полости гидростоек, МПа	Давление в штоковой полости гидростоек, МПа	Давление в штоковой полости гидродомкрата, МПа	Давление в поршневой полости гидродомкрата, МПа
0	0,000	0,00	20,0	0	20,0	0,0	0,0	0,0
1	0,001	0,00	19,5	0,85	3,2	19,4	18,6	7,2
2	0,005	0,00	17,3	0,21	3,0	17,1	17,2	2,5
3	0,010	0,05	17,1	0,32	3,1	16,9	17,1	2,9
4	0,012	0,10	16,5	0,37	3,1	16,4	16,5	3,1
5	0,014	0,17	16,8	0,41	3,5	16,5	16,7	3,4
6	0,017	0,26	17,2	0,45	3,7	16,8	17,1	3,8
7	0,020	0,39	17,9	0,48	3,9	17,1	17,7	4,2
8	0,021	0,49	18,1	0,48	4,1	17,3	18,0	4,9
9	0,025	0,55	18,1	0,48	4,5	17,6	18,1	5,0
10	0,025	0,62	18,2	0,48	4,5	18,1	18,1	5,0
11	0,025	0,68	18,5	0,01	4,5	18,2	18,4	5,1

Графики изменения параметров гидросистемы, построенные по результатам моделирования, приведены на рис. 9.5 – 9.9.

