

**Гребенкин С.С., Рябичев В.Д., Павлыш В.Н.,
Должиков П.Н., Зензеров В.И.**

**МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ РАСЧЕТА
ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССОВ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ
РАБОТ И ДОБЫЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ**

Монография

Донецк – «ВИК» – 2007

УДК 519.876.5

Математические модели и методы расчета параметров процессов подземных горных работ и добычного оборудования. Монография /Под общ. ред. Гребенкина С.С., Павлыша В.Н.//Гребенкин С.С., Рябичев В.Д., Павлыш В.Н., Должиков П.Н., Зензеров В.И. – Донецк: «ВИК», 2007. – 385 с.

*Рекомендовано к печати Ученым советом АФГДнТ
Восточно-Украинского национального университета им. В.И. Даля
(протокол № 8 от 20 апреля 2007 г.)*

Рецензенты:

Бондаренко В.И., доктор технических наук, профессор, зав. кафедрой ПРМПИ ДНГУ, академик АИН Украины;

Калфакциян А.П., доктор технических наук, профессор, Лауреат Государственной премии Украины, гл. научн. сотр. ДонНИИ;

Булгаков Ю.Ф., доктор технических наук, профессор, зав. кафедрой ОТиА ДонНТУ.

Работа посвящена развитию теоретических основ проектирования и расчета параметров процессов и систем подземной угледобычи и горно-шахтного оборудования.

Рассмотрены модели как детерминированного, так и альтернативные (стохастические, эмпирические и др.).

Книга предназначена для научных сотрудников, аспирантов, студентов старших курсов горных вузов, инженерно-технических работников.

ISBN 966-430-038-1

**© Гребенкин С.С., Рябичев В.Д., Павлыш В.Н.,
Должиков П.Н., Зензеров В.И.
2007**

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	6
ВВЕДЕНИЕ	8
Раздел 1. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СИСТЕМ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ	10
1.1. Общие сведения о горно-геологических условиях угольных месторождений Украины	10
1.2. Задачи и схемы процесса теории принятия решений	18
1.3. Статистические методы анализа и проектирования систем угольных шахт	25
1.4. Элементарные методы обработки расчетных данных	34
1.5. Метод вариантов	50
1.6. Методы оптимизации	55
1.7. Задачи стохастического программирования	68
1.8. Сетевые модели в оптимизации процессов	71
Раздел 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СИСТЕМ УГОЛЬНОЙ ШАХТЫ	78
2.1. Основные направления совершенствования проектирования шахт...	78
2.2. Методические основы расчета параметров технологических систем шахт	82
2.3. Расчет основных параметров функционирования угольных шахт...	87
2.4. Расчет схем вентиляции, подъемных установок, околоствольных дворов	107
Раздел 3. МОДЕЛИ И МЕТОДЫ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ И ПОДГОТОВКИ НОВЫХ ГОРИЗОНТОВ...	120
3.1. Особенности формирования критерия оптимальности вскрытия и подготовки горизонтов	120
3.2. Концептуальные вопросы оценки рисков при организации горного производства	138
3.2.1. Постановка задачи оценки рисков	138
3.2.2. Оценка технологического отраслевого риска	147
3.2.3. Оценка риска ликвидности	150
3.2.4. Оценка риска безубыточности производства	152
3.2.5. Оценка природного (горно-геологического) риска	154
3.2.6. Оценка и характеристика инвестиционных рисков горного производства	158
3.3. Разработка модели и алгоритма формирования критерия оптимальности решений по вскрытию и подготовке новых горизонтов	163
Раздел 4. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ АНАЛИЗА ДАННЫХ ПРИ ГЕОФИЗИЧЕСКОМ МОНИТОРИНГЕ ГОРНОГО МАССИВА	167

4.1. Акустические методы контроля	167
4.2. Сейсмоакустический метод прогноза динамических проявлений горного давления на шахтах Донбасса	177
4.3. Статистические методы исследования колебаний активности акустической эмиссии	188
Раздел 5. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И РАСЧЕТ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ	216
5.1. Исследования распределения опорного давления в прямолинейном очистном забое	216
5.2. Аналитическая оценка напряженно-деформированного состояния угольного массива в призабойной зоне пласта	227
Раздел 6. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫЕМКИ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ	235
6.1. Параметры безопасной технологии выемки крутых угольных пластов, склонных к газодинамическим явлениям	235
6.2. Совершенствование технологии очистной выемки с учетом результатов математического моделирования	244
6.2.1. Основы гибкой технологии с применением отбойных молотков (вариант I)	244
6.2.2. Основы гибкой технологии в прямолинейном очистном забое и полипочвоуступах узкими полосами по падению пласта (вариант II)	249
6.2.3. Основы гибкой технологии выемки угля на выбросоопасных пластах в щитовых забоях (вариант III)	251
Раздел 7. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЙ ЗАЩИТЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ОТ ПОДЗЕМНЫХ ВОД	255
7.1. Общее положение гидрогеологии месторождений полезных ископаемых	255
7.2. Вода в горных породах. Свойства горных пород по отношению к воде	256
7.3. Факторы, определяющие необходимость защиты горных выработок от подземных вод	258
7.4. Законы движения подземных вод	259
7.5. Определение общего притока воды в горные выработки	262
7.6. Мероприятия по борьбе с поверхностными водами	267
7.7. Развитие теоретических предпосылок исследования гидродинамических процессов	273
7.7.1. Формирование математической модели	274

7.7.2. Исследование процесса методом математического моделирования	280
Раздел 8. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ СПЕЦИАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ	284
8.1. Компьютерное моделирование геомеханических процессов	284
8.2. Технологические параметры тампонажа зон разуплотнений дисперсного массива	296
8.3. Критерии моделирования и экспериментальный стенд для исследования процесса тампонажа аномальных зон горного массива	316
Раздел 9. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ДОБЫЧНОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕННЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ	321
9.1. Выбор и обоснование типа комплекса и расчет его эксплуатационных параметров	321
9.2. Математическое моделирование систем гидропривода добычных комплексов	350
Раздел 10. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УЗЛОВ И АГРЕГАТОВ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ	359
10.1. Особенности постановки задачи	359
10.2. Анализ существующих конструкций исполнительных органов проходческих комбайнов избирательного действия	360
10.3. Расчет исполнительного органа проходческого комбайна избирательного действия	363
10.3.1. Определение диаметра и длины коронки	364
10.3.2. Выбор шага между линиями резания	365
10.3.3. Определение числа линий резания на коронке	366
10.3.4. Определение углового шага установки резцов	367
10.3.5. Расчет и выбор параметров исполнительного органа	372
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	378
ЛИТЕРАТУРА	379

ПРЕДИСЛОВИЕ

В народном хозяйстве Украины уголь занимает важное место в системе энергоносителей. Украина располагает большими запасами угля, основная масса которого добывается подземным способом. Научными и производственными коллективами угольной промышленности проделана значительная работа по улучшению технико-экономических показателей отрасли. Технические возможности созданных и внедренных добычных и проходческих комплексов, транспортных средств позволяют значительно повысить нагрузку на забой.

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 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.

Дальнейшее совершенствование технологии и техники подземной угледобычи для повышения нагрузки на забой и безопасности труда является первостепенной задачей горной науки, и решение этой задачи возможно только на основе применения современных эффективных методов и средств научно-

технических исследований, среди которых на ведущие роли выходит метод математического моделирования.

Основу содержания предлагаемой монографии составляет обобщение научных и практических результатов, полученных в течение последних лет авторами как самостоятельно, так и в соавторстве с рядом исследователей. Авторы, не претендуя на полноту охвата всех проблемных вопросов в области развития современных научных основ горной технологии, надеется, что работа в целом и ее отдельные разделы будут полезны как для научных работников, так и для практических инженеров-горняков.

ВВЕДЕНИЕ

Решению проблем создания и развития научных основ технологии и техники подземной угледобычи посвящены работы многих научно-исследовательских учреждений, проектных организаций и высших учебных заведений как в СНГ (ДонУГИ, Донгипроуглемаш, ИГТМ НАНУ, УкрНИМИ НАНУ, ИФГП НАНУ, ДНГУ, ДонНТУ, МГГУ и др.), так и за рубежом (Германия, Чехия, Словакия, Англия, Австралия).

На рубеже 50-60-х годов XX века стало ясно, что традиционные экстенсивные методы проектирования и расчетов параметров горной технологии и оборудования исчерпали свои возможности. На повестку дня встал вопрос интенсификации разработки научных основ новых технологических решений, что предполагает предварительную оценку комплекса условий, факторов и последствий как можно более широкого набора возможных вариантов. Магистральный путь решения этой проблемы – применение метода математического моделирования и компьютерной техники.

Учитывая сложность и многофакторность процессов, в исследованиях необходимо применять математические модели всех типов. Естественно, более предпочтительны модели детерминированного типа, когда исследуются технологические объекты и процессы, функционирование которых подчиняется определенным физическим законам и описывается соответствующими математическими уравнениями. К сожалению, технологические процессы в горной отрасли характеризуются слишком большим количеством параметров и подвержены влиянию многочисленных внешних факторов. В этой связи не менее важны и модели других типов (статистические, эмпирические, стохастические, аппроксимационные и т.п.).

При построении математической модели важно выдержать «золотую середину» между двумя возможными крайностями:

- погоня за количеством учитываемых факторов, что ведет к включению в модель по сути мало значащих факторов (за деревьями не видеть леса);
- увлечение упрощением модели, что ведет к потере адекватности модели (вместе с водой выплеснуть из корыта ребенка).

В любом случае математическая модель не может однозначно отражать характер процесса, изменения его параметров в пространстве и времени (за исключением простейших случаев), она всегда есть некоторой идеализацией. Тем не менее, хорошо продуманная, сбалансированная математическая модель дает возможность избежать массы рутинной работы по оценке возможных проектных и расчетных решений.

Сознавая известные ограничения, определяемые степенью адекватности модели, избегая слепого следования рекомендациям, полученным по результатам математического моделирования, исследователи получают в свое распоряжение современный эффективный математический аппарат количественного обоснования принимаемых технологических решений.

Исследованиями в области развития научных основ горного производства с применением математических моделей и методов занимались многие ученые: В.В. Ржевский, А.С. Бурчаков, К.Ф. Сапицкий, А.Ф. Булат, С.С. Гребенкин, В.И. Бондаренко, А.Н. Шашенко, Л.Н. Ширин, Б.А. Грядущий, К.К. Софийский, В.Н. Павлыш и др. Результаты разработок, выполненных с их участием и под их руководством, определили основные направления дальнейшего развития научных основ технологии и техники подземной добычи угля.

В данной работе рассмотрен ряд технологических решений, принятых на основе математического моделирования с применением моделей как детерминированного, так и других типов.

Раздел 1. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ СИСТЕМ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

1.1. Общие сведения о горно-геологических условиях угольных месторождений Украины

Геолого-промышленные районы угольного бассейна Украины обоснованы тектонической структурой, марочным составом углей, географическими и историческими особенностями [2].

Типизация угольных пластов выглядит следующим образом:

по мощности:

- весьма тонкие - до 0,7 м
- тонкие - 0,71-1,2 м
- средней мощности - 1,21-3,5 м
- мощные - свыше 3,5 м

по углу падения:

- пологие - до 18°
- наклонные - 19-35°
- крутонаклонные - 36-55°
- крутые - 56-90°

по маркам угля:

Д - длиннопламенные
Г - газовые
ГЖ - газовые, жирные
Ж - жирные
КЖ - коксовые жирные
К - коксовые
ОС - отощенные спекающиеся
СС - слабоспекающиеся
Т - тощие
ПА - полуантрацит
А - антрацит

Схема районирования Украинского Донбасса приведена на рис 1.1.



Рис. 1.1. Схема районирования Украинского Донбасса

1 - *Петриковский район* характеризуется залеганием с пологим падением под углом $1-4^{\circ}$. Мощность пластов в центральной части достигает 2-3 м, остальные - до 0,9 м. Угли бурые лишь в восточной части переходят к длиннопламенным.

2 - *Новомосковский район* характеризуется полого-волнистым многоклинальным залеганием с углами падения $2-5^{\circ}$. Мощность пластов в восточной части от 0,7-0,8 м до 1,6 м, остальные - 0,45-0,6 м. Угли длиннопламенные, газовые.

3 - *Петропавловский район* характеризуется залеганием с пологим падением под углом $3-5^{\circ}$. Мощность 25 пластов от 0,7-0,8 м до 1,4 м. Угли относятся в основном к газовым, только некоторые - к жирным.

4 — *Южно-Донбасский район* характеризуется пологим залеганием ($4-10^{\circ}$). Мощность пластов 0,7-0,9 м. Угли марок Ж, КЖ, К и ОС.

5 - *Красноармейский район* характеризуется пологим залеганием пластов ($8-12^{\circ}$). Из 32 пластов 13 имеют мощность 0,7-1,6 м, остальные - 0,45-0,65 м. Угли газовые и только в южной его части - длиннопламенные.

6 - *Донецко-Макеевский район* характеризуется пологим залеганием пластов: Макеевская мульда - 3-7°, Бутовский купол - 4-7°, Раснянская синклиналь - 7-10°. Мощность пластов 0,65-1,5 м. Угли марок Ж, КЖ, К и ОС.

7 — *Торезо-Снежнянский район* характеризуется пологим залеганием на южном (5-12°) и северном (10-30°) крыльях складки. Мощность угольных пластов 0,5-1,45 м. Угли марок Т и ОС.

8 - *Центральный район* характеризуется прямолинейным залеганием пластов под углом 52-65° на крыльях антиклинали, на юго-востоке с падением 55-65°, на северо-западе - 50-70°. Всего в районе насчитывается 52 пласта рабочей мощности, из которых 26 мощностью 0,5-2,1 м выдержаны на значительном протяжении (табл. 1.1).

Таблица 1.1.

Характеристика угленосности свит Центрального района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	7	5,6	h_3 0,7-1,2; h_{10} 0,8-1, 15
C_2^4	1	0,5	Промышленного значения не имеет
C_2^5	17	11,6	k_1 0,5-0,8; k_2 0,5-0,8; k_2^I 0,45-0,65; k_3 0,6-1,2; k_4^I 0,6-1,1; k_5 0,55-1,1; k_5^I 0,5-1,5; k_5^II 0,6-0,8; k_7 0,5-0,8; k_7^I 0,5-1,1
C_2^6	11	9,1	l_1 0,7-1,9; l_2^I 0,5-1,2; l_3 0,6-1,2; l_2^{II} 0,5-1,92; l_5 0,45-0,7; l_6 0,5-2,1; l_7 0,48-1,1
C_2^7	15	10,1	m_2 0,5-1,3; m_3 0,6-1,8; m_4^I 0,45-1,0; m_5 0,45-1,3; m_5^I 0,5-0,6; m_6 0,5-0,8
C_3^1	1	0,6	n_1 0,5-0,7

Угли изменяются от газовых до тощих, преобладают марки Ж, КЖ, К, ОС, что выделяет район в число основных районов с коксующимися углями.

9 - *Лисичанский район* характеризуется залеганием пластов под различными углами - от крутых до пологих. Преобладает наклонное падение. Всего известно 22 рабочих пласта, 12 из них выдержанной мощности (табл. 1.2).

Таблица 1.2.

Характеристика угленосности свит Лисичанского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	1	0,84	h_8 0,84
C_2^4	1	0,70	i_3 0,9-1,6
C_2^5	4	2,30	k_8 0,9-1,6
C_2^6	9	6,00	l_1 0,5-0,7; l_2^I 0,5-1,0; l_3 0,65; l_4 0,6-1,2; l_5 0,65-0,8; l_6 0,75; l_7 0,5; l_8^I 0,8
C_2^7	5	3,80	m_3 0,7

Угли относятся к маркам Д, на юго-востоке в пределах Матросского купола переходят в газовые (Г), пригодные для полукоксования.

10 - *Алмазно-Марьевский район* характеризуется на северном крыле синклиналей крутым залеганием пластов (50-60°), на южном - пологим (10-15°). Характеристика угленосных свит Алмазно-Марьевского района приведена в табл. 1.3.

Марочный состав углей района изменяется с севера на юг от марок Г, Ж, КЖ, К, ОС до марки Т.

11 - Селезневский район характеризуется крутым (60-80°) залеганием угольных пластов на северном крыле и пологим (10-20°) на юге. Характеристика свит приведена в табл. 1.4.

Таблица 1.3.

Характеристика угленосности свит Алмазно-Марьевского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	8	4,4	$h_2^B 0,7; h_{10}^I 0,45-0,55; h_{11}^I 0,7$
C_2^4	1	0,55	$h_3^B 0,9$
C_2^5	12	7,3	$k_3^I 0,7; k_5 0,7; k_6 0,6-0,75; k_7 0,45-0,7; k_7^I 0,5-0,6; k_8 0,5-1,5$
C_2^6	9	6,4	$l_1^I 0,6-0,8; l_2^I 0,7-1,0; l_3 0,7; l_4^B 0,8-1,0; l_5 0,45-0,7; l_6^B 0,8-1,0; l_8^B 0,5-0,6; l_8^B 0,65$
C_2^7	8	3,65	$m_3 0,6-0,8; m_5^I 0,5; m_5^I 0,6-0,8; m_6^2 0,5-0,8; m_6^2 0,6-0,8; m_7 0,55$

Таблица 1.4.

Характеристика угленосности свит Селезневского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	5	3,6	$h_{10}^I 1,1; h_{10} 0,8$
C_2^5	10	7,9	$k_3^I 0,45-0,6; k_5 0,8; k_5^I 0,55; k_6 0,7$

Продолжение таблицы 1.4.

C_2^6	9	6,0	l_1 0,6-0,8; l'_2 0,8-1,0; l_4 0,8-1,2; l_5 0,6-0,8; l_6 1,0-1,2; l_7 0,7
C_2^7	3	1,5	m_3 0,5-0,75

Угли относятся к маркам Т, ПА - в южной части района, ОС, К - на северном крыле и в осевой части среди верхних пластов угля.

12 — *Луганский район* характеризуется в южной части крутым и крутонаклонным залеганием пластов. На основной части Луганской синклинали преобладает пологое падение пластов. Характеристика угленосных свит приведена в табл. 1.5.

Таблица 1.5.

Характеристика угленосности свит Луганского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	6	3,75	h_6 0,6; h_7 0,7; h_{10} 0,7; h_{11} 0,5-0,6
C_2^4	2	1,3	i_3 0,5-1,2
C_2^5	12	8,3	k_2 0,5-1,3; k_3 0,5-0,9; k_6 0,6-0,75; k_7 0,7-0,9; k'_7 0,5-1,1; k_8 0,5-0,6
C_2^6	9	6,1	l_1 0,8-0,9; l_2 0,6; l'_2 0,7-1,1; l_6 0,7-1,4; l_7 0,45-1,2
C_2^7	5	3,1	m_3 0,5-0,8; m'_5 0,6-0,7; m'_6 0,8

Значительная часть углей, особенно на юге района, относится к марке Г и пригодна при коксовании, угли марок Ж, К, ОС имеют незначительное распространение.

13 - *Краснодонский район* характеризуется залеганием угольных пластов от пологого до крутого падения. Характеристика угленосных свит района приведена в табл. 1.6.

Угли района относятся к маркам Г, Ж, КЖ, К, ОС, Т, ПА.

Таблица 1.6.

Характеристика угленосности свит Краснодонского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C^3_2	8	4,55	h^I_8 1,0; h^B_{11} 0,7
C^4_2	2	1,6	l_3 0,6-1,2; l'_2 0,6-1,2
C^5_2	6	4,20	$k^H_2 + k^B_2$ 0,5-1,5; k_5 0,6-1,1; k^I_7 0,5-0,6
C^6_2	6	3,55	l'_2 0,7-0,8; l_3 0,65; l_6 0,5-1,0
C^7_2	3	2,10	m_3 0,9

14 - *Ореховский район* характеризуется на южном крыле пологим залеганием пластов и более крутым на северном. Из 12 пластов антрацита рабочей мощности основное значение имеют пласты: H_2 - 0,7 м; H_3 - 0,9 м; H_7 - 0,8 м; H_8 - 1,0 м; H_{10} - 0,9 м; H^I_{10} - 0,8 м. Угли района марок А и ПА.

15 - *Боково-Хрустальский район* характеризуется пологим залеганием пластов в приосевой части синклинали, на крыльях — наклонным, крутонаклонным и крутым. Характеристика угленосности свит приведена в табл. 1.7.

Таблица 1.7.

Характеристика угленосности свит Боково-Хрустальского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	8	4,9	$h_7(h_8)$ 0,8; h_8 0,7-1,5; h_{10} 0,6-0,8; h_{11} 0,45-0,6
C_2^5	10	6,1	k_5 0,5-1,2; k_5^i 0,8; k_7^i 0,5-0,8
C_2^6	10	6,25	l_1 0,7-1,2; l_2 0,65; l_2^i 0,6-0,8; l_3 0,7; l_4 0,6; l_5 0,65; l_8 0,8
C_2^7	5	2,75	m_3 0,8; m_5^i 0,65; m_7^B 0,8

Таблица 1.8.

Характеристика угленосности свит Должанско-Ровенецкого района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	9	5,90	$h_7(h_8)$ 0,8; h_8 0,6-1,2; h_{10} 0,65-1,1; h_{11} 0,6-1,5
C_2^4	3	2,05	i_3 0,6-1,0
C_2^5	7	5,20	k_2 0,65-1,2; k_5 0,6; k_5^i 0,8-1,5; k_6 1,0-1,6
C_2^6	3	2,10	l_6 0,9-1,2

Угли района - антрациты и полуантрациты.

16 - Должанско-Ровенецкий район: в приосевой части Должанской синклинали преобладает пологое падение, на крыльях - наклонное и на выходах нижних свит среднего карбона — крутое. Характеристика угленосных свит приведена в табл. 1.8.

Угли района - антрациты, высококачественные.

1.2. Задачи и схемы процесса теории принятия решений

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

- наличие какой-то определенной, своей в разных случаях, исходной ситуации;
- не менее двух вариантов решения;
- последствия при выборе каждого из вариантов.

Можно выделить и 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.

Если задачей является принятие решений 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 альтернатив решения, 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 коррективов.

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* (достаточная точность и достаточный объем отражения основных принципов, лежащих в основе принятия решения);

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

Теперь давайте познакомимся с некоторыми процедурами выбора. Прежде всего, отметим, что при использовании любой из них, важно не только сопоставить все возможные решения, но и иметь как можно более полный перечень возможных решений. Самая хорошая процедура не даст того варианта решения, который не попал в поле зрения. По-видимому, самая простая процедура выбора изображена на рис. 1.2.

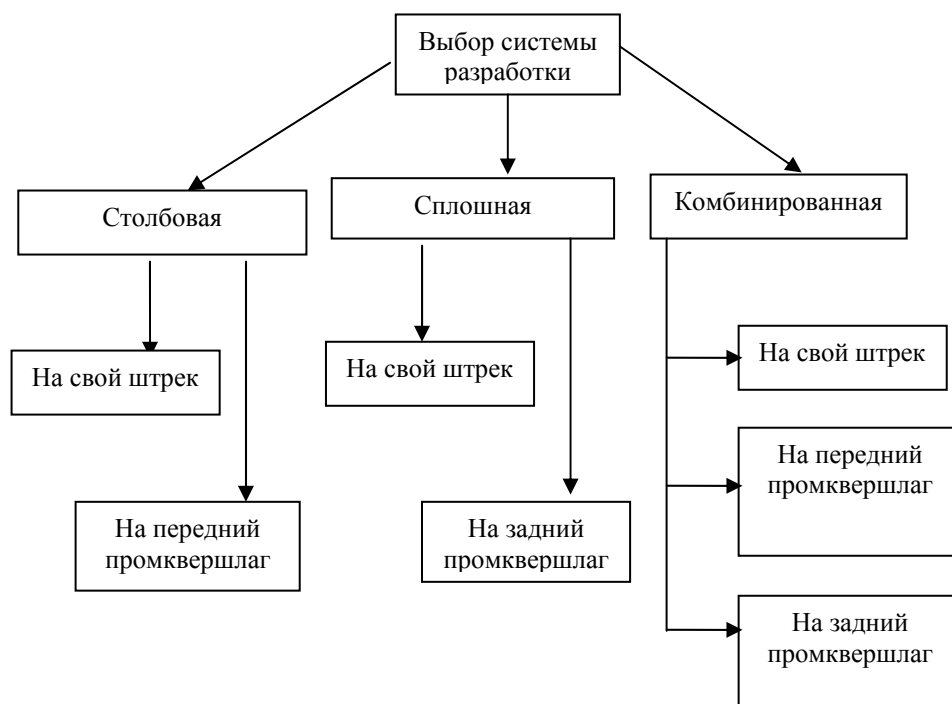


Рис. 1.2. Схема возможных вариантов

Возможные варианты довольно легко приходят в голову, хорошо группируются, анализируются и оцениваются. Более подробное и более объемное представление проблемы дает целое 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.

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 <i>M1</i>	30000	40
Оборудование <i>M2</i>	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:

$$x_1 = 12000 \text{ единиц с вероятностью } 0,4$$

$$x_2 = 20000 \text{ единиц с вероятностью } 0,6$$

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

Этап 4 - оценка математического ожидания возможного дохода. Выполняется с помощью дерева решений (рис. 1.3).

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.

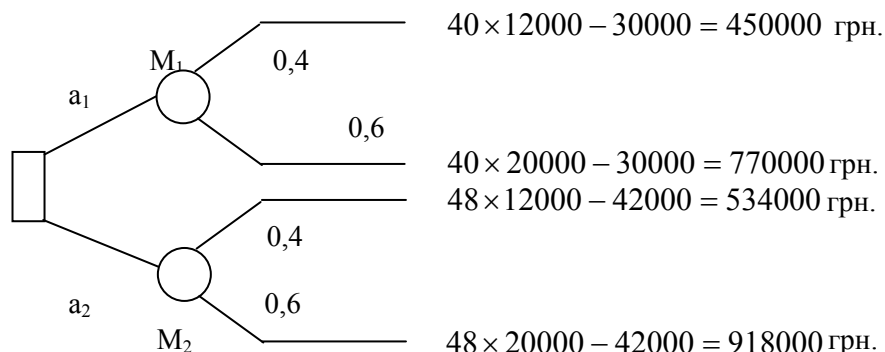


Рис. 1.3. Дерево решений

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.

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

Зольность угля, %, X_i	30,6	32,0	33,1	35,2	
Объем реализации, т, w_i	450	391	406	350	159
Итого					7

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:

$$\bar{X}_{\text{геом}} = \sqrt[n]{x_1 \cdot x_2 \cdot \dots \cdot x_n}. \quad (1.4)$$

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

Пример. Темпы роста цен на электроэнергию, используемую в добыче угля предприятия, в течение четырех кварталов 2000 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 4,15 раза:

$$1,43 \cdot 1,43 \cdot 1,43 \cdot 1,43 = 4,15 \text{ раза.}$$

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. 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:

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

Между приведенными видами средних величин существует следующее отношение:

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

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. Требуется найти величину среднего запаса лесоматериалов на лесном складе шахты в 2000 г., если имеются следующие данные о запасах на начало каждого квартала в тыс. грн.:

	01.01.	01.04.	01.07.	01.10.	01.01.
	00	00	00	00	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 среднего абсолютного изменения структуры рассчитывается по формуле:

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

где w_{1i} и w_{0i} - доли i -й группы в сравниваемых периодах;

k - количество групп.

Показатель среднеквадратического изменения структуры рассчитывается по формуле:

$$S_{w_1-w_0} = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^k (w_{1i} - w_{0i})^2}{k}}. \quad (1.10)$$

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.

1.4. 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

выбывающие 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, характеризуемая 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 $E_x = 0$. 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, суть которого состоит в минимизации суммы квадратов отклонений фактических значений результатного признака от его расчетных значений, т.е.:

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

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 формула

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

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

Уравнения для определения постоянных величин наиболее распространенных эмпирических формул представлены в таблице 1.9.

Рассмотрим использование методов корреляционного и регрессионного анализа на примере.

Пример. 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. 1.10) построим уравнение регрессионной зависимости между этими факторами.

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

Таблица 1.9.

Уравнения для определения постоянных величин

	Вид зависимости	Вид уравнений для определения коэффициентов
1	2	3
1	$y = ax^b$	$\sum \lg y = b \sum \lg x = n \lg a$ $\sum \lg y \lg x = \lg a \sum \lg x = b \sum \lg^2 x$

Продолжение таблицы 1.9.

2	$y = \frac{l}{a - bx}$	$\sum \frac{l}{y} = an = b \sum x$ $\sum \frac{x}{y} = a \sum x + b \sum x^2$
3	$y = a + \frac{b}{x}$	$\sum y = an + b \sum \frac{1}{x}$
1	2	3
4	$y = \frac{x}{ax + b}$	$\sum \frac{l}{xy} = b \sum \frac{l}{x^2} + a \sum \frac{l}{x}$ $\sum \frac{l}{y} = b \sum \frac{l}{x} + an$
5	$y = \frac{x}{a + bx + cx^2}$	$\sum \frac{x}{y} = an + b \sum x + c \sum x^2$ $\sum \frac{x^2}{y} = a \sum x + b \sum x^2 + c \sum x^3$ $\sum \frac{x^3}{y} = a \sum x^2 + b \sum x^3 + c \sum x^4$

Таблица 1.10.

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. 1.11.

Таблица 1.11.

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
Зарядия	0,217	0,161	0,293
Стандартное отклонение	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 (95,0%)	6,491	3,706	10,416

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:

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

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

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.

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).

2. 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.

1.5. 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/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.

1.6. 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 максимально. В любом случае применение методов оптимизации требуют построения математической модели -функциональной зависимости между искомой величиной и результатом. Эту функцию называют целевой функцией и лучшим будет то решение, которое дает значение целевой функции максимальное или минимальное. Среди вариантов решений только некоторые удовлетворяют ограничениям, не нарушая их. Такие решения называются

допустимыми. Допустимое решение, которое доставляет максимум или минимум целевой функции, называется оптимальным.

Если не рассматривать детально составление математической модели на конкретных примерах, как это делается в большинстве посвященных этой проблеме работ, а перейти к общему случаю, то задача оптимизации в общем случае, включающая три компоненты (целевую функцию F , ограничения g_i и граничные условия), имеет следующую математическую постановку:

$$\left. \begin{aligned} & F = f(x_1, x_2, \dots, x_n) \rightarrow \max(\min) \\ & g_1(x_1, x_2, \dots, x_n) \{ \leq, =, \geq \} d_1; \\ & \dots \dots \dots \\ & g_i(x_1, x_2, \dots, x_n) \{ \leq, =, \geq \} d_i; \\ & \dots \dots \dots \\ & g_m(x_1, x_2, \dots, x_n) \{ \leq, =, \geq \} d_m; \\ & a_j \leq x_j \leq b_j; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, n} \end{aligned} \right\} \quad (1.31)$$

где a_j и b_j - нижнее и верхнее предельно допустимые значения x_j .

Задачу можно представить в еще более общей компактной форме записи:

$$\left. \begin{aligned} & F = f(x_j) \rightarrow \max(\min); \\ & g_1(x_j) \{ \leq, =, \geq \} d_1; \\ & a_j \leq x_j \leq b_j; i = \overline{1, m}; j = \overline{1, n} \end{aligned} \right\} \quad (1.32)$$

Граничные условия показывают предельно допустимые значения искомого 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 $x_j \leq x_j^3$, где x_j^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. 1.12).

Таблица 1.12.

Распространенные задачи

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:

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

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 искоемых 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. 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 1.13 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 1.13.

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: 12.11.06 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<=100 000	не связан.	99999,75
\$B\$2	x2	0,00	\$B\$2<=100 000	не связан.	100000,00
\$B\$3	x3	0,00	\$B\$3<=100 000	не связан.	100000,00
\$B\$4	x4	3,77	\$B\$4<=100 000	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: 12.11.06 16:15:02

Изменяемые ячейки

Ячейка	Имя	Результ. значение	Нормир. 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: 12.11.06 16:15:02

Ячейка	Целевое	значение
	Имя	
\$G\$13		505,07

Ячейка	Изменяе- мое	значе- ние	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 [14, 15, 16].

1.7. 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 M -постановке задачи стохастического программирования для ее решения требуется найти такие значения искомым 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_j , 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 a_{ij} и b_i , - математические ожидания случайных величин.

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

Во втором варианте (Р-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.

1.8. 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

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

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

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

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:

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

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

$$F = \sum_i \sum_j c_{ij} \delta_{ij} \quad (1.44)$$

где c_{ij} - длина пути, а суммирование производится по всем дугам.

Объединяя ограничения и целевую функцию, запишем систему:

$$F = \sum_i \sum_j c_{ij} \delta_{ij} \rightarrow \min$$

$$\left. \begin{array}{l} 1 - \text{для начального пункта;} \\ \sum_{k=1}^n \delta_{ki} - \sum_{j=1}^l \delta_{ij} = 0 - \text{для промежуточного пункта;} \\ 1 - \text{для конечного пункта.} \end{array} \right\}$$

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 обозримы. 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_y - стоимостью транспортировки единицы продукции по дуге; D_y - пропускной способностью дуги, в общем случае изменяющейся в пределах $0 < D_y < \infty$ (отсюда имеем, что $D_y = 0$, если дуга $i - j$ отсутствует, т.е. узлы i и j не связаны между собой; $D_y = \infty$, если на пропускную способность участка $i - j$ не накладывается 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_{ex}) и выходящие из него ($S_{вых}$) определяются так:

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

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

Подставив значения S_{ex} и $S_{\text{вых}}$ 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:

$$S_{\text{ex}} = A + \sum_{k=1}^p x_{ki} \quad (1.48)$$

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

- для потребляющего узла:

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

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

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* [16].

Раздел 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ 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 аккумулирующих 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 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 горно-шахтным 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 параметров 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 основных параметров функционирования 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_2) разработано профессором Малкиным А.С. [17]:

$$A_2 = K_n (K_{nl} + K') \sqrt{Z_{np} \frac{m_0}{m_c} K_{zл}}, \quad (2.1)$$

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:

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

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:

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

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

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

K_2 - коэффициент, учитывающий влияние газа, определяется из

выражения:

$$K_2 = \frac{q^n}{q^0}, \quad (2.5)$$

где q^n - продуктивная газоносность угольных пластов, м³/т;

q^0 - относительная газообильность шахты, м³/т;

K_6 - коэффициент, учитывающий выбросоопасность угольных пластов,

определяется из выражения:

$$K_6 = \frac{N^6}{N}, \quad (2.6)$$

где N^6 - количество выбросоопасных 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

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

где l_d - 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_{∂} - число рабочих дней в месяце;

m_{0p} - суммарная мощность одновременно разрабатываемых пластов в шахтном поле, м; определяется из выражения:

$$m_{0p} = \sum_{i=1}^n m_{cp,i}; \quad (2.9)$$

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

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

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

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

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_o), 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 «Х» 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.

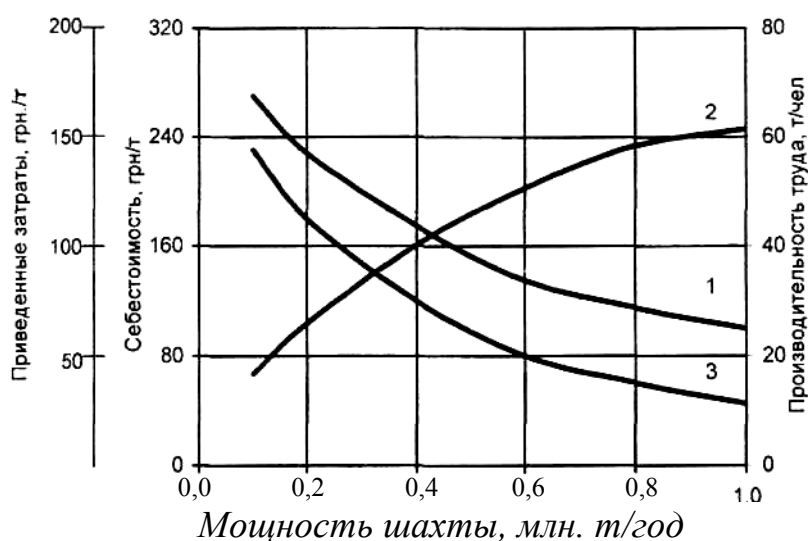


Рис. 2.1. Зависимости экономических показателей от годовой мощности шахты (в проектах):

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

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. 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;

$$Z_{omp} = \sum_{t=t_0}^{t=t_1} FA_{ш} \Delta t, \quad (2.13)$$

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_2) окажется больше, чем максимальная производительность ВГП (Q_{max}), то существующий ВГП не обеспечит проектной мощности шахты и мощность шахты необходимо уменьшить до A_{ϕ} . Если в этом случае окажется, что $Q_{2,\phi} > Q_{max}$, 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:

$$A_c = 0.9(1 - P_2 + P_2 \cdot k_2) \frac{1}{n_{скв}} \sum_{m=1}^{n=k} A_c^{скв}, \quad (2.14)$$

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

P_2 - вероятность работы очистного забоя в особо сложных горно-геологических условиях (геологические нарушения, неустойчивая кровля и др.), определяется из выражения:

$$D_{\bar{a}} = \frac{1}{1 + \hat{E}_{\bar{a}} \left(\frac{1}{\Delta_{\bar{a}}} - 1 \right)}, \quad (2.15)$$

где K_2 - коэффициент, учитывающий уменьшение нагрузки при работе очистного забоя в зоне особо сложных горно-геологических условий для лав, оборудованных механизированными комплексами, определяется по формуле:

$$K_2 = 0,364 + 0,103m - 0,0007 L_{nn} - 0,0008 L_n - 0,116 H_n - 0,0069 l_n, \quad (2.16)$$

где m - мощность пласта, м;

L_{nn} - 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;

Δz - 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^e) определяется по формуле:

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

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

K_m^c - суточный коэффициент машинного времени:

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

где K_m - коэффициент машинного времени.

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

$$P = \frac{0,6 V_{max} S_0 \frac{1}{K_p}}{K_{дез}^e q_{nl} (1 - K_{дез}^{nl}) + [(1 - K_{дез}^e) q_{nl} (1 - K_{дез}^e) + K_{в.н} q_{в.н} (1 - K_{дез}^{c.nl})] K_m^c}, \text{ Т/МИН.} \quad (2.19)$$

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:

$$K_p = 1 + 0,04 V_0, \quad (2.20)$$

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

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

q_{nl} - относительное метановыделение из разрабатываемого пласта в

призабойное пространство очистной выработки, м³/т, определяется по фактическим данным;

$K_{дег}^{nl}$ - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта, $K_{дег}^{nl} = 0,2-0,7$;

$K_{e,n}$ - коэффициент, учитывающий метановыделение из выработанного пространства в призабойное, $K_{e,n} = 0,9-1,0$;

$q_{e,n}$ - относительное метановыделение из выработанного пространства, м³/т, (определяется по фактическим данным);

$K_{дег}^{c.nl}$ - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации сближенных пластов и выработанного пространства, $K_{дег}^{c.nl} = 0,15-0,6$;

Определение длины лавы.