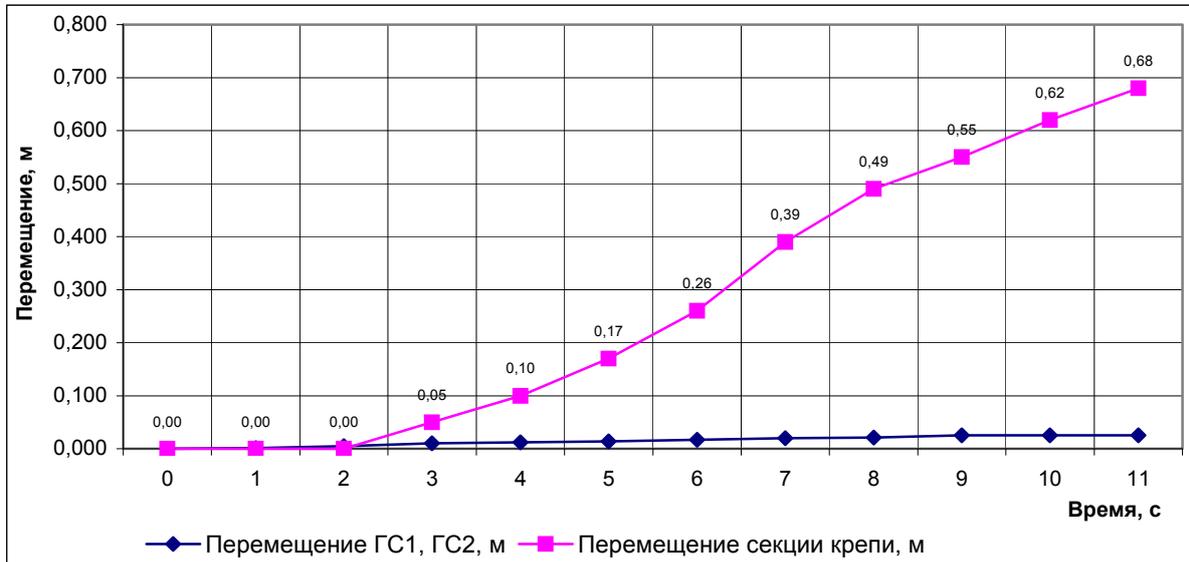


Рис. 9.5. Перемещение секции крепи и гидростоек

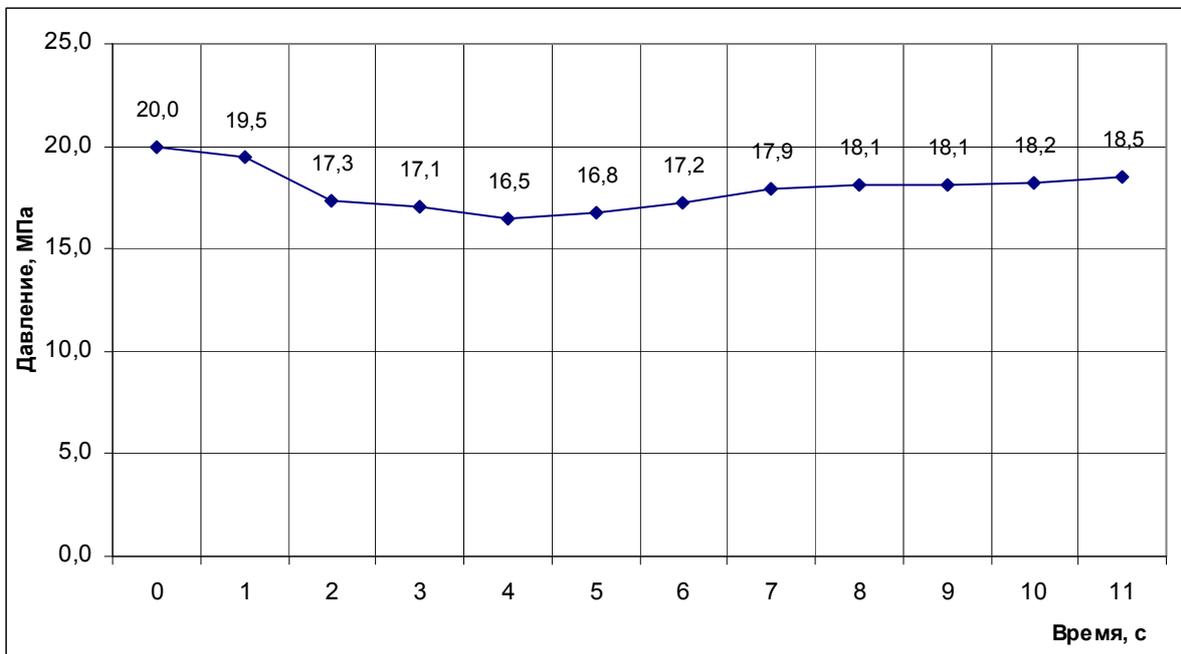


Рис. 9.6. Давление в напорной гидромагистрالي

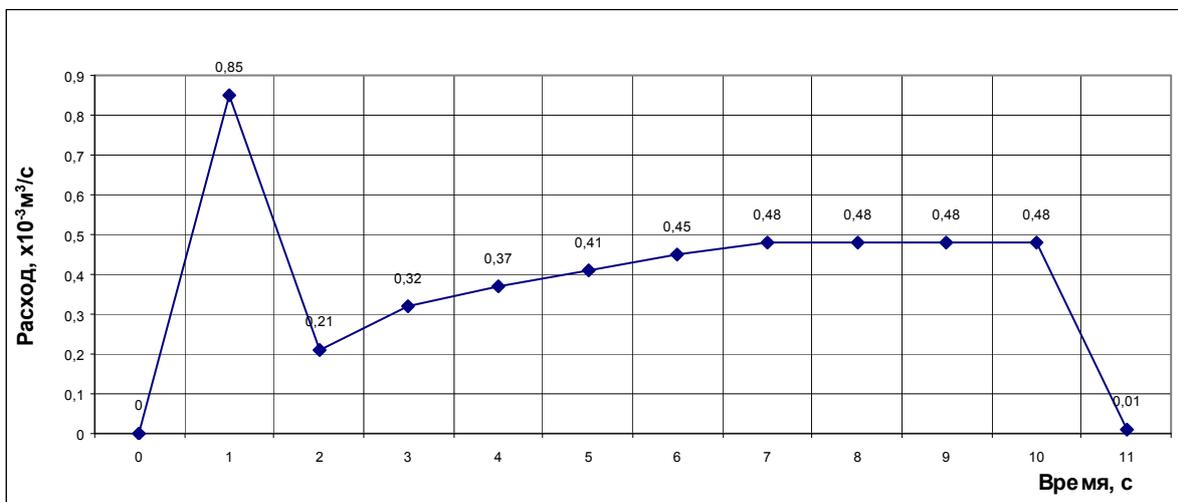


Рис. 9.7. Расход жидкости в напорной гидромагистрали

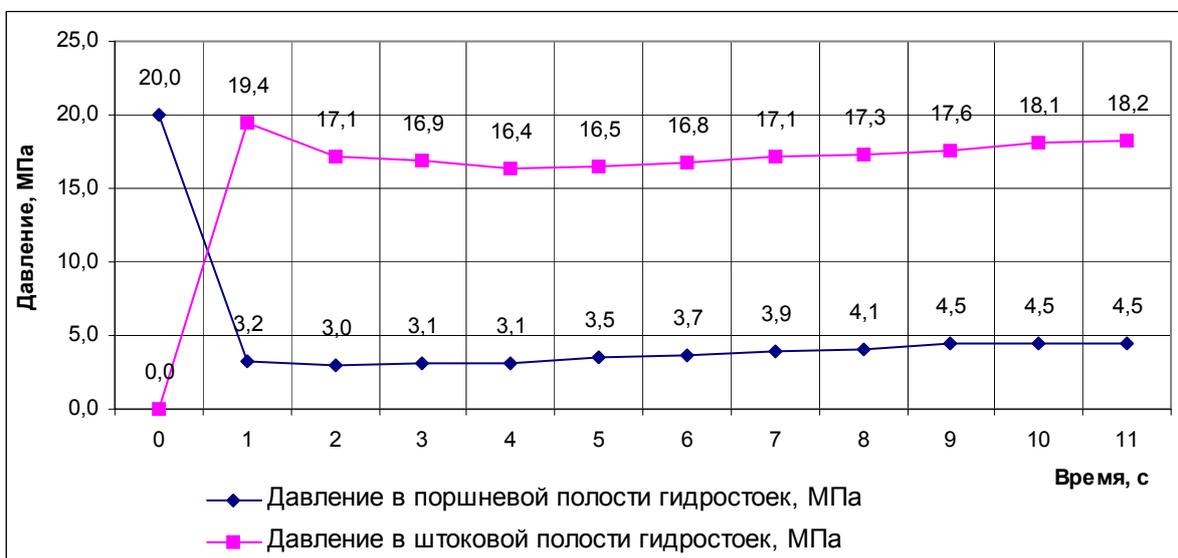


Рис. 9.8. Давление в гидростойках секции крени

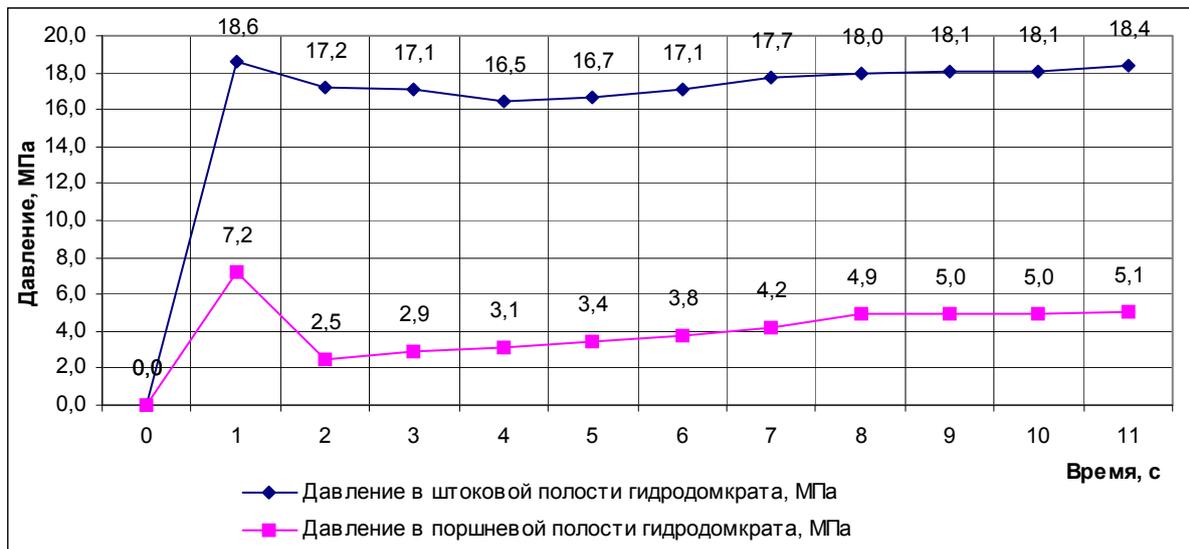


Рис. 9.9. Давление в полостях гидродомкрата

Выполненные расчеты показали работоспособность приведенного алгоритма и разработанной программы.

Результаты моделирования могут быть положены в основу определения рациональных значений конструктивных параметров гидравлических элементов гидросистемы крепи и анализа динамических процессов в выбранной схеме.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В представленной монографии рассмотрен широкий комплекс задач, возникающих при проектировании систем угольных шахт, процессов подземных горных работ, забойного оборудования и способов воздействия на угольный пласт для управления его состоянием.

В работе предложены новые решения ряда поставленных задач, тем не менее еще более широкий круг проблем требует решения.

Авторы выражают искреннюю благодарность рецензентам, чьи ценные замечания позволили улучшить рассматриваемую работу, а также надеются, что читатели, которым она адресована, дадут свои отзывы и выскажут замечания, которые будут с благодарностью приняты и учтены в дальнейшей работе.

Отзывы просим присылать по адресу: 83001, Украина, г.Донецк, ул. Артема, 58, ДонНТУ, кафедра вычислительной математики и программирования, зав. кафедрой, профессору Павлышу В.Н.

ЛИТЕРАТУРА

1. Замков О.О., Толстопятенко А.В., Черемных Ю.Н. Математические методы в экономике. - М.: ДИС, 1997.
2. Акулич И.Л. Математическое программирование в примерах и задачах. - М.: Высшая школа, 1993.
3. Уздемир А.П. Динамические целочисленные задачи оптимизации в экономике. - М.: Физматлит, 1995.
4. Горчаков А.А., Орлова И.В., Половников В.Л.. Методы экономико-математического моделирования и прогнозирования в новых условиях хозяйствования. - М.: ВЗФЭИ, 1997.
5. Чарчмен У., Акофф Р., Арноф Л. Введение в исследование операций. - М.: Финансы и статистика, 1977.
6. Бурков В.К., Ириков В.К. Модели и методы управления организационными системами. - М.: Наука, 1994.
7. Ларичев О.К., Мошкович Е.М. Качественные методы принятия решений. - М.: Наука, 1996.
8. Программа статистического анализа и прогнозирования СтатЭксперт. Руководство пользователя. - М.: Росэкспертиза, 1996.
9. Афифи А., Эйзен С. Статистический анализ. - М.: Мир, 1982.
10. Ким Д. и др. Факторный, дискриминантами и кластерный анализ. - М.: Финансы и статистика, 1989.
11. Горчаков А.А., Орлова И.В. Компьютерные экономико-математические модели. - М.: ЮНИТИ, 1995.
12. Бокс Дж., Дженкинс Г. Анализ временных рядов, прогноз и управление. - М.: Мир, 1974.
13. Четыркин Е.М. Статистические методы прогнозирования. - М.: Статистика, 1977.
14. Экономико-математические методы и прикладные модели / В.А. Половников и др. - М.: Финстатинформ, 1997.
15. Смирнов К.А. Нормирование и рациональное использование материальных ресурсов. - М.: Высшая школа, 1990.
16. Курицкий Б.Я. Поиск оптимальных решений средствами EXCEL7.0. - С-Пб.: ВHV, 1997.
17. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых: Справочник / Бурчаков А.С., Малкин А.С., Еремеев В.М. и др. - М.: Недра, 1991.

18. Устинов М.И. Выбор технологических решений при подготовке новых горизонтов и реконструкции шахт. - М.: Недра, 1977.

19. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть II. Пояснительная записка. - М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1978.

20. Райхель Б.Л., Петренко Е.В. Техничко-экономические обоснования проектов горных предприятий. - М.: Недра, 1975.

21. Гребенекин С.С. и др. Проведение и эксплуатация горизонтальных горных выработок с крутым и крутонаклонным залеганием угольных пластов. - Донецк: Регион, 2001.

22. Проектирование систем угольных шахт, разрабатывающих крутые и крутонаклонные пласты: Учебное пособие для вузов / Под общей ред. С.С. Гребенкина - Донецк: УкрНТЭК, 2001.

23. Петросов А.А., Мангуш К.С. Экономические риски горного производства: Учебное пособие. - М.: Издательство Московского горного университета, 2002.

24. Михеев О.В., Виткалов В.Г., Козловой Г.И., Атрушкевич В.А. Подземная разработка пластовых месторождений. Теоретические и методические основы проведения практических занятий: Учебное пособие. - Изд. 2-е перераб. и доп. / Под ред. Л.А. Пучкова. - М.: Издательство Московского горного университета, 2001.

25. Технология подземной разработки крутых и крутонаклонных пластов Донбасса / Под общ. ред. С.С. Гребенкина - Донецк: «Лебедь», «Регион», 1998.

26. Астахов А.С, Краснянский Г.Л. и др. Экономика горного предприятия. - М.: Изд-во АГН, 1997.

27. Бирман Г., Шмидт С. Экономический анализ инвестиционных проектов: Пер. с англ. - М.: Банки и биржи, ЮНИТИ, 1997.

28. Глазунов В.Н. Финансовый анализ и оценка риска реальных инвестиций. - М.: Финансы и статистика, 1997.

29. Иванов И. Классификация рисков //Риск. - 1996. - № 6-7. - С. 39-41.

30. Ноздрев Н. Практические модели оценки эффективности инвестиционной деятельности //Финансовый бизнес. - 1999. - № 4.

31. Мангуш К.С. Риски и инвестиции в Российской экономике / МГГУ. - М.: Деп. в МГГУ. - № 355.

32. Мангуш К.С. Экономическая оценка риска инвестиционного проекта строительства угледобывающего предприятия: Автореф. дис. канд. экон. наук. - М.: 2001.
33. Петросов А.А. Стратегическое планирование и прогнозирование. - М.: Изд-во МГГУ, 2001.
34. Петросов А.А., Мангуш К.С. Оценка эффективности инвестиционных проектов подземной добычи угля // Горн. информ.-аналит. бюл. - 1999. - № 7.
35. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / СМ. Липкович, Н.И. Жизлов, К.Ф. Сапицкий и др. - 3-е изд. - М.: Недра, 1969.
36. Задачник по подземной разработке угольных месторождений / К.Ф. Сапицкий, Д.В. Дорохов, М.П. Зборщик, В.Ф. Андрушко. - 4-е изд. - М.: Недра, 1984.
37. Павлыш В.Н. Развитие теоретических основ комплексного гидропневматического воздействия на угольные пласты: Дисс. ... д-ра техн. наук.– Днепропетровск, 2006.– 392 с.
38. Павлыш В.Н. Математическая модель процесса гидродинамического воздействия на угольный пласт // Материалы 4-го Международного семинара «Практика и перспективы развития институционального партнерства».– Донецк-Таганрог, 2003.– Т.1.– с. 57–61.
39. Ножкин Н.В. Взаимодействие в системе уголь-газ-вода // Физика горных пород. Тез. докл. V Всесоюзной конференции вузов СССР с участием НИИ.– М.: МГИ, 1973.– с. 34-35
40. Абуталиев Ф.Б. Решение задач неустановившейся фильтрации //Численные и аналитические методы. - Ташкент: Фан, 1972. – 338с.
41. Абуталиев Ф.Б. и др. Методы математического моделирования гидрогеологических процессов. - М.: Недра, 1972. – 285с.
42. Маскет М. Течение однородных жидкостей в пористой среде. - М. - Л.: Гостоптехиздат, 1949. - 558с.
43. Айруни А.Т. Основы предварительной дегазации угольных пластов на больших глубинах. - М.: Наука, 1970. – 79с.
44. Айруни А.Т., Эттингер И.Л. Газы угольных пластов. - М.: Знание, 1966.