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

$$l = \frac{(T_c - t_{i,\zeta})n_{\tilde{n}\tilde{i}} - t_i n_{\tilde{n}\delta\delta}}{\left(\frac{1}{V_\delta} + \frac{1}{V_i} + \frac{n_{\tilde{n}}}{V_{\tilde{i}\tilde{a}}} + t_\zeta Z_\delta mb + t_a \right) n_{\tilde{n}\delta\delta}} + \sum l_i, \quad (2.21)$$

где T_c - длительность рабочей смены, мин.;

t_{n3} - время подготовительно-заключительных операций, ч., $t_{n3} = 0,3-1,0$;

$n_{см}$ - 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_e - 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 $C_1 = \frac{C_n l_n m \gamma}{P_n}, \quad (2.23)$

$$C_2 = (C_{в.с} + C_6 + C_n^{г.ш} + C_n^6) m \gamma C_{из}, \quad (2.24)$$

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

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

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;

$C_{в.с}, C_6$ - 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 длины 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 $C_{np} = f(l_{в.у})$;
- приведенные затраты - длина выемочного участка $S_{np} = f(l_{в.у})$.

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.

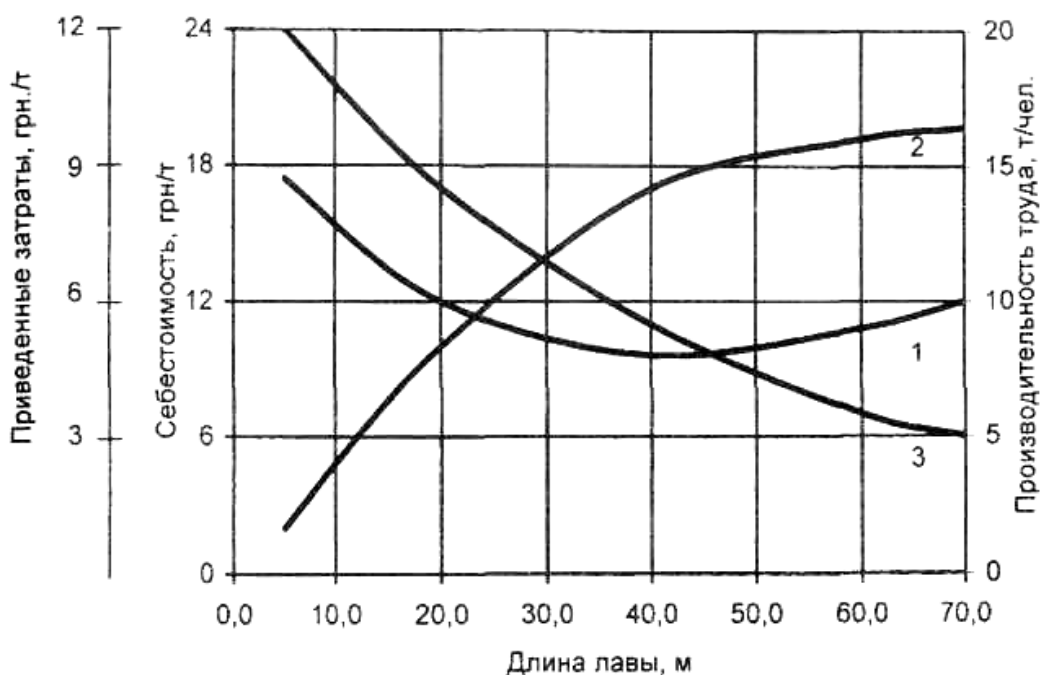


Рис. 2.2. Зависимость экономических показателей от длины щитовой лавы:

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

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

Определение числа действующих очистных забоев на шахте. Размещение забоев по отрабатываемым 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_u ;
- 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:

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

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:

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

$$N_{3.u} = \frac{A_u Z_1}{A_{0.3.1} Z_u} + \dots + \frac{A_u Z_i}{A_{0.3.i} Z_u} + \frac{A_u Z_n}{A_{0.3.n} Z_u} \quad (2.29)$$

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).

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.

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.



Рис. 2.3. Последовательность процесса оптимизации параметров шахт

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

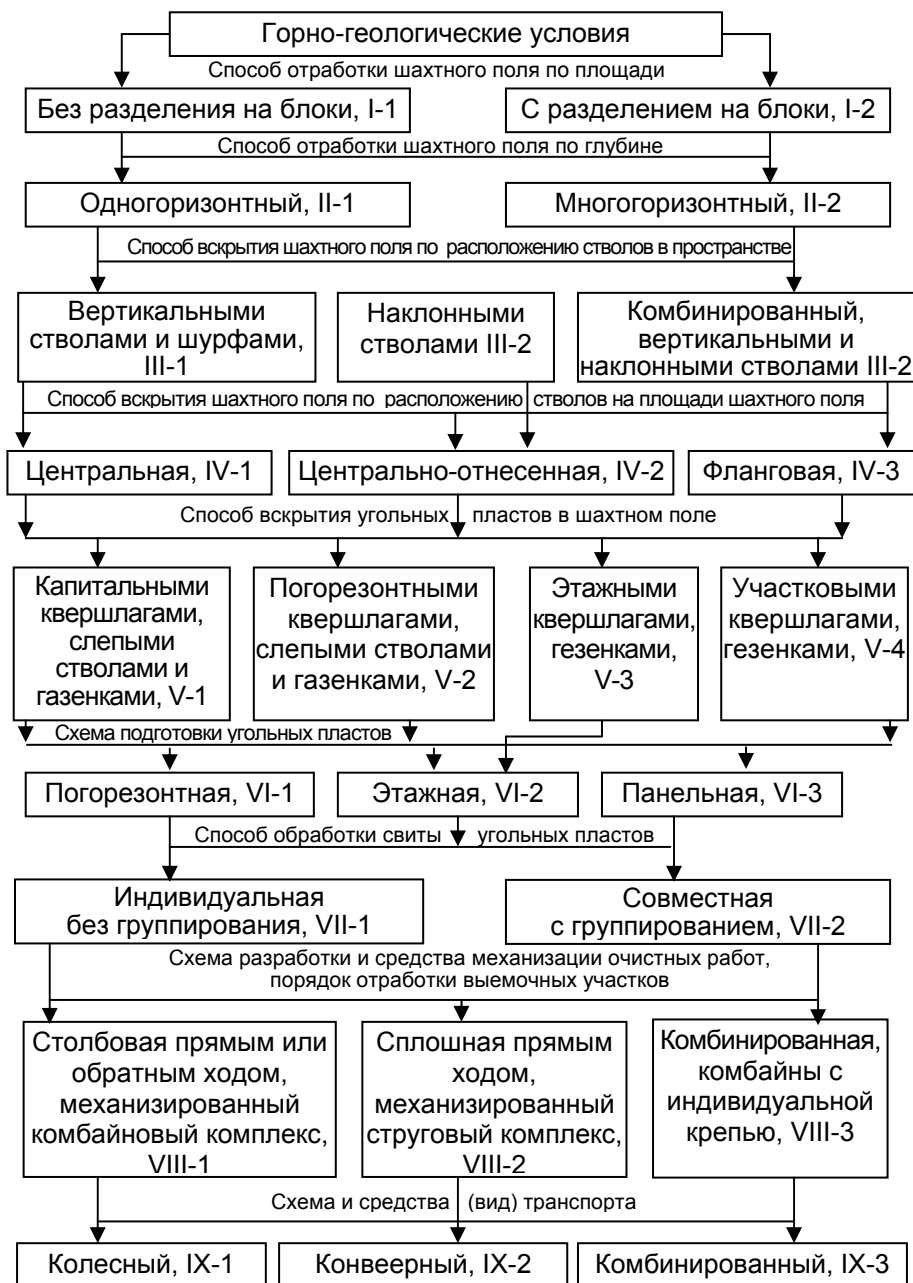


Рис. 2.4. Блок-схема формирования расчетных вариантов технологической схемы шахты: I-IX - уровни

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 околовольных 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

Расчитываемые 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.

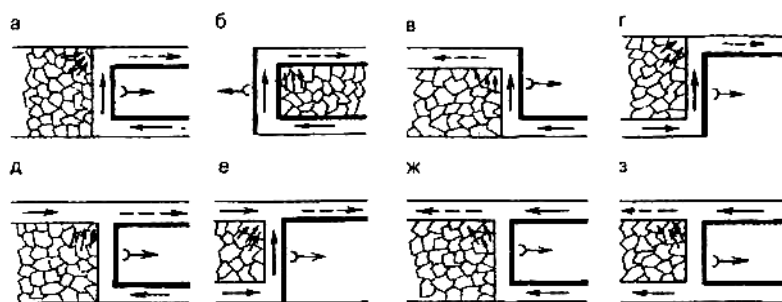


Рис. 2.5. Схемы проветривания выемочных участков:

*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 подсвежением и выдачей, исходящей на массив; е - прямоточная с подсвежением и выдачей, исходящей на массив; ж - прямоточная с подсвежением и выдачей, исходящей на выработанное пространство; з - возвратноточная с подсвежением и выдачей, исходящей на выработанное пространство*

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).

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

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

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

k_y - коэффициент, учитывающий утечки через выработанное пространство;

Q_o - 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:

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

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:

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

где $\sum Q_k$ - расход воздуха для обособленного проветривания камер,

расположенных за пределами околоствольных дворов;

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

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

Расчет околоствольных дворов.

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

На выбор типа околоствольного 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.

Околоствольные 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 околоствольного 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.

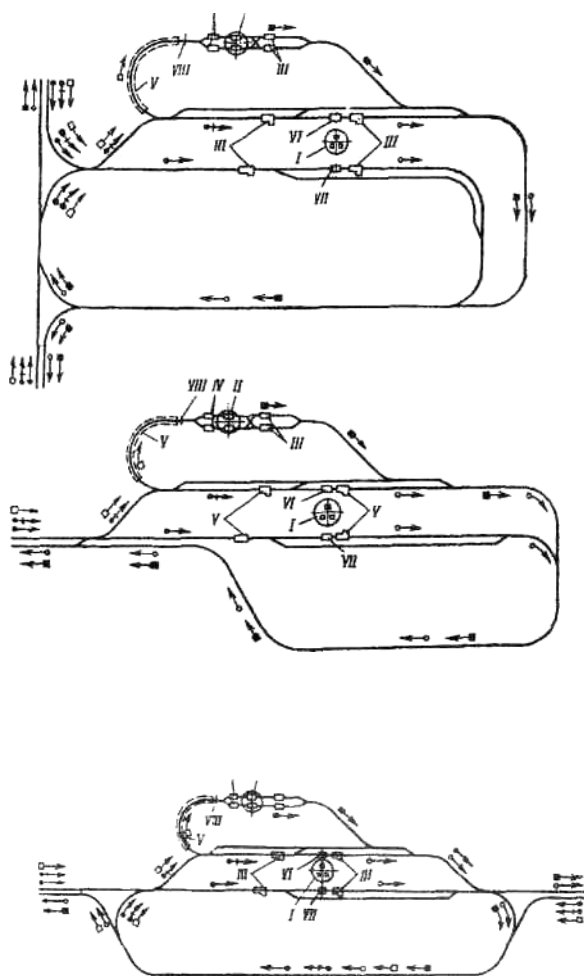


Рис. 2.6. Схема околоствольного двора с поточным движением составов из вагонеток с глухим кузовом:

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.

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

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

ω - водопристок шахты, м³/ч;

$A_{\text{ш}}$ - 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, металло-бетонную, 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:

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

Площадь поперечного сечения вспомогательных клетевых стволов в свету достаточно принимать равной $28,4 \text{ м}^2$.

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 квершлагги 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 ($Q_{\text{воз}}$), м³/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 м³/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 - трапецевидного);
 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

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

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 $D k_i$, 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 $h_{i\delta}$ исключить депрессию лавы ($h_{\ddot{e}\ddot{a}\ddot{a}}$) и местные сопротивления шахтной вентиляционной сети (h_i), составляющие примерно 0,1, то выражение примет вид

$$h_i = \frac{(h_{i\delta} - h_{\ddot{e}\ddot{a}\ddot{a}} - h_i) \frac{1}{D'_i}}{\sum_{i=1}^n \frac{1}{D'_i}}. \quad (2.43)$$

Раздел 3. МОДЕЛИ И МЕТОДЫ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ 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, либо 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 ($V_{\partial} = 20$ 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 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 подшкивной площадкой; отшивка углубочного отделения от основания зумпф-полка до уровня подшкивной площадки; монтаж подъемной машины, надшкивной 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 бадьи. 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]:

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

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

t_2 - продолжительность углубки ствола и рассечки 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 околоствольных дворов.

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

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

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 подвешенного 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 (гидровывывание пласта и др.).

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

$$t_y = 20 + 15n_2 + n_8 t_8 + 13\delta_1 - 8\delta_2, \text{ мес.}, \quad (3.6)$$

где n_2 - число одновременно вскрываемых стволов новых горизонтов;

n_8 - число пластов, вскрываемых стволом;

t_8 - продолжительность вскрытия одного угольного пласта, мес;

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

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 околоствольные двory, 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]:

$$C_{npi} = \frac{\sum_{t=t_c}^{t=\tau} C_{ii} (1 + E_{nn})^{-t}}{A_{uzi} \tau_p} + E_n \frac{\sum_{t=0}^{t=\tau} K_{ii} (1 + E_{nn})^{-t}}{A_{uzi}}, \quad (3.7)$$

где C_{npi} - суммарные удельные приведенные затраты по i -му варианту, грн/т;

C_{ii} - годовые издержки производства в t -й год по i -му варианту, грн.;

K_{ii} - 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 ($E_{nn} = 0,08$);

$E_n \frac{\sum_{t=0}^{t=\tau} K_{ii} (1 + E_{nn})^{-t}}{A_{uzi}}$ - 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:

$$P = C - C_{\text{экспл}} \quad (3.8)$$

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:

$$\begin{aligned}
 \Pi_i = & \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} (C_{ti} - C_{ti})}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} + \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} C_{ati}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} - \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} C_{cobti}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} - \\
 & \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} \Delta E_n K_{zociti} \frac{I}{(1 + E_{нп})^t}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} A_{uzi}} - \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} K_{инвти}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}} - \frac{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} K_{инвти} \frac{I}{(1 + \gamma)^t}}{\sum_{t=1}^{t=\tau_p} D_{ti}}
 \end{aligned} \tag{3.9}$$

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. Концептуальные вопросы оценки рисков при организации горного производства

3.2.1. Постановка задачи оценки рисков

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. 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.

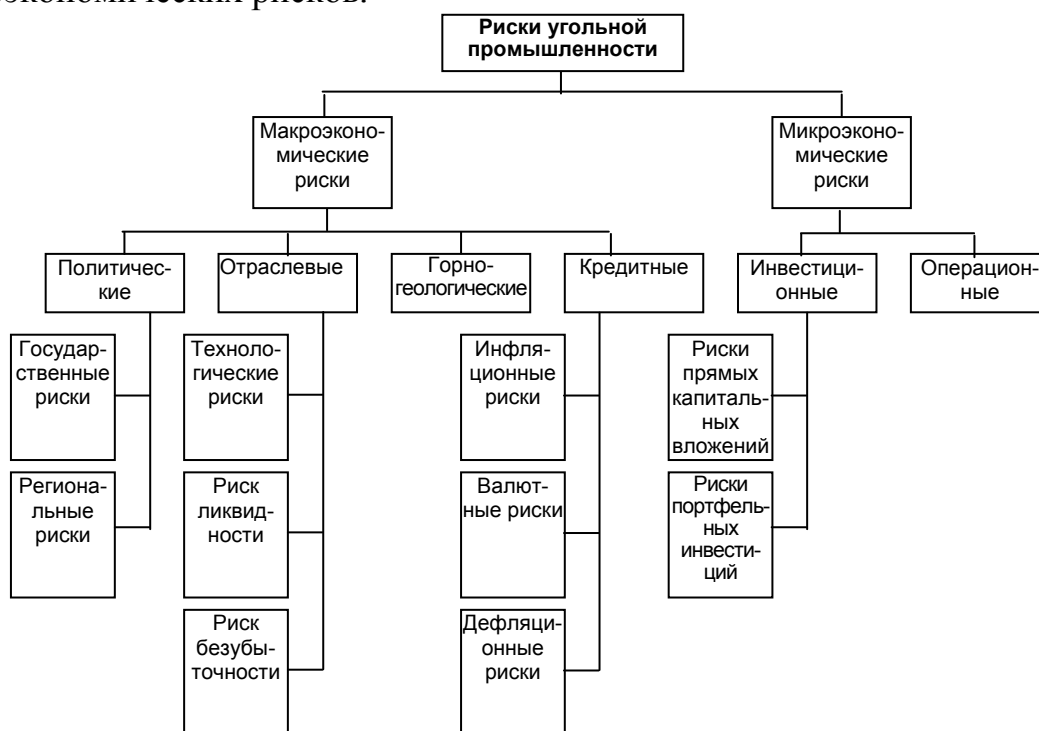


Рис. 3.1. Систематизация экономических рисков в горном производстве

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 отрабатываемых угольных пластов к внезапным выбросам, высыпаниям, горным ударам); непредсказуемые физико-технические свойства и устойчивость пород кровли и почвы отрабатываемых 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).

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).

Таблица 3.1.

Значения циклов качественного обновления ОПФ t^ в отраслях промышленности Украины в 1995 г. и их стандартного отклонения σ за 1985-1995 г. г.*

Отрасли промышленности	σ , лет	t^* , 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

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]:

$$C\Phi_n = \frac{C\Phi_{нсф}}{m^*} (m^* - n), \quad (3.13)$$

где $C\Phi_n$ - стоимость фондов;

$C\Phi_{нсф}$ - первоначальная стоимость фондов;

m^* - цикл качественного обновления;

n - возраст фондов.

Отсюда суммарная остаточная ликвидная стоимость фондов ($ОЛС\Phi$):

$$ОЛС\Phi = \sum_{n=1}^m C\Phi_n \quad (3.14)$$

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:

$$\begin{aligned}
 \frac{\sigma_{z_i}}{z_i} &= \frac{\sigma_{Q_i}}{Q_i} \cdot \frac{Q_i}{z_i} = \frac{\sigma_{Q_i}}{Q_i} \cdot \frac{Q_i}{\frac{Q_i}{z_i}} = \frac{\sigma_{Q_i}}{Q_i} \cdot z_i \Rightarrow \\
 \sigma_{z_i} &= \frac{\sigma_{Q_i}}{Q_i} \cdot z_i \cdot 100
 \end{aligned}$$

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:

A - до $\pm 15\%$, B - до $\pm 30\%$,

$C1$ - до $\pm 60\%$, $C2$ - до $\pm 90\%$,

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:

$$G = \max_i (\chi \min_j a_{ij} + (1 - \chi) \max_j a_{ij}) \quad (3.17)$$
$$0 \leq \chi \leq 1$$

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 , 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 нормальному, 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

$$\frac{\sum_{\in C} \% (1 - H_{\text{см}}) + \sum_{\notin C} \%}{K_{\text{заемный}}} \quad (3.19)$$

- для привилегированных акций

$$\frac{i_{\text{дис}}}{C_{\text{курс}}} = \frac{DIV}{C_{\text{курс}}} \quad (3.20)$$

- для обыкновенных акций

$$\frac{DIV}{C_{\text{курс}}} + \mu_{DIV}, \quad (3.21)$$

$$\frac{DIV}{C_{\text{курс}} - (N_0 - \alpha)} + \mu_{DIV} + \Delta, \quad (3.22)$$

$$\frac{E}{P} = \frac{\Pi_{\text{ч.на1}}}{C_{\text{курс}}}, \quad (3.23)$$

- для облигаций

$$\frac{i_{\text{куп}}}{1 - \alpha}, \quad (3.24)$$

$$\frac{i_{куп} + \frac{C_{ном} - C_{пок}}{T}}{\frac{C_{ном} - C_{пок}}{2}}; \quad (3.25)$$

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;

$C_{курс}$ - курсовая цена ценной бумаги;

μ_{DIV} - ожидаемый годовой темп прироста дивидендов, %;

Δ - рисковая премия;

$P_{ч.нал}$ - 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;

$C_{ном}$ - номинальная цена облигации;

$C_{пок}$ - 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):

$$\Pi = \Phi(\bar{B}, \bar{Z}, \bar{\mathcal{E}}) \rightarrow \max, \quad (3.26)$$

где B - вектор оптимизируемых технических характеристик;

Z - вектор природных характеристик месторождения;

\mathcal{E} - вектор оптимизируемых экономических характеристик.

$$B = B(V_k, n_0, h_3, n_n, n_v, L, X, F_j, T_{\text{подг}}), \quad (3.27)$$

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_l - число подэтажей в этаже;

$n_{л}$ - 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;

$T_{подг}$ - 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 -ом 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 \mathcal{E} 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. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ АНАЛИЗА ДАННЫХ ПРИ ГЕОФИЗИЧЕСКОМ МОНИТОРИНГЕ ГОРНОГО МАССИВА

4.1. Акустические методы контроля

Безопасность очистных и подготовительных работ в значительной мере зависит от состояния подземных выработок, соответствующих способов и средств управления горным давлением. Усложнение горнотехнической обстановки при разработке угольных пластов заставляет обращать внимание на проблему аномального поведения угольного массива и разработку специальных мероприятий, направленных на предотвращение аварийных ситуаций.

При этом возрастающее значение приобретает мониторинг горного массива (оперативный контроль и оценка состояния).

Учитывая цели мониторинга, он должен быть непрерывным во времени и технологичным в исполнении.

Это обстоятельство исключает применение методов контроля, основанных на измерении косвенных показателей с помощью шпуров, так как для проведения этих работ требуются дополнительные затраты труда и времени.

Большая роль в решении задач мониторинга горного массива принадлежит горной геофизике, дающей объективную информацию о состоянии массива горных пород. Основной задачей в этой области является оценка напряженно-деформированного состояния массива вблизи горной выработки.

Информация о состоянии массива обуславливает создание автоматизированных систем контроля и прогноза этого состояния. В связи с этим, наиболее перспективным представляется метод непрерывных наблюдений за акустической эмиссией угольных пластов, позволяющий

проводить исследования технологических процессов в очистных и подготовительных забоях.

При ведении очистных работ призабойная часть массива испытывает дополнительные периодические нагрузки от зависания и обрушения пород кровли.

В реальных условиях изменяются условия перераспределения напряжений, вызванные подвиганием забоя, а также происходит хрупкое разрушение, сопровождающееся выделением акустической энергии.

Таким образом, краевая часть пласта служит своеобразным датчиком изменения горного давления в призабойном пространстве очистного забоя, а носителем информации - *акустическая эмиссия (АЭ)*. Периоды повышенного уровня акустической эмиссии характеризуют усиление процессов трещинообразования.

Для безопасного ведения очистных и подготовительных работ необходимо выделить зоны массива с аномальными процессами трещинообразования.

Использование многопараметрового контроля позволяет повысить достоверность определения категории состояния массива пород, надежность прогноза, более глубоко вскрыть механизм явлений, происходящих в горном массиве.

В связи с этим, актуальной научной и практической проблемой является определение новых, нетрадиционных информативных признаков состояния горного массива на базе комплекса исследований АЭ, которые позволят установить закономерности изменения акустической эмиссии, новые зависимости между параметрами АЭ.

Эффективная и безопасная разработка угольных пластов, склонных к динамическим проявлениям горного массива, во многом зависит от степени управления технологическими процессами в забое, оказывающими влияние на напряженно-деформированное состояние горного массива в

краевой части пласта. Характер и интенсивность перераспределения напряженного состояния горного массива в зоне влияния горных выработок зависят от многих факторов, в том числе - от физико-механических характеристик вмещающих пород. Нарушенность и прочностные свойства горных пород, их изменение при ведении горных работ, степень устойчивости обнажений, характер процессов трещинообразования, расслоение кровли и др. являются определяющими факторами формирования напряжений в призабойной зоне очистного забоя.

Среди геофизических методов, успешно применяемых для исследования напряженно-деформированного состояния горного массива, наиболее эффективными являются акустические.

Они технологичны и информативны, позволяют оперативно контролировать состояние угольного пласта.

Научные исследования по применению этих методов при ведении горных работ широко проводятся во многих странах мира, в том числе в Украине, Китае, Японии, США.

Сейсмоакустический мониторинг горного массива применяется в нескольких разновидностях прогноза выбросоопасных зон по сейсмоакустической активности горного массива, является одним из основных видов прогноза, применяемым при разработке выбросоопасных пластов. Сейсмоакустические импульсы возникают при локальном разрушении угольного массива (предварительная стадия выброса или высыпания угля). Применяются пассивные и активные варианты сейсмопрогноза.

Пассивный сейсмоакустический метод прогноза

При пассивных вариантах интенсивность трещинообразования в массиве с достаточной надежностью характеризуется статистическим средним уровнем активности, вычисленном на 30-часовом интервале

усреднения. Постоянство этого уровня свидетельствует об устойчивом режиме эксплуатационного трещинообразования в угольном массиве. Монотонное снижение среднего уровня активности свидетельствует об упрочнении призабойной части массива или уменьшении действующих в нем напряжений.

Снижение прочности угля или повышение напряжений, вследствие увеличения горного давления или давления газа, приводит к росту трещинообразования и повышению сейсмоакустической активности пласта. Прогностическим признаком входа забоя в опасную по динамическим газопроявлениям зону является монотонное повышение среднего уровня активности АЭ в течение не менее чем двух суток подряд или появление хотя бы одного значения активности АЭ (N), превосходящего ее среднее значение в 4 раза и более. Опытным установлено, что в 97% случаев прогноз выбросоопасности дается на не менее чем 1 м вглубь массива до входа забоя в опасную зону. В 30% случаев газопроявление может возникнуть при работе на первом метре углубления в массив.

Сейсмоакустический метод прогноза является довольно чувствительным методом установления изменяющегося поля напряжений горного массива. Развитие сейсмоакустического метода идет по пути автоматизации идентификации сейсмоакустических импульсов, что дает возможность оперативного управления выемкой угля и породы.

Пассивный сейсмоакустический метод прогноза основан на регистрации и интерпретации сейсмоактивности импульса, возникающего в результате локальной разгрузки или пригрузки массива.

При пассивном сейсмоакустическом методе в аномальных зонах горного массива, сейсмопередатчики, регистрирующие импульсы АЭ, устанавливаются в скважинах (шпурах). Активность АЭ, обусловленная перераспределением горного давления и трещинообразованием, должна оцениваться для конкретных условий в зависимости от мощности пласта и

крепости слоев вмещающих пород, скорости подвигания забоя, способа управления горным давлением и газодинамических свойств опасного пласта.

Отсюда вытекают недостатки пассивного способа - низкий уровень применимости в подготовительных забоях; сложность разделения интенсивности импульсообразования, обусловленного технологией ведения горных работ и газодинамической активностью массива; большая сложность прямого определения, выявления и локализации мелкоамплитудных геологических нарушений и т.п.

Пассивный шахтный сейсмоакустический метод прогноза выбросоопасности с косвенным определением пространственного расположения мелкоамплитудных и структурных зон (изменение мощности выбросоопасного пласта на 15-20% от средней) применяется на угольных шахтах Украины, Германии, Китая, США, Франции и др.

Применение этого метода основано на известном факте, что до 90% всех внезапных выбросов угля и газа происходит в зонах структурной нарушенности угля, не дает достаточно полного представления о зонах нарушенности пластов: при детальной геологической разведке выявляются лишь 10-20% всех нарушений, а остальные нарушения вскрываются горными выработками.

В шахтах Китая и Японии датчики сейсмоимпульсов устанавливаются в скважинах длиной 10-15 м, пробуренных параллельно очистному забою, и закрепляются при помощи цемента, полиуретана и хлорвинила. Одновременно регистрируется интенсивность газоотдачи пласта в скважинах под воздействием приближающегося очистного забоя.

В США датчики сейсмоимпульсов для регистрации аномальных геогазодинамических явлений по динамике интенсивности АЭ устанавливаются на откаточных и вентиляционных штреках.

Несмотря на кажущуюся простоту и надежность, позволяющую прогнозировать опасные изменения состояния горного массива, сейсмоакустический метод прогноза выбросоопасности требует доработки.

До сих пор нет методики и достаточного объема экспериментальных данных для выделения из суммарной АЭ (N) интенсивности АЭ (N), обусловленной технологией ведения горных работ (взрывные работы, посадка основной кровли и др.).

Кроме того, этот метод малонадежен для прогноза выбросоопасности в подготовительных забоях. Причем, этот метод основан на ряде показателей, определяемых субъективно; например, величине интервала регистрации активности (в Украине эта величина равна 30 часам, в Германии - 16 часам, в Японии и Китае - 20 часам и т.д.).

Активный метод прогноза

При активном способе прогноза выбросоопасности в оконтуренном выработками угольном массиве (подготовленном к очистной выемке столбе пласта) сейсмоакустическим методом выявляются аномалии - локальные геологические и структурные изменения в опасном пласте. Для этого из откаточного штрека в угольный массив через 50-100 м по простиранию бурится серия взрывных скважин, а на вентиляционном штреке в некоторых пунктах (70-100 м по простиранию) устанавливается сейсмоакустическая аппаратура, определяющая скорость распространения сейсмоимпульсов, создаваемых взрыванием зарядов ВВ.

Сопоставляя скорости распространения импульсов от различных по местоположению зарядов, аппаратурой выявляются мелкоамплитудные геологические нарушения пласта и их ориентировочное местоположение.

Для оценки степени напряженного состояния угольного массива вблизи забоя замеряются сейсмические колебания массива в результате взрывания технологических зарядов ВВ, что позволяет судить о подготовленности (склонности) опасного пласта к внезапному выбросу при

обычных работах и дает возможность предвидеть надежность провоцирования выброса при сотрясательном взрывании.

Отдельные ученые считают, что длительность упругих колебаний после взрыва, составляющая 0,1-0,2 с, присуща неопасным по выбросам зонам горного массива, а более продолжительная (0,4-0,6 с) - вероятным зонам внезапных выбросов.

В Великобритании сейсмопрогноз применяется при ведении горных работ на угольных шахтах с регистрацией микроимпульсов в массиве впереди забоя выработки при помощи сейсмопередатчика, погружаемого в заполненную водой скважину и соединенного с регистратором (магнитофон, компьютер), записывающим импульсы частотой 150-4500 Гц, или пьезоаксельрометра, закрепленного на конце буровой штанги, оставленной в скважине, который подключается к измерителю уровня интенсивности с октавным полосовым импульсом, что позволяет определить импульсы в диапазоне частот 31,5-31500 Гц.

На французских шахтах выбросоопасность угольных пластов (природная газоносность до 13 м³/т) определяется по эмпирическому показателю *S*. Для этой цели у почвы или кровли пласта устанавливается сейсмопередатчик для регистрации сейсмоакустических колебаний после взрывных работ. Длительность записи колебаний - 30 с. Обычно колебания газоносного массива после взрывных работ длятся 2-3 с. В выбросоопасных зонах наблюдаются дополнительные колебания (регистрируется повышенная сейсмоактивность).

Если число взрываний, после которых наблюдается повышенная сейсмоактивность, составляет более 10%, то зона пласта считается выбросоопасной.

Применение сейсмопрогноза более успешно для прогноза горных ударов, чем для выбросов.

Контроль последовательности выполнения технологических процессов

Контроль последовательности выполнения технологических процессов в очистных и подготовительных забоях (КТ) с использованием звукоулавливающей аппаратуры (ЗУА) осуществляется с целью:

- оперативной остановки выемочной машины в очистном забое при нарушении принятой регламентации выполнения технологических процессов (выполнения процессов, не подлежащих совмещению, и отступления от графика организации работ);
- контроля выполнения противовыбросных мероприятий;
- использования сейсмоинформации при расследовании аварий, связанных с газодинамическими и динамическими проявлениями горного массива.

КТ применяется как совместно с текущим прогнозом выбороопасности по акустической эмиссии, оперативным управлением интенсивностью выемочных работ, так и при их отсутствии.

Способ контроля последовательности выполнения технологических процессов и оперативного воздействия на выемочные машины и проходческие комбайны базируется на сейсмоакустическом мониторинге с использованием ЗУА. На рис. 4.1 и 4.2 представлены схемы установки передающих блоков.

КТ распространяется на призабойную часть угольного массива в пределах радиуса действия передатчика.

Шахтная служба прогноза, контролирующая последовательность выполнения технологических процессов в очистных и подготовительных забоях, оборудуется:

- аппаратурой дистанционного отключения выемочной или проходческой машины;
- двухсторонней прямой телефонной связью между дежурным оператором прогноза и машинистом машины.

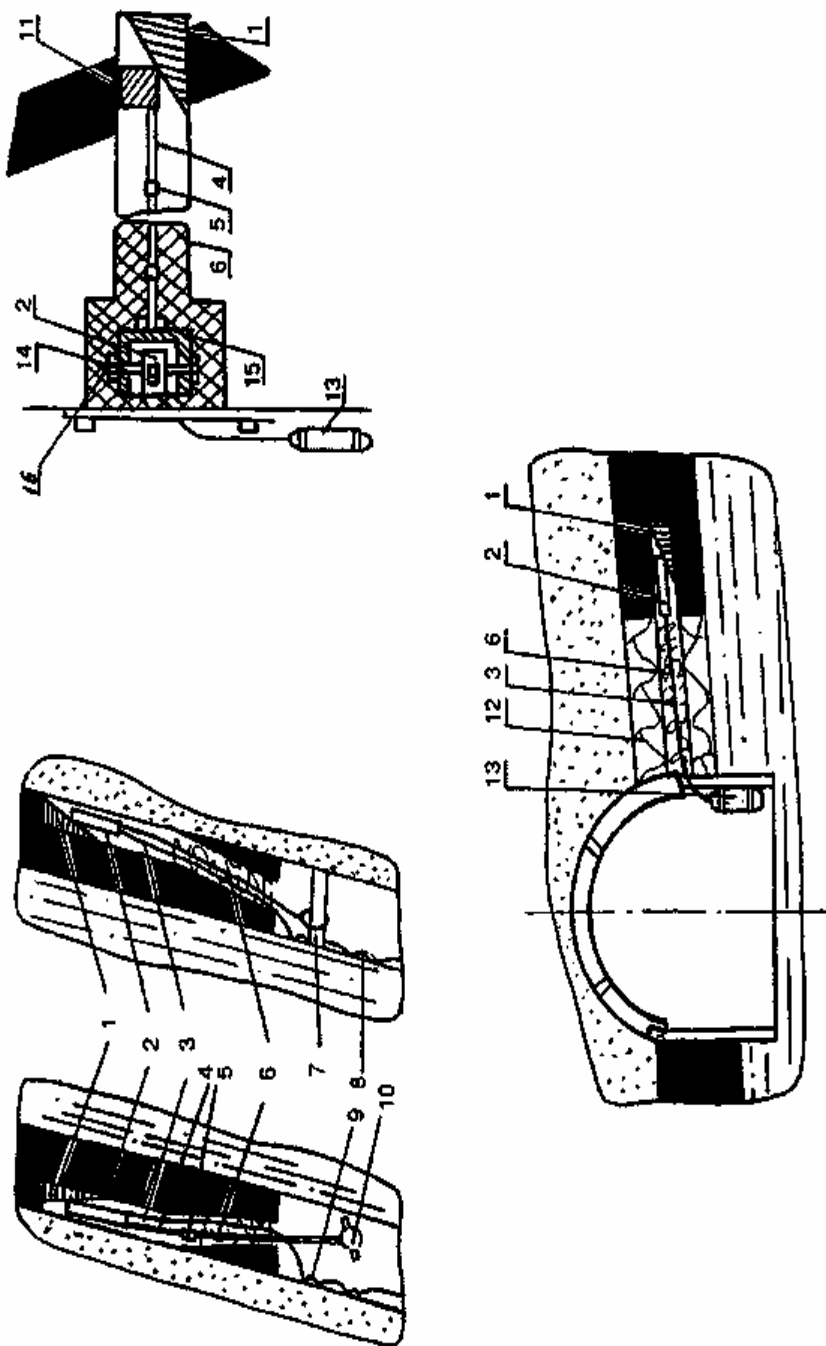


Рис. 4.1. Схема установки сейсмопередатчиков в шпуре:

- 1 – обратный клин; 2 – передатчик; 3 – кабель; 4 – трубодосылатель;
 5 – соединительная муфта; 6 – звукоизолирующий материал; 7 – стойка;
 8 – трос; 9 – крепление кабеля; 10 – сверло; 11 – имитатор; 12 – зона
 отжатого угля; 13 – подземный блок; 14 – стопорный винт;
 15 – удерживатель; 16 – предохранительная пластина

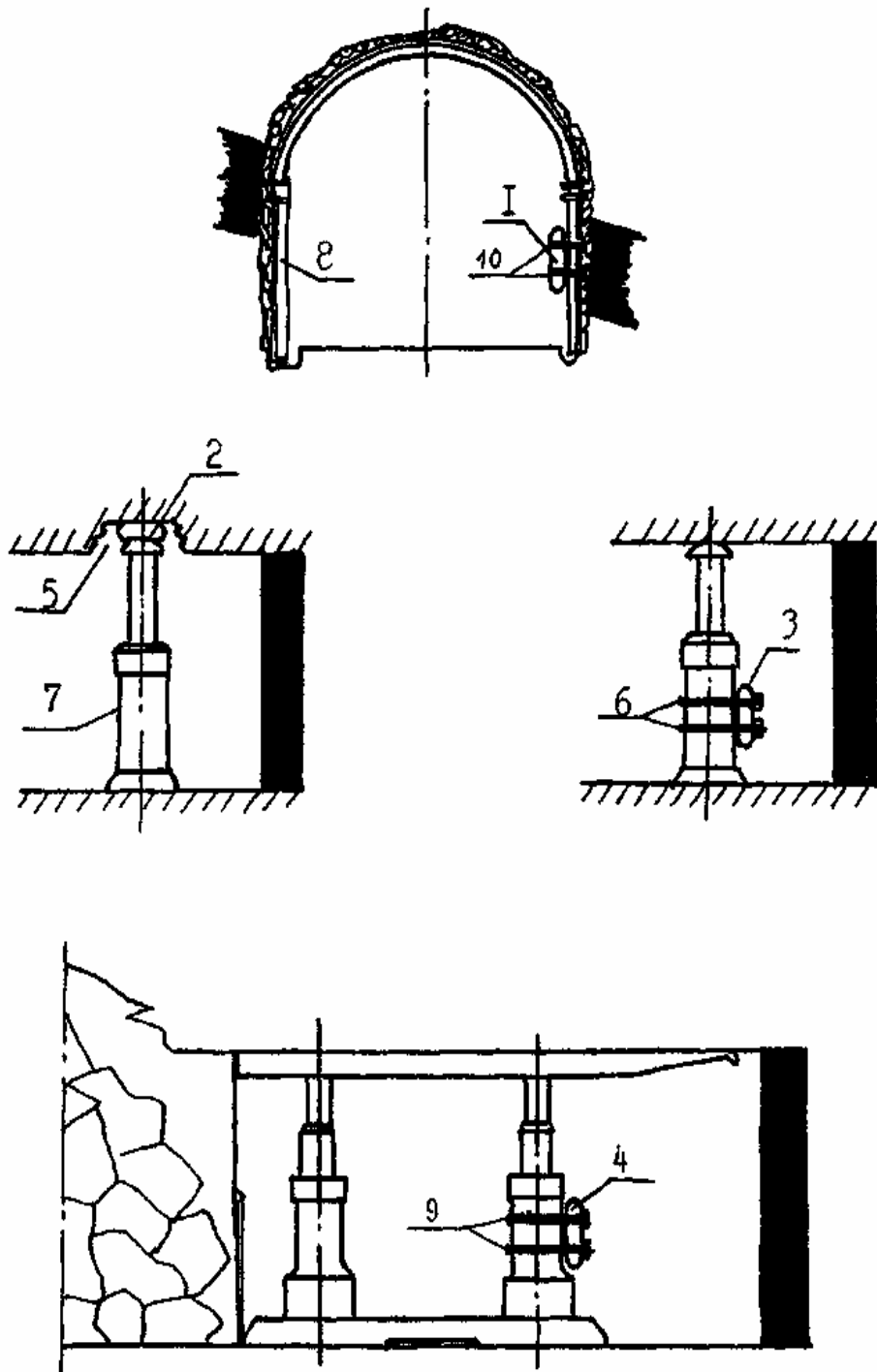


Рис. 4.2. Схема установки сейсмопередатчиков на элементах крепи:
 1, 2, 3, 4 - блоки ЗУА; 5 - "лунка" 0,2x0,3 м; 6, 9, 10 - скобы;
 7 - цилиндр стойки; 8 - стойка металлоарочной крепи

Дежурный оператор выполняет:

- контроль графика организации работ на участке;
- распознавание и регистрацию звуковых образов (сейсмоинформация записывается регистратором и заносится в журнал регистрации АЭ каждые 10 мин.);
- запись результатов контроля целостности линий связи на регистратор и в журнале регистрации активности АЭ;
- сообщает горному диспетчеру шахты о нарушении регламентации выполнения технологических процессов и др.