45. Артемов А.В. Разработка основ структурной механики углей для решения вопроса безопасности в горном деле: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.05.04. - Новочеркасск, 1972. 436с.

46. Самарский А.А. Теория разностных схем. - М.: Наука, 1977. - 656с.

47. Москаленко Э.М., Павлыш В.Н., Штерн Ю.М. Рекомендации по автоматизации проектирования гидродинамического воздействия на угольный пласт: Учебн. пособие. - М., 1981. - 61с.

48. Павлыш В.Н. Технология каскадной гидрообработки пласта как способ преодоления его анизотропии //Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – Вып.2. - С.58-60.

49. Москаленко Э.М., Павлыш В.Н., Штерн Ю.М. Исследование эффективности каскадного нагнетания жидкости в анизотропный угольный пласт //Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело. - М.: ЦНИЭИуголь, 1981. - №3(165). - С.18-20.

50. Павлыш В.Н. Математическая модель процесса гидродинамического воздействия на угольный пласт //Вісті Донецького гірничого інституту. – Донецьк: ДонНТУ, 2003. -№2. - С. 58-62.

51. Сусленков Б.Д., Павлыш В.Н. Совершенствование режимов насыщения угольного пласта текучим //Добыча угля подземным способом. – М.: ЦНИЭИуголь, 1978. - №7(139). - С.32-33.

52. Баренблатт Г.И., Вишик М.И. О конечной скорости распространения в задачах неустановившейся фильтрации жидкости и газа в пористой среде //Прикладная математика и механика. – 1956. - Т. 20. - Вып. 3.

53. Зельдович Я.Б., Компаниец А.С. К теории распространения тепла при теплопроводности, зависящей от температуры /:Сб., посвященный 70-летию А.Ф. Иоффе. - М.: Изд-во АН СССР, 1950. - С. 61-71.

54. Тихонов А.Н., Самарский А.А. Уравнения математической физики. - М.: Наука, 1977. - 736с.

55. Баренблатт Г.И. Об одном классе точных решений плоской одномерной задачи нестационарной фильтрации газа в пористой

среде //Прикладная математика и механика. – 1953. - Т. 17. - Вып. 6. - С. 739-742.

56. Ливенцев В.В. Экспериментально-аналитический метод расчета и прогноза параметров увлажнения угольных пластов: Дис. ... канд. техн. наук. - М., 1964. - 186с.

57. Щелкачев В.Н. Основные уравнения движения упругой жидкости в упругой пористой среде //Докл. АН СССР, 1946. - т.52. - № 2. - С.10-12.

58. Механика насыщенных пористых сред / В.Н. Николаевский, К.С. Басниев, А.Т. Горбунов, Г.А. Зотов. - М.: Недра, 1970. - 336с.

59. Самарский А.А., Соболев И.М. Примеры численного расчета температурных волн //Журнал вычислительной математики и математической физики. – 1963. – Вып.3. - № 4. - С. 702-719.

60. Ксенофонтова А.И., Бурчаков А.С. Теория и практика борьбы с пылью в угольных шахтах. - М.: Недра, 1965. - 232с.

61. Коган Г.Л. О движении жидкости в трещиновато-пористых средах. (Ископаемые угли) //Научные сообщения ИГД им. А.А. Скочинского. – 1975. - вып. 127. - С. 85-89.

62. Чернов О.И., Черкасов В.С. О квазилинейном законе фильтрации воды в угле по данным лабораторных исследований //Вопросы безопасности в угольных шахтах. – М.: Недра, 1970. - Т. 2. - С.58-68.

63. Кригман Р.Н. Определение фильтрационных свойств угольных пластов //Безопасность взрывных работ в угольных шахтах, борьба с внезапными выбросами угля и газа. - Киев: Техника, 1965. - С. 58-63.

64. Ржевский В.В., Бурчаков А.С., Москаленко Э.М., Ножкин Н.В. // Решение о выдаче авторского свидетельства по заявке № 1895189/22-3 от 23.03.1973 г.

65. Гродель В.С. Предварительное увлажнение и орошение как способы борьбы с пылью в очистных забоях шахт Центрального района Донбасса: Дис. ... канд. техн. наук. - Макеевка-Донбасс, 1962. - 187с.

66. Физико-химия гидродинамических явлений в шахтах /В.В. Ходот, М.Ф. Яновская, Ю.С. Премыслер и др. - М.: Наука, 1973. - 139с.

67. Метан в угольных пластах /А.А. Скочинский, В.В. Ходот и др. - М.: Углетехиздат, 1958. - 256с.

68. Гончаров В.А. Исследование фильтрационных свойств и параметров предварительного увлажнения угольных пластов в условиях Донецкого бассейна: Дис. ... канд. техн. наук. - М., 1967. - 176с.

69. Кузнецов С.В., Кригман Р.Н. Природная проницаемость угольных пластов и методы ее определения. - М.: Наука, 1978. - 122с.

70. ДНАОП 1.1.30-1.01-00. Правила безпеки у вугільних шахтах. Державний нормативний акт з охорони праці. - К.: Держнаглядохоронпраці, 2000. – 484с.

71. ДНАОП 1.1.30-1.XX-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция). – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268с.

72. Предварительное увлажнение угольных пластов/Под ред. П.Н. Торского. М.: Недра, 1974. - 208с.

73. Лидин Г.Д. Газообильность угольных шахт СССР. - М. - Л.: Изд-во АН СССР, 1949. - т. 1. - 224с.

74. Ходот В.В. Внезапные выбросы угля и газа. - М.: ГосНТИ, 1961. - 363с.

75. Чернов О.И., Пузырев В.Н. Прогноз внезапных выбросов угля и газа. - М.: Недра, 1979. - 296с.

76. Павлыш В.Н., Шамаев В.В. Физические аспекты моделирования развития зоны разрушения в горном массиве //Известия Донецкого горного института. - Донецк: ДонНТУ, 2002. – Вып.3. - С.36-40.

77. Бобров И.В., Кричевский Р.М. Борьба с внезапными выбросами угля и газа. - Киев: Техника, 1964. - 328с.

78. Москаленко Э.М. Физико-химическое воздействие на угольный пласт как способ управления его состоянием //Науч. тр. МГИ, 1979. - № 122. - с. 35-42.

79. Карагодин Л.Н., Кригман Р.Н. Расчетно-экспериментальное определение параметров нагнетания воды в угольный пласт через глубокие скважины //Уголь. – 1967. - № 9. - С. 47-49.

80. Гребенкин С.С. Методика выбора и расчета рациональных параметров кинематических систем механизированных крепей для тонких крутых пластов. - Люберцы: Минуглепом СССР, 1990.

81. Гребенкин С.С. и др. Улучшение использования средств механизации на угольных шахтах. – Киев: Техніка, 1986.

82. Справочник горного механика / Горячий В.Г., Гребенкин С.С., Доронин А.Д. и др. – Донецк: Донбасс, 1989.

83. Технология подземной разработки крутых и наклонных угольных пластов Донбасса / Гребенкин С.С., Ильин А.И., Доронин А.Д., Керкез С.Д., Александров В.Г., Воробьев Е.А., Теросипов В.М., Волошко Г.И. – Донецк: «Лебедь», «Регион», 1998.

84. Горные машины и комплексы для подземной добычи угля / Под общ. ред. проф. Гребенкина С.С. // Гребенкин С.С., Агафонов А.В., Косарев В.В. и др. – Донецк: «ВИК», 2006.

85. РТМ 12.44.005-76 Крепи механизированные. Расчет устойчивости. – М.: Гипроуглемаш, 1976.

86. Спорыхин В.Я. Непрерывная система совершенствования управления процессом создания и эксплуатации машин. - Донецк: ДПИ, 1962.

87. Спорыхин В.Я., Ткаленко Н.П. Исследование устойчивости секций крепи механизированного комплекса. // Добыча угля подземным способом. – М. - № 7, 1980.

88. Хованский Г.С. Основы номографии. - М., 1976.

89. Хвостиков Г.Е., Фикс И.Г., Спорыхин В.Я., Зензеров В.И. Исследование системы устойчивости механизированной крепи 1МТ. / Механизация процессов добычи угля из тонких пластов на шахтах УССР. - Донецк: ДонУГИ, 1984.

90. Спорыхин В.Я., Спиридоненко В.А., Зензеров В.И. и др. Исследование способов улучшения устойчивости крепи М88. - Киев: УкрНИИНТИ, рукоп. депон., № 5641, 1984.

91. Хорин В.Н., Мамонтов С.В., Гейхман И.Л. Вопросы расчета и надежности шахтных гидравлических крепей. – М.: «Наука», 1970.

92. Гребенкин С.С. Методика выбора и расчета рациональных параметров кинематических систем механизированных крепей для тонких крутых пластов. - Люберцы: Минуглепом СССР, 1990.