На рис. 4.3 и 4.4 приведены типовые технологические схемы размещения звукоулавливающей аппаратуры при разработке пологих и крутых угольных пластов, склонных к ГДЯ, с применением сейсмоакустического мониторинга горного массива.

4.2. Сейсмоакустический метод прогноза динамических проявлений горного давления на шахтах Донбасса

Физические предпосылки. Метод основывается на экспериментально установленном явлении развития системы трещин в краевой части угольного пласта при пригрузках, превышающих предел прочности угля. Интенсификация процесса трещинообразования, сопровождающегося акустической эмиссией, соответствует формированию в забое горной выработки ситуации, опасной по проявлениям газодинамической активности угольного пласта.

Методика прогноза таких ситуаций предусматривает практические приемы сбора, трансляции и регистрации информации об акустической эмиссии горного массива, порядок оценки и экстраполяции характеристик состояния его призабойной части, правила принятия решений и их технологической реализации.

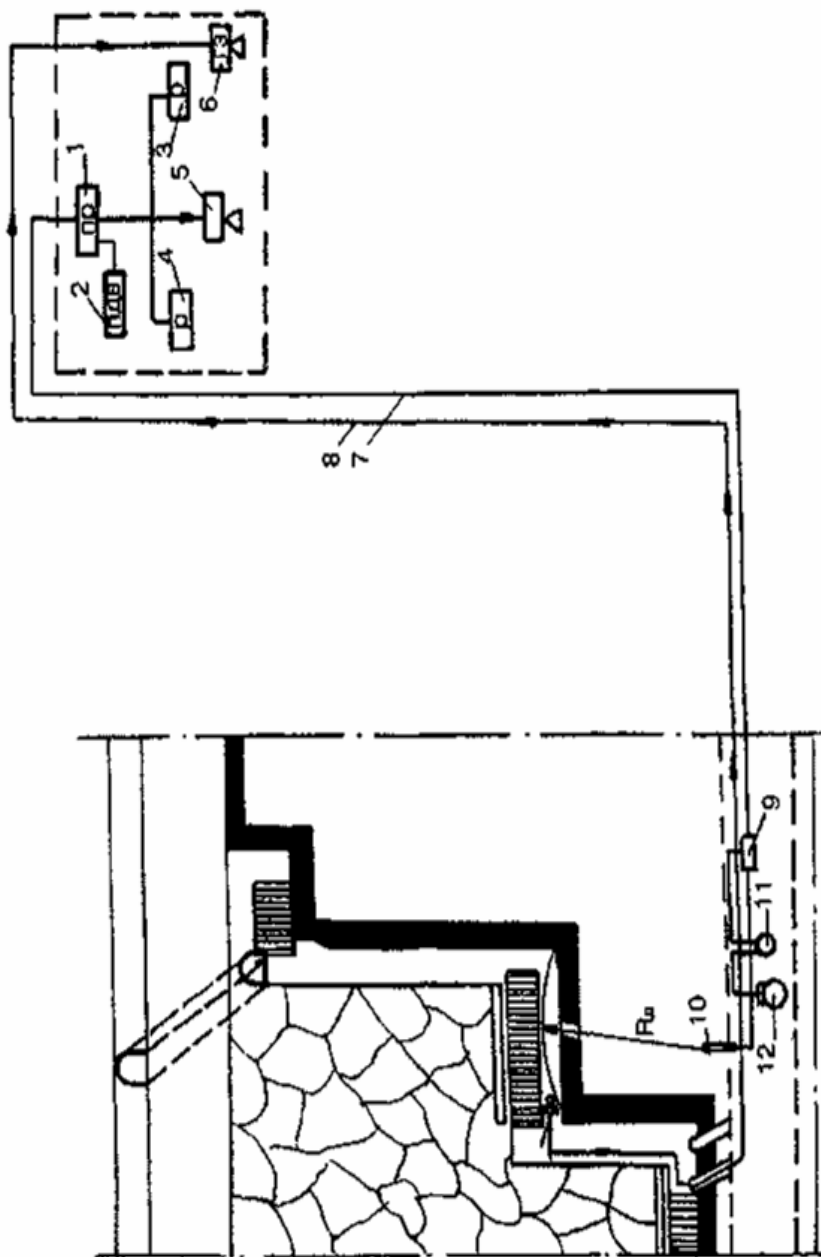


Рис. 4.3. Технологическая схема размещения аппаратуры СМ при разработке крутых угольных пластов, склонных к ГДЯ, с применением сейсмоакустического мониторинга горного массива:

- 1 – приемный блок; 2 – пульт дистанционного отключения; 3,4 – регистраторы; 5 – динамик; 6, 13 – аппарат громкоговорящей связи; 7 – линия связи аппаратуры ЗУА; 8 – линия громкоговорящей связи; 9 – тройник; 10 – передатчик; 11 – аппарат дистанционного отключения; 12 – магнитный пускатель машины.

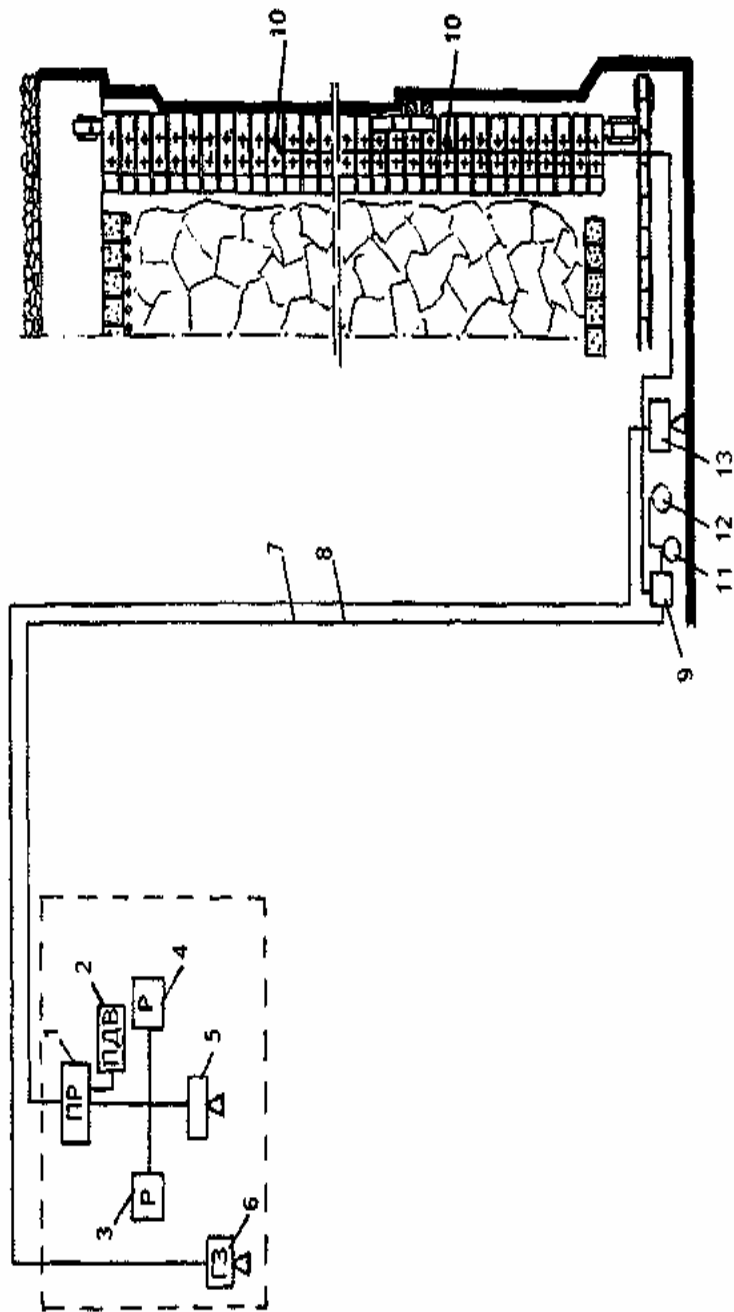


Рис. 4.4. Технологическая схема размещения аппаратуры СМ при разработке пологих угольных пластов, склонных к ГДЯ, с применением сейсмоакустического мониторинга горного массива;

- 1 - приемный блок; 2 - пульт дистанционного отключения; 3, 4 - регистраторы; 5 - динамик;
- 6, 13 - аппарат громкоговорящей связи; 7 - линия связи аппаратуры ЗУА; 8 - линия громкоговорящей связи; 9 - тройник; 10 - сейсмодатчик; 11 - аппарат дистанционного отключения;
- 12 - магнитный пускатель выемочной машины

Для получения исходной информации разработана звукоулавливающая аппаратура (ЗУА), состоящая из датчика вибраций 1, передающего блока 2, канала связи 3, приемного блока 4, регистрирующих и воспроизводящих устройств 5. Структурная схема аппаратуры приведена на рис. 4.5. В настоящее время в эксплуатации находятся несколько видов ЗУА, в том числе -ЗУА-98, ЗУА-Украина и ЗУА-6.

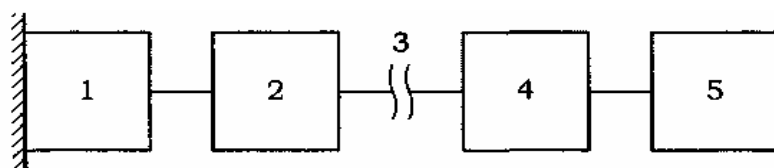


Рис. 4.5. Структурная схема ЗУА

Пример типового размещения аппаратуры в горных выработках представлен на рис. 4.6. Конкретные способы и схемы сейсмопередатчиков зависят от горно-геологических условий и должны обеспечивать максимально возможную контролируемую зону.

Помимо вибраций, сопровождающих трещинообразование, аппаратура регистрирует вибрации, возбуждаемые технологическими процессами. Эти вибрации воспринимаются как мешающие сигналы, затрудняющие селекцию сейсмоимпульсов, число которых в единицу времени (активность) является основным количественным параметром акустической эмиссии.

Уровень и состав помех таковы, что задача селекции звуковых образов с помощью технических средств ни в Украине, ни за рубежом не решена до настоящего времени. Селекцию звуковых образов ведут специально обученные операторы. Помимо операторов, в штат службы прогноза входят электрослесари, обслуживающие подземную часть аппаратуры. Приемно-регистрирующая часть аппаратуры размещается в специально оборудованном помещении.

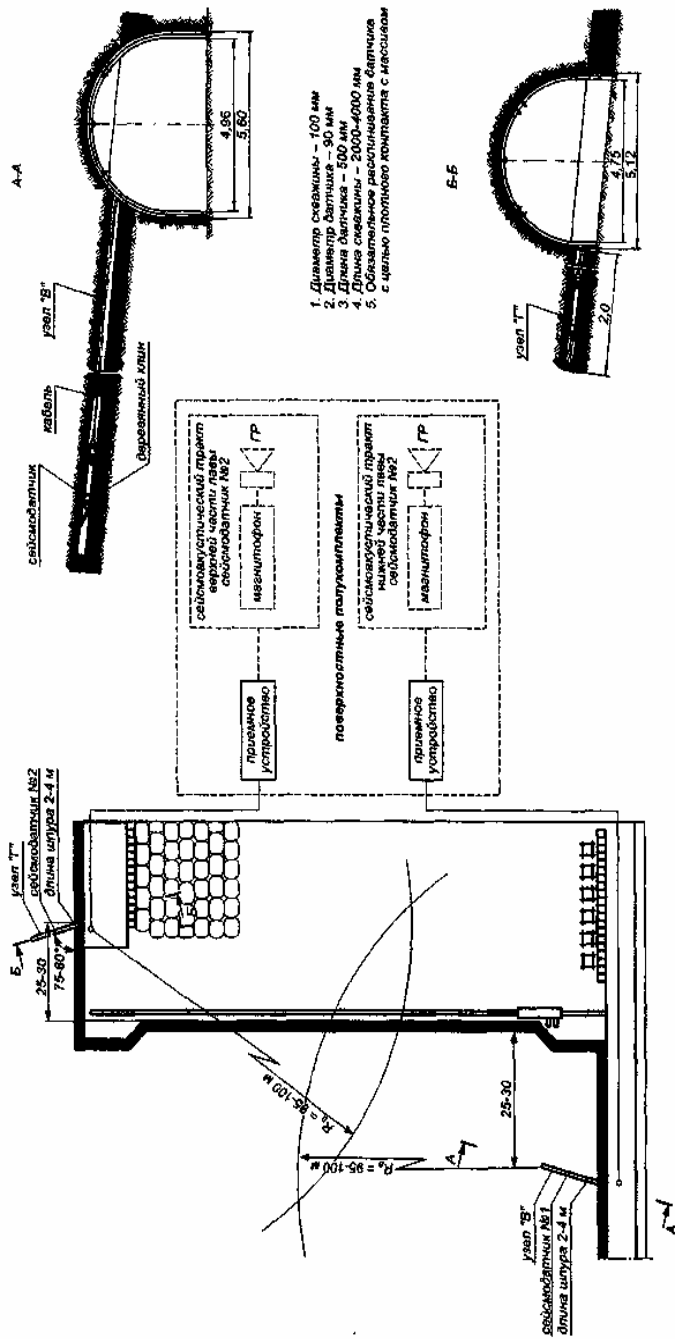


Рис. 4.6. Типовая схема размещения ЗУА

Результаты наблюдений за активностью акустической эмиссии (АЭ) - количеством импульсов эмиссии в единицу времени - являются основой для последующих расчетов всех видов прогноза, отличающихся между собой правилами построения прогнозных кривых.

Алгоритм расчета прогноза состоит из следующих основных операций:

- из всех наблюдаемых значений активности АЭ выбираются те, которые по принятым теоретическим представлениям отражают вид прогнозируемой опасности (например, при прогнозировании опасности обрушения угля к учету принимают часовую активность, зарегистрированную при выемочных работах - реакцию пласта на технологическое воздействие; при прогнозе возможных обрушений пород используют активность при отсутствии выемочных работ - реакцию пласта на усиленный нажим зависших подработанных пород);

- с помощью специальных приемов математической статистики выделяют периоды существенного изменения акустической эмиссии, которые наглядно прослеживаются на графике, называемом прогнозным (рис. 4.7);

- по прогнозному графику, отражающему изменение во времени средних значений активности, принимается статистическое решение об отнесении ситуации к классам "опасно" или "спокойно"; для принятия решения используются два критерия, позволяющих заранее учесть как устойчивое увеличение активности (критерий "двух точек"), так и кратковременные признаки изменения режима третинообразования (критерий "критического превышения"). Как показывает опыт применения сейсмопрогноза, прогнозные графики, построенные за длительные промежутки наблюдений, фиксируют периодический характер изменения акустической эмиссии, связанный с подработкой вмещающих пород (80%),

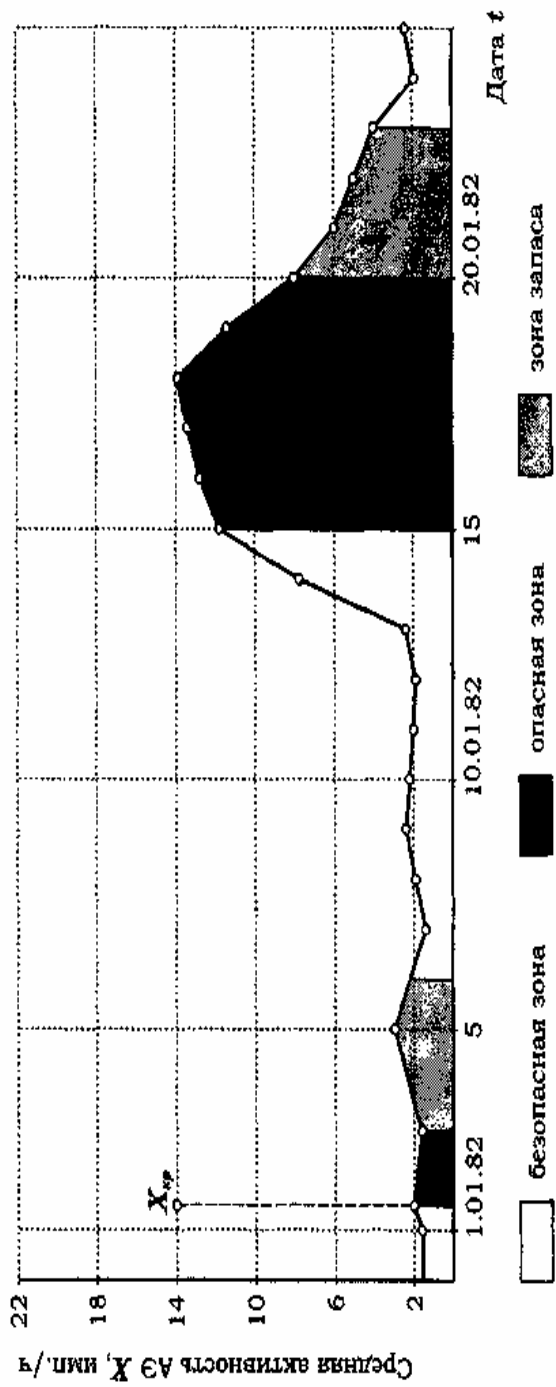


Рис.4.7. Прогнозный график

с изменением свойств пласта (5%) и обусловленный влиянием горных работ на смежных пластах (15%).