93. Гребенкин С.С. Научные основы создания систем передвижения механизированных крепей для тонких крутых пластов. - Люберцы: Минуглепом СССР, 1991.

94. Гребенкин С.С. Синтез механизма передвижения гидрофицированных крепей типа КГУ для тонких крутых пластов. - Донецк: Минуглепом СССР, ЦБНТИ, 1991.

95. Гребенкин С.С. Методика синтеза механизированной крепи для тонких крутых пластов. – М.: Известия ВУЗов, «Машиностроение», №5, 1991.

96. Расчет и конструирование гидроприводов механизированных крепей / Ю.Ф.Пономаренко, А.А.Баландин, Н.Т.Богатырев и др. Под общ. ред. Ю.Ф.Пономаренко. - М.: Машиностроение, 1981.

97. Пономаренко Ю.Ф., Баландин А.А. Инженерная методика проектного расчета параметров гидросистемы механизированных крепей. - М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1981.

98. Хандрос А.Х., Молчановский Е.Г. Динамика и моделирование гидроприводов станков. - М.: Машиностроение, 1969.

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие	3
Введение	5
Раздел 1. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СИСТЕМ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ	7
1.1 Теоретические основы, задачи и схемы процесса принятия решений	7
1.2 Статистические методы анализа и проектирования систем угольных шахт	13
1.3 Элементарные методы обработки расчетных данных	23
1.4 Метод вариантов	37
1.5 Методы оптимизации	42
1.6 Задачи стохастического программирования	54
1.7 Сетевые модели в оптимизации процессов	58
Раздел 2. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ	64
2.1 Основные направления совершенствования проектирования шахт	64
2.2 Методические основы расчета технологических систем шахт	67
2.3 Расчет параметров угольных шахт	72
2.4 Расчет схем вентиляции, подъемных установок, околоствольных дворов	90
2.5 Технико-экономическое обоснование проектов подготовки новых горизонтов	102
Раздел 3. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И ОЦЕНКА ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ	106
3.1 Особенности формирования критерия оптимальности вскрытия и подготовки горизонтов	106
3.2 Риски горного производства	123
3.2.1 Основные термины и понятия	123
3.2.2 Оценка технологического отраслевого риска	131
3.2.3 Оценка риска ликвидности	134
3.2.4 Оценка риска безубыточности производства	136
3.2.5 Оценка природного (горно-геологического) риска ...	138
3.2.6 Оценка и характеристика инвестиционных рисков горного производства	142
3.3 Разработка модели и алгоритма формирования критерия оптимальности решений по вскрытию и подготовке новых горизонтов	147

Раздел 4.	МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ПРОЕКТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ КАК СПОСОБА УПРАВЛЕНИЯ ЕГО СОСТОЯНИЕМ	150
4.1	Разработка математической модели процесса гидравлического воздействия на угольный пласт и ее численная реализация	150
4.2	Постановка задачи моделирования процесса воздействия на пласт жидкостью через каскад скважин	157
4.3	Исследование гидравлического воздействия на пласт через каскад скважин методом математического моделирования	159
4.3.1	Физическая сущность каскадной обработки	159
4.3.2	Особенности математической модели движения жидкости в анизотропном угольном пласте	161
4.3.3	Методика теоретических исследований процесса гидравлического воздействия на пласт через каскад скважин	172
4.3.4	Принципиальная возможность преодоления фильтрационной анизотропии взаимодействием встречных потоков жидкости	177
4.3.5	Исследование эффективности каскадного способа гидравлического воздействия на пласт	184
4.3.6	Параметры каскадного способа гидравлического воздействия на угольный пласт	203
Раздел 5.	ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПОСТРОЕНИЯ СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЕ ПЛАСТЫ	218
5.1	Структура системы автоматизированного проектирования (САПР) технологии гидравлической обработки	218
5.2	Расчет параметров нагнетания жидкости в угольные пласты	231
5.2.1	Локальный способ	231
5.2.2	Региональный способ	233
5.2.3	Вскрытие угольных пластов квершлагами	235
5.2.4	Расчет параметров при каскадной обработке	236
5.3	Моделирование гидравлического воздействия	237
5.3.1	Математическая постановка задачи	238
5.3.2	Блок-схемы алгоритмов	240
5.3.3	Анализ результатов моделирования	245
5.4	Примеры проектирования	247

Раздел 6.	МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ЭЛЕМЕНТОВ ЗАБОЙНОГО ОБОРУДОВАНИЯ	260
6.1	Методика расчета устойчивости выемочной машины	232
6.2	Критерий оценки устойчивости выемочных машин различных типов	271
6.3	Определение зон устойчивости	272
Раздел 7.	МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПРИВОДА ВЫЕМОЧНОЙ МАШИНЫ ИЗ НЕТРАДИЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ	279
7.1	Теоретическое исследование термодинамических систем ...	279
7.2	Алгоритм и программа расчета равновесия параметров термодинамических систем	285
7.3	Методика расчета основных параметров движителя	301
7.4	Выбор типа автономного движителя и энергоносителя	307
7.5	Математическое моделирование процессов в трансмиссиях горных машин	312
Раздел 8.	МОДЕЛИРОВАНИЕ И ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ КИНЕМАТИЧЕСКИХ СИСТЕМ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ.....	316
8.1	Расчет системы управления крепями.....	316
8.2	Синтез механизма передвижения механизированной крепи....	326
8.3	Аналитический метод прочностных расчетов элементов системы управления механизированными крепями.....	330
8.4	Исследование кинематики передвижения секций механизированной крепи на наклонных пластах.....	334
8.5	Моделирование кинематики передвижения секций механизированных крепей на наклонных пластах.....	344
Раздел 9.	МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ СИСТЕМ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ.....	352
9.1	Методика теоретических исследований динамических процессов в гидросистеме при передвижении секций механизированной крепи.....	352
9.2	Алгоритм математического моделирования динамики работы гидросистемы механизированных крепей.....	362
Заключение	376
Литература	377

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ



БАРТАШЕВСКИЙ
Станислав Евгеньевич,
кандидат технических наук,
доцент



ВОРОБЬЁВ
Евгений Александрович,
кандидат технических наук,
профессор



ГРЕБЕНКИН
Сергей Семёнович,
доктор технических наук,
профессор, академик АГН Украины



ГРОДЗИНСКИЙ
Пётр Яковлевич,
кандидат технических наук,
доцент



ЕЛИЗАРОВ
Александр Анатольевич,
магистр



ЗЕНЗЕРОВ
Владимир Иванович,
кандидат технических наук,
доцент



КЕРКЕЗ

Семён Данилович,
кандидат технических наук,
академик АГН Украины



ПАВЛЫШ

Владимир Николаевич,
доктор технических наук,
профессор, академик АНТК Украины



ПОПОВ

Станислав Олегович,
доктор технических наук,
профессор, член-корр. АГН Украины



ПОПОВСКИЙ

Виталий Николаевич,
горный инженер



РЯБИЧЕВ

Виктор Дронович,
доктор технических наук,
профессор, академик АГН Украины



СТАДНИК

Николай Иванович,
доктор технических наук,
профессор, академик АГН Украины



ТОПЧИЙ

Сергей Евгеньевич,
кандидат технических наук,
академик АГН Украины

Наукове видання

ГРЕБЬОНКІН Сергій Семенович
ПАВЛИШ Володимир Миколайович
РЯБІЧЕВ Віктор Дронович
СТАДНИК Микола Іванович
КЕРКЕЗ Семен Данилович
ТОПЧИЙ Сергій Євгенійович
ПОПОВ Станіслав Олегович
ГРОДЗИНСЬКИЙ Петро Якович
ЗЕНЗЕРОВ Володимир Іванович
ВОРОБІЙОВ Євгенії Олександрович
ПОПОВСЬКИЙ Віталій Миколайович
БАРТАШЕВСЬКИЙ Станіслав Євгенійович
ЕЛІЗАРОВ Олександр Анатольович

**ТЕОРІЯ ТА ПРАКТИКА ПРОЕКТУВАННЯ СИСТЕМ
ВУГІЛЬНИХ ШАХТ, ПРОЦЕСІВ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ
РОБІТ І ЗАБІЙНОГО ОБЛАДНАННЯ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ
МАТЕМАТИЧНОГО МОДЕЛЮВАННЯ**

Монографія

Російською мовою

Описані сучасні методи проектування систем гірничого підприємства, засновані на використанні математичних моделей та чисельних методів розрахунків параметрів. Розглянуті сучасні тенденції математичного моделювання та розрахунків основних технологічних систем вугільної шахти. Наведені рекомендації з розрахунків та оцінки варіантів розкриття і підготовки нових горизонтів.

В єдиному комплексі розглянуто коло питань, які забезпечують реалізацію технології, а саме, моделювання та розрахунки систем дії на вугільні пласти для управління їх станом з метою підвищення рівня безпеки підземних гірничих робіт, питання екології, а також питання моделювання та розрахунку параметрів вибійного обладнання.

Книга призначається для наукових співробітників та інженерно-технічних робітників вугільних підприємств, а також для аспірантів і студентів старших курсів гірничих вузів.

Відповідальний за випуск
Технічний редактор

С.С.Гребьонкін
В.І.Зензеров

Формат 60x84 ¹/₁₆. Ум.-др. арк. 21,3. Тираж 300 прим. Замовл. №0802.
Підп. до друку 02.08.2011 р. Різографічний друк. Папір офсетний.

Видавець і виготовлювач МПП "ВІК"
83059, м. Донецьк, вул. Разенкова, 12/17, тел. (062) 381-70-87
Свідоцтво про реєстрацію ДК №382 від 26.03.2001 р.