Достоверность сейсмоакустического прогноза

В зоне действия звукоулавливающей аппаратуры за весь период прогнозирования произошло свыше 500 динамических явлений, в том числе: связанных с проявлением только горного давления - 117 (обрушений угля - 38, обрушений пород - 79); с газодинамической активностью пластов - 383 (выбросов - 237, внезапных высыпаний - 137, выдавливаний и отжимов угля - 9).

Из 383 газодинамических явлений в спрогнозированных опасных зонах произошло 353 явления или 92,9%.

Двадцать пять явлений (7,8%) произошло при прогнозе "безопасно", в том числе 5 (1,4%) - из-за нарушения технологии ведения горных работ и 17 (4,83%) - из-за нарушения технологии ведения сейсмопрогноза (рис. 4.8).

За время промышленного применения сейсмопрогноза выдано свыше 300 тысяч прогнозов "безопасно". Таким образом, вероятность ошибки по статистике выданных прогнозов не превышает десятой доли процента, а по статистике происшедших явлений она не выше 1%.

Опережение прогнозом реальной опасности газодинамического явления составляет 4 м (рис. 4.9). Перечисленные статистические характеристики прогноза позволили внедрить технологию его использования, которая сводится к тому, что в прогнозируемых безопасных зонах (80-90% годового подвигания) отработка выбросоопасных пластов ведется без применения каких-либо противовыбросных мероприятий или ограничений в режиме выемочных работ.

Объем применения. В настоящее время сейсмоакустические службы прогноза действуют на 32 шахтах. С применением звукоулавливающей аппаратуры в течение 2002 года обрабатывалось 210 очистных забоев (396 каналов связи), проходило 40 подготовительных и 68 нарезных выработок.

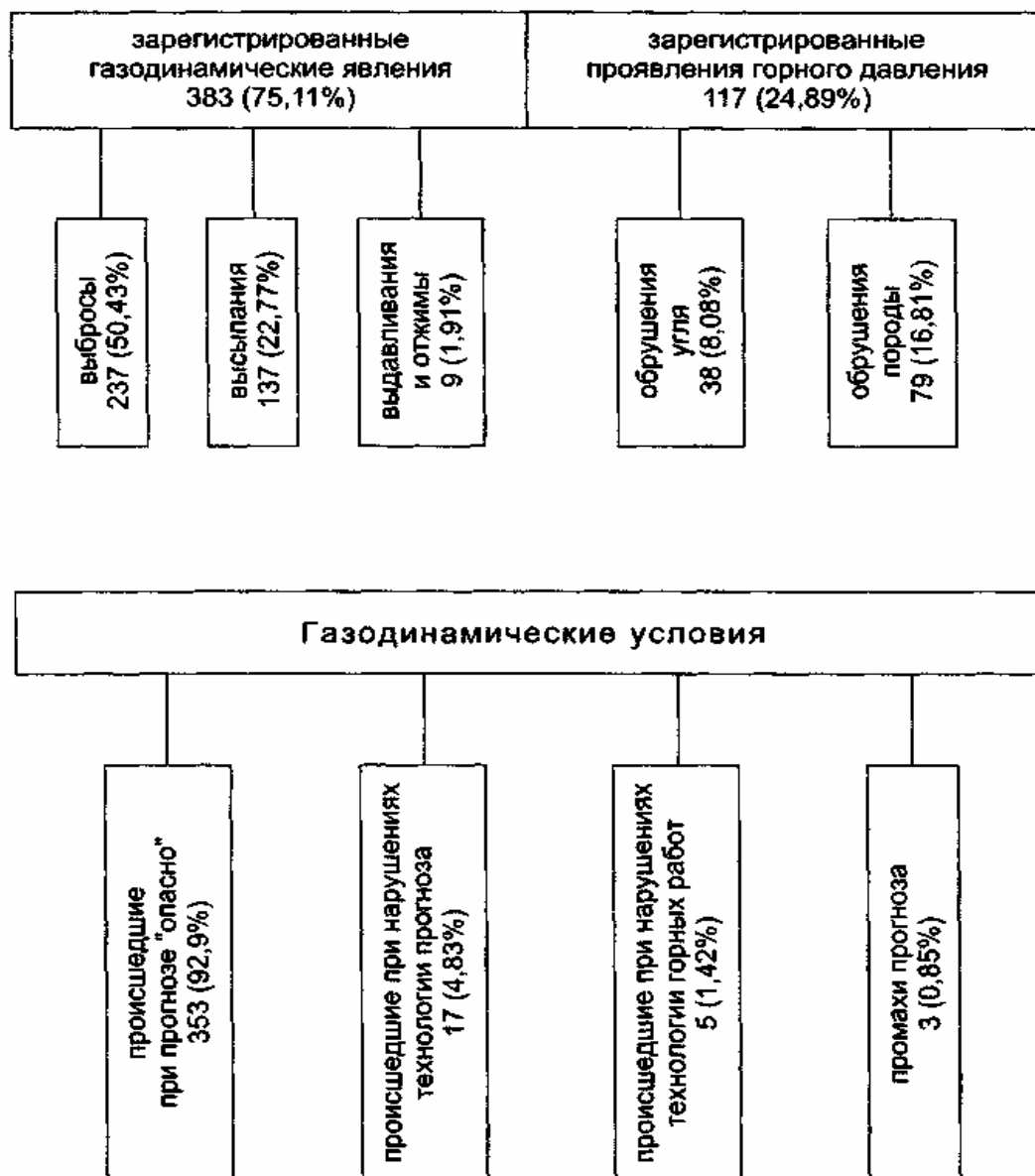


Рис. 4.8. Распределение зарегистрированных газодинамических явлений по типам явлений и прогнозируемым зонам

Общее подвигание очистных забоев составило 46 км, из них без применения противовыбросных мероприятий - 93%. Подготовительными и нарезными выработками пройдено 7 км, все без применения локальных мероприятий.

Звукоулавливающая аппаратура на вахтах применяется не только для прогноза выбросоопасных зон в очистных выработках, но и для других видов сейсмомониторинга.

Институтом ДонНИИ разработан метод прогноза выбросоопасных зон в подготовительных и нарезных выработках. С этим прогнозом пройдено свыше 80км подготовительных и нарезных выработок, из них противовыбросные мероприятия применялись на протяжении лишь 1,8 км. В настоящее время разрабатывается метод прогноза для механизированных подготовительных забоев.

В 80-е годы прошлого столетия разработан прогноз опасных проявлений горного давления для лав, обрабатывающих крутые пласты с трудно управляемыми боковыми породами. Метод применялся в 158 лавах.

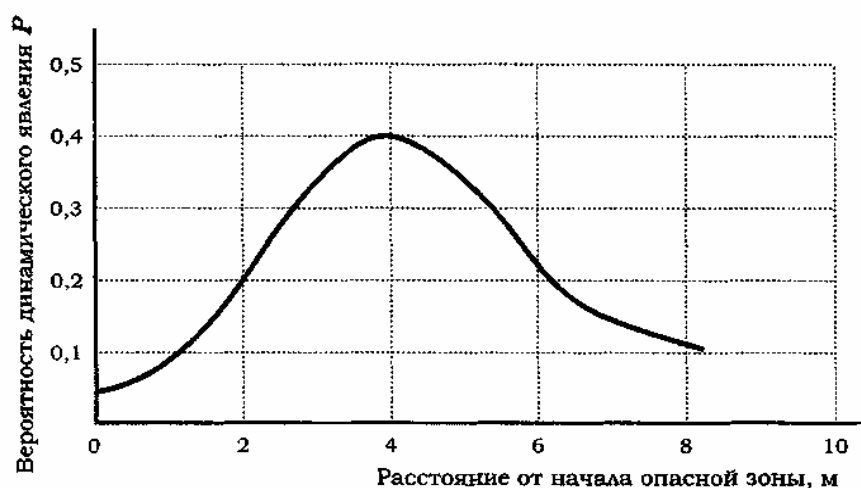


Рис. 4.9. опережение прогнозом реальной опасности газодинамических явлений

В этот же период разработан метод прогноза опасных проявлений горного давления в лавах на пологих пластах.

Перечень задач, решаемых с помощью ЗУА, не исчерпан и планируется его дальнейшее расширение.

Перспектива развития метода. В ДонНИИ в области сейсмопрогноза ведутся исследовательские работы в двух основных направлениях. Первое направление - упрощение системы прогнозирования за счет:

- автоматизации селекции сейсмоимпульсов;
- использования возможностей активных методов зондирования.

В настоящее время в Донбассе обслуживанием звукоулавливающей аппаратуры занято 388 человек, в том числе - 268 операторов, имеющих специальную подготовку по приемам субъективной селекции сейсмоинформации. Одним из перспективных путей улучшения технологичности метода и повышения за счет этого его надежности (5% ошибок) является путь автоматизации распознавания и счета сейсмоимпульсов.

Работы по автоматизации тесно сопряжены с модернизацией приемопередающей аппаратуры, поскольку опознавание звукового образа неразрывно связано с динамическим и частотным диапазонами сигналов. Применяемая в настоящее время аппаратура ЗУА-6 морально устарела, так как выпускается серийно с 1990 года, и ее принципиальные схемы построены на элементной базе, снятой радиопромышленностью с производства. Разработки более современной аппаратуры ЗУА-Украина заводами не освоены.

Принципиально новым решением в развитии сейсмоакустического метода являются разработки активного метода зондирования массива искусственными сигналами. Реализация этого направления позволяет значительно упростить методику наблюдения и прогнозирования за счет

исключения необходимости непрерывного контроля массива звукоулавливающей аппаратурой.

Второе направление - разработка технологических приемов, исключающих возможность создания опасных ситуаций в забоях. Исследованиями, выполненными по результатам контроля акустической эмиссии, установлено, что применив оперативное управление интенсивностью выемочных работ под контролем звукоулавливающей аппаратуры, можно снизить число опасных ситуаций в забое и предотвратить опасность реализации газодинамического явления. Применение этого метода позволяет повысить на 30-40% нагрузки на очистной забой, по сравнению с периодом применения локальных мер или особых режимов ограниченного подвигания. Одновременно с решением этих основных задач ведутся исследования, направленные на разработку методов долгосрочного прогноза, прогноза горных ударов, прогноза непосредственно выбросов ("быстрый прогноз") и др.

4.3. Статистические методы исследования колебаний активности акустической эмиссии

Исследование закона распределения

Основными вероятностными характеристиками случайного процесса $N(t)^*$ активности акустической эмиссии (АЭ) является функция распределения $F(x)^*$ и плотность вероятности $f(x)$.

Функция распределения характеризует статистические свойства процессов и определяет вероятность того, что значение случайной величины X (ордината процесса) не превысит конкретного значения x :

$$F(x) = P(X \leq x), \quad (4.1)$$

где P - обозначение вероятности.

Так как плотность вероятности и функция распределения связаны известными соотношениями:

$$F(x) = \int_{-x}^x f(x)dx \quad (4.2)$$

$$f(x) = F'(x), \quad (4.3)$$

где $f(x)$ – дифференциальная функция;

$F(x)$ – интегральная функция.

Аналогично равенству (4.1) выражение:

$$1 - F(x) = \int_{-x}^x f(x)dx = P(X \geq x) \quad (4.4)$$

определяет вероятность превышения случайной величиной X значения x .

Если речь идет о случайном процессе $X(t)$, то произведем:

$$T \cdot F(x_1) = T \cdot \int_{-x_1}^{x_1} f(x)dx \quad (4.5)$$

определяется общее время, в течение которого ордината процесса X будет иметь значение не более x_1 , при наблюдении процесса в течение периода T .

Из выражения:

$$T \cdot [1 - F(x_1)] = T \cdot \int_{x_1}^x f(x) \quad (4.6)$$

определяется время, в течение которого $x \geq x_1$ за период T .

Например, если $T = 24$ часа, а $F(n)$ - функция распределения процесса $N(t)$, то $T \cdot [1 - F(a)]$ равно общему времени превышения активности допустимого уровня $n' = a$ в течение суток.

В связи с этим, изучение функции распределения случайной величины $N(t)$ является первостепенной задачей.

В практическом отношении, при изучении функции распределения случайной величины, встает вопрос: является она нормальной или нет.

В первом случае, изучение процесса значительно упростится, так как представляется возможность использовать готовый, хорошо разработанный математический аппарат.

Во втором случае, возможны значительные математические трудности и первая из них - описание самой функции распределения. Плотность вероятности нормального распределения случайной величины X описывается уравнением:

$$f(x) = \frac{1}{\sqrt{2 \cdot \pi \cdot \sigma_x}} \cdot e^{-\frac{(x-m_x)^2}{2\sigma_x^2}}, \quad (4.7)$$

где m_x - математическое ожидание величины X ;

σ_x - ее среднеквадратичное отклонение.

Введением новой переменной

$$z = \frac{x - m_x}{\sigma_x} \quad (4.8)$$

в формулу (4.7) получим выражение:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma_x} \cdot \frac{1}{\sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot e^{-\frac{z^2}{2}} \quad (4.9)$$

Причем, преобразование по формуле (4.8) называется нормированием, а величина z - нормированным значением случайной величины.

Функция:

$$\varphi(z) = \frac{1}{\sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot e^{-\frac{z^2}{2}} \quad (4.10)$$

является плотностью вероятности нормированного нормального распределения ($m = 0, \sigma = 1$) и называется функцией Гаусса.

Плотность вероятности нормального распределения выражается с помощью функции Гаусса:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma_x} \cdot \varphi(z).$$

(4.11)

Вероятность принятия значения в заданных пределах от x_1 до x_2 для любой нормально распределенной величины X выражается формулой:

$$P(x_1 \leq X \leq x_2) = \frac{1}{\sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot \int_{z_1}^{z_2} e^{-\frac{z^2}{2}} dz \quad (4.12)$$

где $z_1 = \frac{x_1 - m_x}{\sigma_x}; z_2 = \frac{x_2 - m_x}{\sigma_x}$.

Вычисление этого выражения сводится к функции Лапласа, которая выражается равенством:

$$\Phi(t) = \frac{1}{\sqrt{2 \cdot \pi}} \cdot \int_0^t e^{-\frac{z^2}{2}} dz \quad (4.13)$$

Подставляя выражение (4.13) в равенство (4.12), получаем формулу:

$$P(x_1 \leq X \leq x_2) = \Phi(z_2) - \Phi(z_1), \quad (4.14)$$

по которой вероятность попадания X в заданные пределы вычисляется с помощью таблицы функции Лапласа. В частности, так как $\Phi(\infty) = 1/2$, то для вероятности превышения нормальной случайной величины X некоторого значения x , получаем выражение:

$$P(X \geq x_1) = \frac{1}{2} - \Phi(z_1). \quad (4.15)$$

Числовые параметры функции распределения определяются путем математической обработки результатов определения активности АЭ в пределах радиуса действия сейсмопередатчика. Счет сейсмоимпульсов выполняется в течение длительного времени через равные промежутки времени. При изучении процесса изменения активности АЭ принята методика, согласно которой наблюдение на участке ведется в течение трех суток с определением средней активности АЭ через каждый час. Дискретная запись процесса $N(t)$ находит отражение в журнале регистрации активности АЭ.

Промежуток времени Δt между значениями активности АЭ называется интервалом или шагом квантования процесса. По данным определения активности АЭ — x_1, x_2, \dots, x_n определяются числовые характеристики функции распределения. Нормальный закон распределения случайной

величины (4.7) в полной мере определяется двумя числовыми параметрами: математическим ожиданием m_x и дисперсией $D_x = \sigma_x^2$.

Эти величины вычисляются по формулам:

$$m_x \approx \bar{x} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n x_i, \quad (4.16)$$

$$D_x \approx \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n x_i^2 - \bar{x}^2 = \bar{x}^2 - x^2, \quad (4.17)$$

где n - общее число измерений;

$x_i (i = 1, 2, \dots, n)$ - значения случайной величины.

В практических вычислениях более удобной характеристикой разброса является среднеквадратичное отклонение, вычисляемое по формуле:

$$\sigma_x = \sqrt{D_x}. \quad (4.18)$$

При отличии фактического распределения от нормального приходится вводить дополнительные числовые параметры (коэффициент асимметрии A и коэффициент крутости E). В общем случае распределение вероятности случайной величины характеризуется совокупностью начальных и центральных моментов распределения. Начальный момент определяется из выражения:

$$V_s = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n x_i^s. \quad (4.19)$$

Отклонение случайной величины от ее математического ожидания называется центрированным значением случайной величины и обозначается

$$\dot{X} = X - m_x. \quad (4.20)$$

Центральный момент s -го порядка равен математическому ожиданию s -ой степени центрированного значения случайной величины и вычисляется по формуле:

$$\mu_s = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n (x_i - m_x)^s \quad (4.21)$$

Числовые параметры функции выражаются через моменты распределения. В частности, математическое ожидание - есть начальный момент первого, а дисперсия - центральный момент второго порядка. В практике используются также моменты третьего и четвертого порядка, через которые выражаются коэффициенты асимметрии и эксцесса:

$$A = \frac{\mu_3}{\sigma_x^3}, \quad (4.22)$$

$$E = \frac{\mu_4}{\sigma_x^4} - 3. \quad (4.23)$$

Если коэффициенты A и E существенно отличаются от нуля, то это указывает на значительное отличие фактического закона распределения от номинального.

Моменты распределения по экспериментальному материалу удобно вычислять в условных единицах с помощью таблиц. Для этого составляется интервальный ряд измененных значений случайной величины. Если известен ряд последовательных значений активности АЭ: $x_1, x_2, x_3, \dots, x_n$, то можно выбрать из них наименьшее x_{min} и наибольшее x_{max} значения. Разность $x_{max} - x_{min}$ характеризует диапазон колебаний активности АЭ. Этот диапазон разбивается на ряд интервалов шириной:

$$\Delta C = (x_{max} - x_{min})/b \quad (4.24)$$

где b - число интервалов; это число может быть вычислено по формуле:

$$b = E_1 \cdot (1 + 3,32 \cdot \lg d), \quad (4.25)$$

где d - число замеров;

E - символ целой части числа.

Расчетные значения по данным шахты им. Дзержинского ПО «Дзержинскуголь» приведены в табл. 4.1. Во второй колонке $\sum m_i = n$ в колонке 3 проставлены эмпирические вероятности принятия случайной величиной значения в данном интервале, которые называются частостями и определяются из выражения:

$$P_i = \frac{m_i}{m}. \quad (4.26)$$

При этом следует иметь в виду, что $\sum P_i = 1$. В колонке 4 проставляется условная последовательность равноотстоящих чисел. Колонки 5-8 служат для вычисления моментов распределения первого-четвертого порядка в условных единицах. В колонке 9 записываются накопленные частоты, то есть суммы частот от первого интервала до данного. Эти числа равны количествам значений активности АЭ, меньших верхней границы данного интервала или нижней границы следующего. Они относятся не к интервалам, а к границам между ними, что отражается их расположением в таблице. В следующей колонке записываются отклонения накопленных частот к общему числу данных активности АЭ, то есть накопленные частоты, которые равны эмпирическим вероятностям того, что активность примет значение не более соответствующего n' , равных границе между двумя данными интервалами.

Таблица 4.1.

Данные исследований функции распределения активности АЭ по ш. им. Дзержинского ПО "Дзержинскуголь"

Границы интервалов активности АЭ, N^*	Частоты в интервалах, m_i	Частоты, P_i	Условные единицы, e_i	$m_i e_i$	$m_i e_i^2$	$m_i e_i^3$	$m_i e_i^4$	Накопленные частоты, i	Эмпирические вероятности, $F_3(N^*)$	Эмпирические плотности распределения $f_3(N^*)$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
0-1	16	0,008	-4	-64	256	-1024	4096	16	0,008	0,040
1-2	53	0,026	-3	-159	477	-1431	4293	69	0,033	0,130
2-3	227	0,110	-2	-454	908	-1816	3632	296	0,143	0,550
3-4	773	0,375	-1	-773	773	-773	773	1069	0,516	1,875
4-5	699	0,340	0	0	0	0	0	1768	0,858	1,700
5-6	190	0,092	1	190	190	190	190	1958	0,951	0,460
6-7	59	0,029	2	118	236	472	944	2017	0,979	0,140
7-8	25	0,012	3	75	225	675	2025	2029	0,991	0,060
8-9	12	0,006	4	48	192	768	3072	2041	0,997	0,030

9-10	4	0,002	5	20	100	500	2500	2045	1,000	0,015
	2058	1,000		-999	3357	-2439	21525	–	–	5,000

Числа колонки 10 вычисляются по формуле:

$$F_y(n^{*}) = \frac{N_i}{n} \quad (4.27)$$

и являются ординатами эмпирической функции распределения. Числа колонки 11 вычисляются по формуле:

$$f_y(n^{*}) = \frac{m_i}{n \cdot \Delta C} \quad (4.28)$$

где ΔC - ширина интервала.

Эти числа определяют средние эмпирические плотности вероятности соответствующих интервалов.

Анализ данных табл. 4.1 приведен ниже, а пока отметим особенности изучаемого вопроса.

Прежде всего, нужно учесть, что нет смысла исследовать вероятностные характеристики процесса $N(t)$ для каждого участка в отдельности, так как это, во-первых, трудоемко, во-вторых, перенесение полученных результатов в практические расчеты для других участков может привести к погрешностям. Целесообразнее проводить наблюдения по группе однотипных участков, с тем, чтобы получить хотя бы приближенные средние рекомендации для изучаемых условий.

Для получения усредненных параметров функции распределения при обработке экспериментального материала, удобней пользоваться безразмерными величинами активности АЭ, представляющими собой отношение фактически измеренных значений N к среднему значению \bar{N} , то есть вместо вероятностных характеристик случайной величины N исследовать соответствующие характеристики величины N^* , определяемой по формуле:

$$N_i^* = \frac{N}{\bar{N}}, \quad (4.29)$$

где N - среднее значение активности АЭ за время данного наблюдения.

Известно, что закон распределения величины N^* тождествен закон распределения исходной величины N , а соответствующие числовые параметры распределений связаны простейшими соотношениями, в частности:

математическое ожидание

$$M(N_i^*) = 1;$$

дисперсия

$$D(N) = \bar{N}^2 \cdot D(N^*); \quad (4.30)$$

среднеквадратичное отклонение

$$\sigma_n = \bar{N} \cdot \sigma_{n^*}. \quad (4.31)$$

Асимметрия и эксцесс распределения являются безразмерными величинами, при таком переходе остаются неизменными. Таким образом, зная вероятностные характеристики величины N^* , легко получить соответствующие характеристики исходной величины N через ее математическое ожидание. Так как, при переходе к безразмерным ординатам N^* все процессы, зафиксированные в результате каждого отдельного наблюдения, преобразуются в процессы с одинаковым математическим ожиданием, то их удобно объединить в один общий процесс продолжительностью, равной сумме длительности отдельных наблюдений, и исследовать вероятностные характеристики общего процесса, которые будут средними для данных условий. В качестве примера рассмотрим данные исследования функции распределения по результатам записи активности АЭ в журналах регистрации на трех однотипных участках ш-ты им. Дзержинского Центрального района Донбасса. На каждом участке регистрация активности АЭ проводилась в течение месяца, то есть около 720 часов. После выбраковки отдельных данных, по каждому участку были

оставлены для анализа надежные данные регистрации продолжительностью 672, 744 и 720 часов. Значения активности АЭ записывались в журнале через 1 час. По каждому из наблюдений вычислялась средняя активность и выполнялся переход к безразмерным ординатам по формуле (4.29). Таким образом, была получена реализация процесса $N(t)$ общей продолжительностью 2136 часов, с общим числом данных активности АЭ $n = 2058$.

Математическая обработка этого материала для вычисления параметров функции распределения отражена в табл. 4.1. После заполнения таблицы вычисляются значения характеристик распределения.

Начальные моменты в условных единицах вычисляются по формуле:

$$v_n = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n m_i \cdot e_i^n \quad (4.32)$$

где суммы $\sum m_i \cdot e_i^n$ берутся из последней строки колонок 5-8.

Центральные моменты определяются через начальные по формулам:

$$\mu_2(t) = v_2 - v_1^2; \quad (4.33)$$

$$\mu_3(t) = v_3 - 3 \cdot v_1 \cdot v_2 + 2 \cdot v_1^3; \quad (4.34)$$

$$\mu_4(t) = v_4 - 4 \cdot v_1 \cdot v_2 + 6 \cdot v_1^2 \cdot v_2 - 3 \cdot v_1^4; \quad (4.35)$$

Математическое ожидание, дисперсия и среднеквадратические отклонения в условных единицах, соответственно, определяются из выражений:

$$M(t) = v_1; D(t) = \mu_2; \sigma_i = \sqrt{D(t)}. \quad (4.36)$$

Соответствующие величины в исходных единицах N^* определяются из выражений:

$$M[N^*] = \bar{N}^* = N_0^* + v_1 \cdot \Delta C, \quad (4.37)$$

где N_0^* - середина интервала с нулевой условной величиной ($N_0^*=4,5$);

$$D(N^*) = \Delta^2 N^* \cdot D(t); \quad (4.38)$$

$$\sigma_{n^*} = \Delta N^* \cdot \sigma. \quad (4.39)$$

Коэффициенты асимметрии и эксцесса определяются из выражений:

$$A_{N^*} = A_N = A_t = \frac{\mu_3(t)}{\sigma_1^3}; \quad (4.40)$$

$$E_{N^*} = E_N = E_t = \frac{\mu_4(t)}{\sigma_1^4} - 3; \quad (4.41)$$

В результате вычислений получено:

$$\bar{N}^* = 4,01; D(N^*) = 0,106; \sigma_{n^*} = 0,32; A = 1,07; E = 5,8.$$

Для получения наглядного представления о плотности распределения случайной величины, на рис. 4.10 представлена ступенчатая фигура (гистограмма).

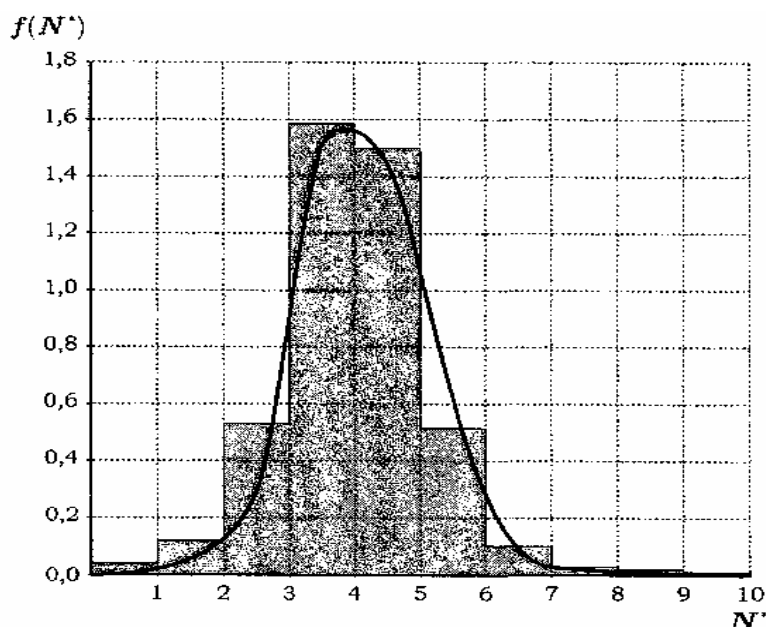


Рис. 4.10. Гистограмма фактического процесса $N(t)$ и плотность нормального распределения

Полученные значения асимметрии и эксцесса существенно отличаются от нуля, что указывает на отличие эмпирической функции распределения от нормальной. Проверка гипотезы о виде распределения с помощью критерия χ^2 Пирсона приводит к выводу, что степень близости эмпирического распределения к теоретическому составляет

0,98. Для сравнения с фактическим распределением на рис. 4.11 нанесены нормальная плотность вероятности и функция распределения.

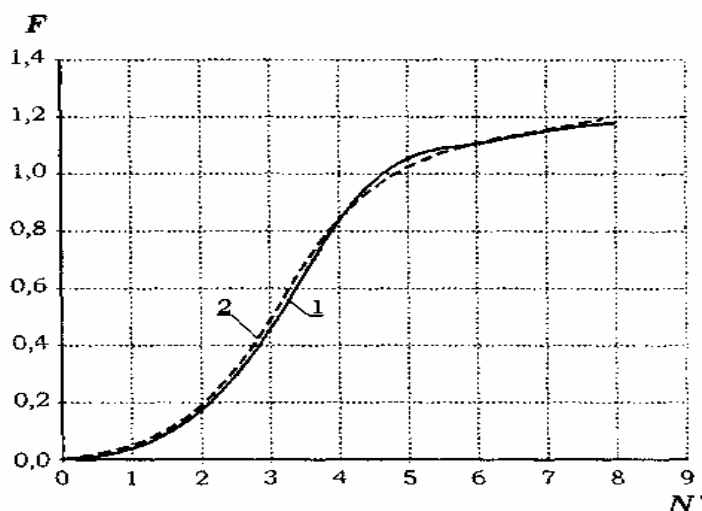


Рис. 4.11. Графики эмпирической (1) и нормальной (2) функций распределения

Данные наблюдений по трем участкам не дают достаточных оснований для обобщений. Поэтому сотрудниками ДонНИИ проанализирован большой объем экспериментальных данных по очистным забоям шахт Донбасса и, прежде всего, по участкам, работающим в нормальном режиме. Всего было проведено 23 наблюдения продолжительностью от 48 до 200 часов на девяти характерных участках. Общая продолжительность наблюдений составила 2620 часов.

Результаты вычисления параметров функции распределения по всем перечисленным экспериментальным данным приведены в табл. 4.2.

Как видно из материала таблицы, эмпирические характеристики распределения оказались весьма близкими, хотя наблюдения проводились в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Это свидетельствует о наличии общей закономерности распределения активности АЭ очистных участков для условий Донбасса.

Характер колебания активности АЭ очистного участка зависит от целого ряда случайных во времени факторов. Основными из них являются: аномальные зоны трещинообразования, а также резкая изменчивость и неоднородность процесса перераспределения напряжений в горном массиве.

Таблица 4.2.

Числовые характеристики распределения процесса $N(t)$

ПО «УЗЕВЖИНСКОГО» ИИ: УЗЕВЖИНСКОГО	0'10E	0'35	Г'01	2'8
ШХЛС	D УНСИЕРСНН'	о ОЛКВОНЕННЕ' КВЭУПЭЛННОЕ СРЕДНЕ-	У ЭСНИИМЭЛРНН'	Е ЭКСПЕСС'
	ФАКТИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА $N(t)$ ЧИСЛОВЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ			

Теоретические представления о природе и закономерностях явлений, сопровождающих разработку угольного массива, позволяют судить о том, что проявления осадок основной и непосредственной кровли определяются совокупностью природных и технологических условий.

Большинство из них имеет случайный характер, вероятностную природу физических процессов, протекающих в угольном пласте. Под влиянием комплекса факторов формируются свойства пород, кровли и структура массива, оказывающих существенное влияние на перераспределение напряжений в угольном пласте и проявление горного давления.

Рассмотрим, насколько существенна установленная особенность распределения с точки зрения внедрения звукоулавливающей аппаратуры с автоматическим счетом сейсмоимпульсов.

Ордината функции распределения $F(N^*)$ (рис. 4.11), в соответствии с зависимостями (4.1) и (4.29) численно равна вероятности того, что активность АЭ в контролируемой выработке отклонится от своего среднего

значения \bar{N} не более, чем в $N^* = N/\bar{N}$ раз. Для определения вероятности того, что активность АЭ будет не выше критического значения $N_{кр}$, достаточно принять в этом равенстве $N = N_{кр}$, и соответствующая вероятность выразится ординатой графика $F(N^*)$ при $N^* = N_{кр}/\bar{N}$. Последнее же отклонение равно коэффициенту запаса K .

$$\begin{aligned} \text{Таким образом, при } N = N_{кр} \\ N^* = K. \end{aligned} \quad (4.42)$$

Принимая это во внимание и учитывая равенство (4.6), выразим время вероятных простоев участка из-за превышения активности АЭ над значением $N_{кр}$ в течение периода T :

$$T_i = T \cdot [1 - F(K)]. \quad (4.43)$$

Согласно этому выражению время ожидаемых простоев при заданном значении N^* пропорционально разности $1 - F(N^*)$, которая на графике функции распределения (рис. 4.10) может быть выражена отрезком вертикали между кривой $F(N^*)$ и линией ($F = 1$).

Поскольку коэффициент запаса всегда должен быть больше 0,5, то нас интересует лишь правая половина распределения, где $N^* > 0,5$, а практический интерес представляет та часть, которая определяет вероятности случаев значительного превышения среднего значения активности АЭ.

Руководящим нормативным документом «Технологічні схеми розробки викидонебезпечних пластів із застосуванням сейсмоакустичного моніторингу гірничого масиву» предписывается во всех случаях принимать коэффициент неравномерности активности АЭ $K_n > 1,1$. Автоматический непрерывный контроль активности АЭ является более жестким по сравнению с периодическим акустическим контролем, выполняемым операторами службы контроля и прогноза. При более жестком контроле, для обеспечения той же устойчивости работы забоя, необходим больший коэффициент запаса активности АЭ, чем принятый в настоящее время по

нормам. Отсюда следует, что из всей функции распределения процесса $N^*(t)$ практический интерес представляет лишь ее отрезок, лежащий правее точки $N^* = 4$. Но на этом отрезке фактическая функция распределения весьма значительно отличается от нормальной, в смысле разности $1 - F(N^*)$.

В самом деле, эмпирическая вероятность превышения активности АЭ допустимой нормы составляет $1 - 0,979 = 0,021$. Если бы распределение было нормальным и с теми же параметрами m и σ , то она, согласно формуле (4.15), была бы в 3,5 раза меньше.

Итак, процесс $N(t)$ не относится к классу так называемых нормальных или Гауссовых процессов. Его функция распределения отлична от нормальной и это отличие является существенным с точки зрения рассматриваемой задачи.

Плотность распределения вероятности приближенно может быть описана формулой Эджворта, которая в нормированных единицах имеет вид:

$$f(z) = \varphi(z) - \frac{A}{6} \cdot \varphi'''(z) + \frac{E}{24} \cdot \varphi^{IV}(z) + \frac{A^2}{72} \cdot \varphi^{VI}(z), \quad (4.44)$$

где $\varphi(z)$ - функция Гаусса;

$\varphi'''(z)$; $\varphi^{IV}(z)$; $\varphi^{VI}(z)$ - ее соответствующие производные;

A и E - эмпирические асимметрия и эксцесс.

Подставляя в эту формулу числовые значения A и E , а также выражения соответствующих переменных, получаем расчетную формулу плотности распределения вероятности в каждом конкретном случае. Для участков, оборудованных отбойными молотками (табл. 4.2):

$$f(z) = 10^{-3} \cdot (1,5 \cdot z^6 + 73,6 \cdot z^4 + 58,0 \cdot z^3 - 863 \cdot z^2 - 320z + 2300) \cdot \varphi(z) \quad (4.45)$$

График этого уравнения изображен на рис. 4.12. Интегрированием уравнения (4.44), в соответствии с формулой (4.3), получаем выражение функции распределения. Принимая во внимание, что интегрирование понижает порядок производных на единицу, а функцию Гаусса переводит в

функцию Лапласа, после нескольких преобразований для рассматриваемого примера получим выражение:

$$F(z) = 0,5 + \Phi(z) - 10^{-3} \cdot (1,5 \cdot z^5 + 73,6 \cdot z^3 + 58,0 \cdot z^2 - 278z - 54) \cdot \varphi(z). \quad (4.46)$$

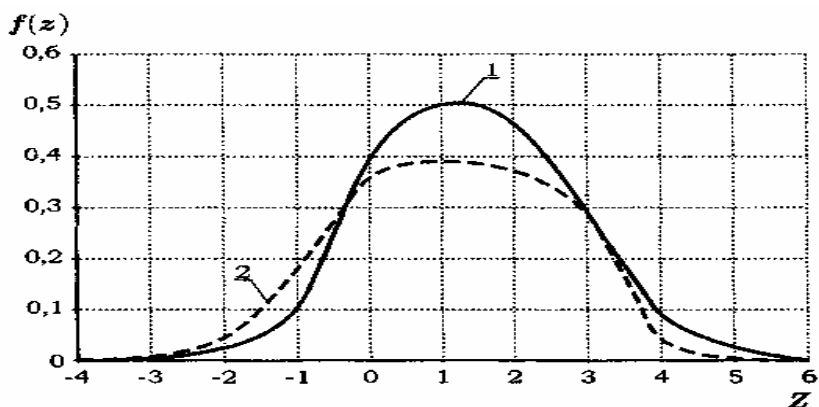


Рис. 4.12. Графики плотности распределения $f(z)$ для:
1 - Центрального района Донбасса (участки, оборудованные отбойными молотками);
2 - нормального распределения

График этого уравнения для положительных Z в пересчете на исходную величину N приведен на рис. 4.13 (кривая 1).

На рисунках 4.12 и 4.13 неотчетливо видно существенное отличие фактического распределения от нормального.

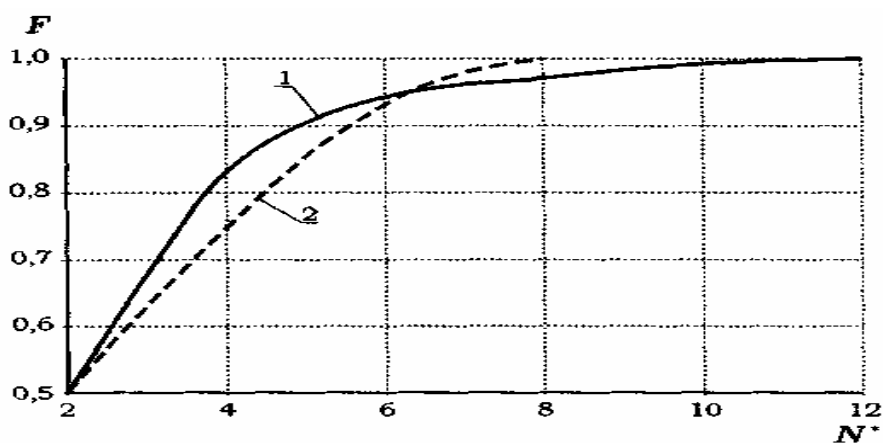


Рис. 4.13. Графики функций распределения для:
1 - Центрального района Донбасса (участки, оборудованные отбойными молотками);
2 - нормального распределения случайной величины

Математическое описание процесса $N(t)$ по Эджворту имеет два существенных недостатка: первый - громоздкость уравнений и неудобство использования их для практических расчетов; второй - малая точность уравнения плотности вероятности, особенно на краях распределения. Это происходит потому, что формула Эджворта представляет собой сумму первых членов бесконечно медленно сходящегося ряда. Поэтому, видимая на рис. 4.12 некоторая немонотонность графика 1 на краях распределения не является отражением объективных особенностей распределения, а есть следствие приближенности формулы (4.44). Необходимо отметить, что при использовании формулы Эджворта, при некоторых сочетаниях величин асимметрии и эксцесса, может незначительно нарушаться свойство положительной определенности плотности вероятности: аппроксимирующая кривая (4.44) на краях распределения может принимать отрицательные значения, недопустимые для плотности вероятности. Этот недостаток сглаживается интегрированием при переходе к функции распределения, которая даже в этих случаях получается достаточно точной для практических целей.

С учетом имеющего место недостатка, может быть предложен другой способ описания функций распределения процесса $N(t)$, который характеризуется удобством вычислений и достаточной точностью.

Однако, этим способом хорошо описывается не вся функция распределения, а только ее часть, но нам, как отмечено выше, вся она и не нужна. Достаточно подобрать соответствующую эмпирическую формулу для описания плотности вероятности или функции распределения на участке $5 < N^* < \infty$.

При исследовании распределений обычно принято сначала установить уравнение плотности, а затем переходить к функции распределения по формуле (4.3). В данном случае более удобно поступить наоборот.

В результате исследования различных вариантов было установлено, что правый конец функции распределения в подавляющем большинстве случаев описывается выражением:

$$F(N^*) = 1 - \alpha \cdot e^{-(\alpha \cdot N^*)^2}. \quad (4.47)$$

Из этой формулы дифференцированием получается простое и удобное выражение для определения плотности вероятности:

$$f(N^*) = 2 \cdot a \cdot \alpha^2 \cdot N^* \cdot e^{-(\alpha \cdot N^*)^2}. \quad (4.48)$$

Числовые параметры a и α подбираются по точкам экспериментальной функции распределения.

Преобразуем выражение (4.47) и представим его в виде:

$$\alpha \cdot e^{-(\alpha \cdot N^*)^2} = 1 - F(N^*). \quad (4.49)$$

Обозначив разность $1 - F(N^*)$ через b , прологарифмируем выражение (4.49):

$$\ln a - \alpha^2 \cdot (N^*)^2 = \ln b. \quad (4.50)$$

Из табл. 4.1 выбираем значения эмпирической функции распределения N_i^* , и $F_y(N_i^*)$ на участке, когда $N_i^* > 9$. Если число таких точек n , то можно составить n уравнений:

$$\ln a - \alpha^2 \cdot (c_i^*)^2 = \ln b_i. \quad (4.51)$$

Затем обычным методом наименьших квадратов получаем систему уравнений для определения $\ln a$ и α^2 :

$$\begin{cases} n \cdot \ln a - \alpha^2 \cdot \sum (N_i^*)^2 = \sum \ln b_i \\ \ln a \cdot \sum N_i^* - \alpha^2 \cdot \sum (N_i^*) = \sum (N_i^*) \cdot \ln b_i. \end{cases} \quad (4.52)$$

Из этих уравнений определяется a и α . Так как число эмпирических точек функции распределения на участке $N_i^* > 5$, как правило, не превышает 4-5, то вычисления не вызывают затруднений.

Таким путем для участков Центрального района Донбасса, оборудованных отбойными молотками, получим выражения функции распределения и плотности вероятности фактического процесса:

$$F(N^*) = 1 - e^{-(4,3 \cdot N^*)^2}; \quad (4.53)$$

$$f(N^*) = 6,1 \cdot N^* \cdot e^{-(4,3 \cdot N^*)^2}; \quad (4.54)$$

Графики этих уравнений представлены на рис. 4.14. На этом же рисунке представлены графики функции распределения и плотности вероятности для нормального закона с теми же математическим ожиданием и дисперсией (кривые 2 и 4). Как видно, выражение (4.53) хорошо описывает экспериментальную функцию распределения. Вместе с тем, рис. 4.14 наглядно демонстрирует существенное отличие фактического процесса $N(t)$ от нормального на главном для нас отрезке.

Как отмечено выше и показано на рис. 4.13, функции распределения на этом отрезке для Центрального района Донбасса могут быть представлены выражениями:

$$F(N^*) = 1 - 1,62 \cdot e^{-(4,1 \cdot N^*)^2}; \quad (4.55)$$

$$f(N^*) = 7,2 \cdot N^* \cdot e^{-(4,1 \cdot N^*)^2}; \quad (4.56)$$

справедливыми при $N^* > 5$.

1 - $F_f(N^*)$; 2 - $F(N^*)$; 3 - $f_f(N^*)$; 4 - $f(N^*)$

Спектральный анализ процесса $N(t)$

Функции распределения (4.55) и (4.56) не выражают всех важных особенностей случайного процесса $N(t)$. В случайных процессах важно знать не только вероятности принятия ординатой тех или иных значений, но и скорость изменения значений ординаты, то есть динамические характеристики процесса. Динамические свойства случайного процесса

описываются его корреляционной функцией. Корреляционная функция $R(\tau)$ случайного процесса $X(t)$ отражает степень статистической связи ординат процесса в зависимости от промежутка времени τ и по определению равна математическому ожиданию произведения центрированных значений ординат, разделенных интервалом времени τ :

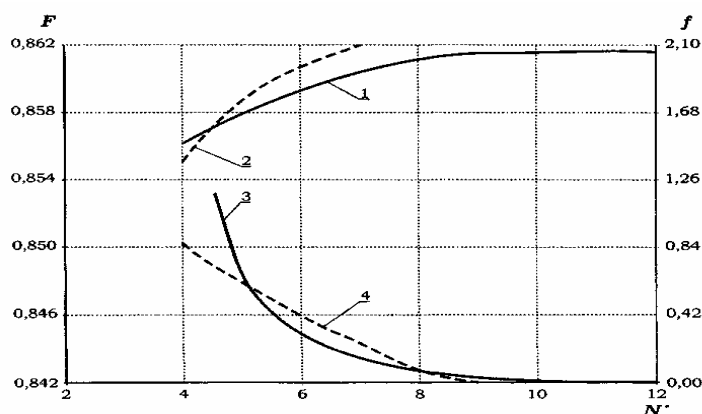


Рис. 4.14. Функции распределения и плотности вероятности для участков с молотковой выемкой угля шахт Центрального района Донбасса:

$$R(\tau) = M[\dot{X}(t) \cdot \dot{X}(t + \tau)] \quad (4.57)$$

где $\dot{X} = X(t) - m_x$ - центрированная величина случайного процесса, то есть отклонение ординаты от математического ожидания.

При изучении случайного процесса по данным непрерывной регистрации случайной величины его корреляционная функция описывается выражением:

$$R(\tau) = \frac{1}{T - \tau} \cdot \int_0^{T-\tau} [X(t) - \bar{x}] \cdot [X(t + \tau) - \bar{x}] dt \quad (4.58)$$

где T - время реализации процесса.

При фиксации процесса путем периодических измерений с интервалом Δt ординаты корреляционной функции вычисляются по формуле:

$$R\left(\frac{k \cdot T}{n}\right) = \frac{1}{n-k} \cdot \sum_{i=1}^{n-k} \dot{X}(t_i) \cdot \dot{X}(t_i + k), \quad (4.59)$$

где k - порядковый номер ординаты корреляционной функции,

соответствующий времени $\tau = k \cdot \Delta t$;

$T/n = \Delta t$ - интервал времени между замерами;

n - общее число замеров в течение периода времени T .

При сравнении свойств различных случайных процессов удобно пользоваться нормированной корреляционной функцией, представляющей собой отношение ординат корреляционной функции в точке m_x к нулевой ординате $R(0)$, равной дисперсии процесса.

Нормированная корреляционная функция $r(\tau)$ вычисляется по формуле:

$$r(\tau) = \frac{R(\tau)}{D}, \quad (4.60)$$

где D - дисперсия процесса.

Очевидно, корреляционную функцию процесса изменения активности АЭ и, в частности, $N(t)$, нет смысла изучать для отдельного участка. Здесь остаются в силе все соображения, высказанные по этому вопросу в предыдущем параграфе. В данном случае, эти соображения также подтверждаются экспериментальным материалом. На рис. 4.15 показаны две экспериментальные нормированные корреляционные функции процесса $N(t)$ для участка №66 шахты им. Дзержинского ПО «Дзержинскуголь», вычисленные по результатам двух серий трехсуточных наблюдений, выполненных с интервалом в 5 месяцев. При анализе рисунка видно, что обе нормированные функции незначительно отличаются друг от друга.

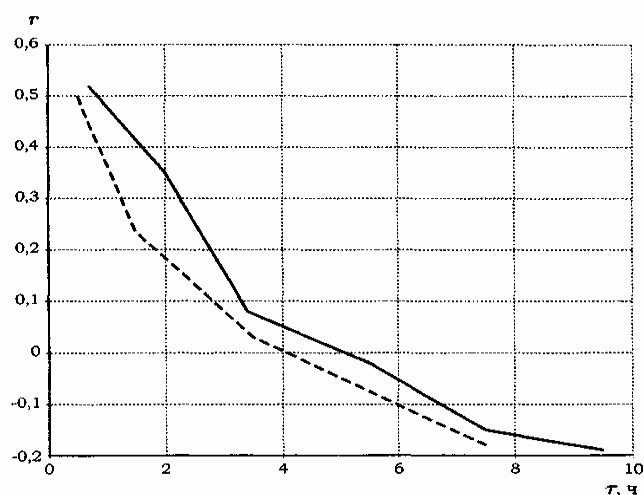


Рис. 4.15. Нормированные корреляционные функции процесса $N(t)$

На рис. 4.16 приведены результаты обработки аналогичных наблюдений в условиях шахты им. Засядько. В данном случае наблюдения велись в 15 восточной лаве в течение 1 месяца с интервалами между замерами 1 час. Полученные экспериментальные нормированные корреляционные функции показаны на рис. 4.16. Эти данные также наглядно свидетельствуют о непостоянстве корреляционной функции процесса $N(t)$ даже для одного участка.

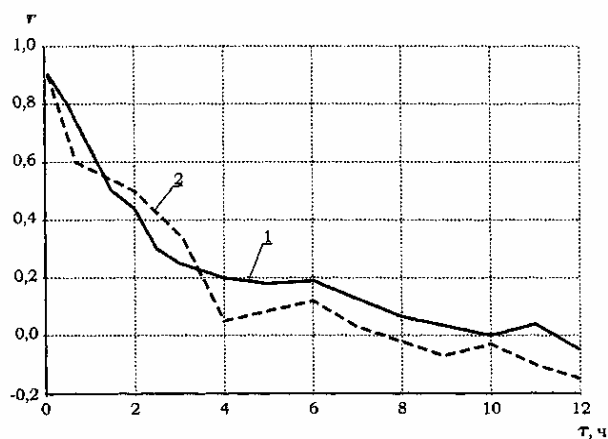


Рис. 4.16. Нормированные корреляционные функции процесса $N(t)$ для одного участка (15 вост. лава) ш-ты им. Засядько, но в разные периоды наблюдения

Вместе с тем, усредненная корреляционная функция, так же как и функция распределения, обнаруживает устойчивое постоянство характера и основных числовых параметров даже в разных горнотехнических условиях. Подтверждением этому служит рис. 4.17, где показаны усредненные нормированные корреляционные функции, полученные для разных горнотехнических условий.

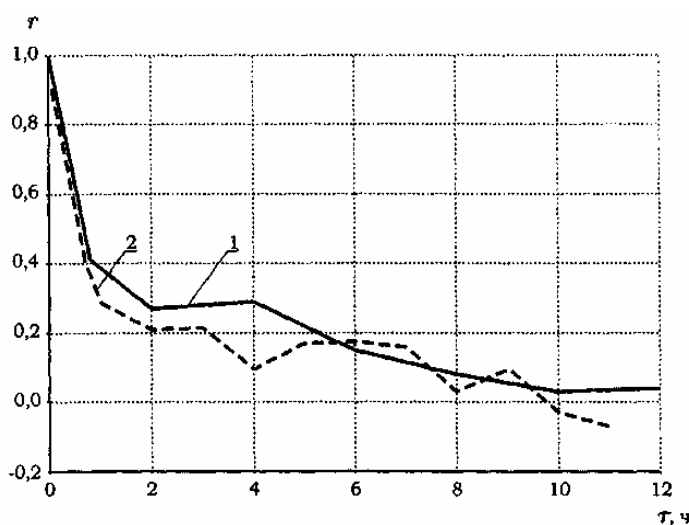


Рис. 4.17. Усредненные нормированные корреляционные функции по результатам наблюдений в различных горнотехнических условиях: 1 - участки шахт ЦРД; 2 - участки шахты им. Засядько

Кривые 1 и 2 практически не отличаются друг от друга. Изменение функции распределения и корреляционной функции свидетельствует о нестационарности случайного процесса, что затрудняет точное его описание, так как математический аппарат теории случайных функций разработан только для стационарных случайных функций. Пока же нет иного выхода, кроме как синтеза некоторой усредненной математической модели изучаемого процесса. Это, естественно, связано с некоторыми уступками в строгости анализа и точности вычислений. Однако установлен факт, что усредненные параметры, как функции распределения, так и корреляционной функции, являются довольно близкими в различных горнотехнических условиях. Это дает основание полагать, что, в среднем,

такая модель будет работать достаточно хорошо и, в подавляющем числе случаев, расчеты, основанные на такой модели, будут достаточно достоверными.

При анализе рис. 4.17 видно, что обе функции с ростом τ имеют явно выраженную тенденцию монотонного убывания. С одной стороны, это свидетельствует об эргодичности процесса, из которого вытекает, что одна реализация процесса определенной длительности позволяет с достаточной надежностью судить о свойствах процесса в целом; с другой стороны, отсутствие заметных колебаний хвоста корреляционной функции около нулевого значения свидетельствует об отсутствии в спектре случайного процесса периодических составляющих. В частности, это отражает практически малую зависимость активности АЭ от периодических операций технологического цикла, что дает нам основание подходить к процессу $N(t)$ как к чисто случайному. В то же время, при разработке пластов с очень нарушенной структурой, активность АЭ может в большой степени зависеть от работы выемочных машин и, при устойчивой цикличности работы участка, ее изменения будут иметь заметный периодический характер. Тогда и корреляционная функция процесса $N(t)$ также будет периодической.

Так как кривые 1 и 2 на рис. 4.17 практически не отличаются, то для модели типовой корреляционной функции для условий Донбасса целесообразно усреднить ординаты этих линий. Эмпирические точки, полученные при усреднении, показаны на рис. 4.18. Корреляционная функция, как правило, является функцией эмпирической, то' есть получается в результате обработки экспериментальных данных. Для удобства практического использования необходимо аппроксимировать ее подходящим математическим выражением. Такое выражение может быть найдено обычными методами подбора эмпирических формул с определенной точностью.

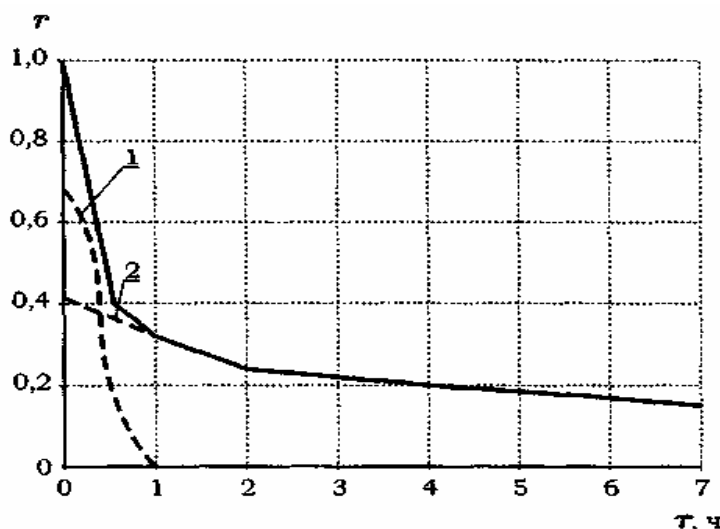


Рис. 4.18. Аппроксимация нормированной корреляционной функции:
1, 2 - первого и второго слагаемых выражения (4.66), соответственно

Однако следует иметь в виду, что большая точность приближения к эмпирическим точкам обычно не только не нужна для получения ответа на конкретный практический вопрос, но часто даже нежелательна, так как воспроизведение всех особенностей графика функции $r(\tau)$, возникающих вследствие невысокой точности определения ее ординат по экспериментальному материалу, может только исказить физическую сущность рассматриваемого явления и сильно усложнить вычисления. Поэтому выбор типа аппроксимирующего выражения и необходимая точность аппроксимации определяются конкретным содержанием рассматриваемой задачи.

В связи с тем, что через корреляционную функцию выражается целый ряд важных вероятностных характеристик случайного процесса, то математическое выражение этой функции должно удовлетворять ряду условий:

- Должно отражать характерные особенности эмпирической
- Процесс $N(t)$ является главным процессом, без разрывов и резких скачков. Его корреляционная функция должна иметь производную не ниже второго порядка при $m=0$. Важной характеристикой процесса

является его среднеквадратичная скорость σ_N^2 , которая определяется из выражения:

$$\sigma_N^2 = - \left. \frac{d^2}{d\tau^2} \cdot R(\tau) \right|_{\tau=0} \quad (4.61)$$

Функции $R(\tau)$ и $r(\tau)$ равны с точностью до постоянного множителя, поэтому все, что имеет отношение к аппроксимации $r(\tau)$, относится и к $R(\tau)$ и наоборот.

– Формула для определения $r(\tau)$ должна быть, по возможности, простой. Ее числовые параметры должны легко подбираться по экспериментальным данным.

– Весьма содержательной характеристикой случайного процесса является его спектральная плотность $S(\omega)$, которая должна вычисляться через корреляционную функцию из выражения:

$$S(\omega) = \frac{2}{\pi} \cdot \int R(\tau) \cdot \cos \omega \cdot \tau d\tau, \quad (4.62)$$

где ω - круговая частота.

Преобразование выражения (4.62), примененного к нормированной корреляционной функции $r(\tau)$, дает уравнение нормированной спектральной плотности $S(\omega)$.

– Желательно, чтобы выражение (4.62) было интегрируемым в произвольных пределах, то есть:

$$\int_a^b S(\omega) d\omega \quad (4.63)$$

– Желательно, чтобы сводились к табличным интегралам которые входят в выражения для оценки среднеквадратичных погрешностей вычисления математического ожидания и дисперсии процесса из-за конечности времени наблюдения.

$$\int_0^T (T - \tau) \cdot r(\tau) d\tau \quad \text{или} \quad \int_0^T (t - \tau) \cdot r^2(\tau) d\tau \quad (4.64)$$

Анализ показал, что наиболее удобным выражением корреляционной функции является уравнение:

$$r = a_1 \cdot e^{-(a_1 \cdot \tau)^2} + a_2 \cdot e^{-(a_2 \cdot \tau)^2}. \quad (4.65)$$

Двухчленное выражение выбрано по той причине, что одночленным выражением не представляется возможным описать характерный излом $r(\tau)$ при малых значениях τ .

Применительно к рис. 4.18, аппроксимирующее выражение будет иметь вид:

$$r = 0,83 \cdot e^{-(2,36 \cdot \tau)^2} + 0,17 \cdot e^{-(0,186 \cdot \tau)^2}. \quad (4.66)$$

В практическом спектральном анализе обычно более удобно, вместо круговой частоты ω , оперировать частотой f . Эти величины связаны известным соотношением:

$$\omega = 2 \cdot \pi \cdot f. \quad (4.67)$$

Подставляя это выражение в (4.66), получим:

$$S(f) = 2 \cdot \pi \cdot S \cdot (2 \cdot \pi \cdot f) = 5,21 \cdot e^{-(14,82 \cdot f)^2} + 1,07 \cdot e^{-(1,17 \cdot f)^2} \quad (4.68)$$

Выражение (4.68) представляет собой уравнение нормированной спектральной плотности в зависимости от частоты колебаний.

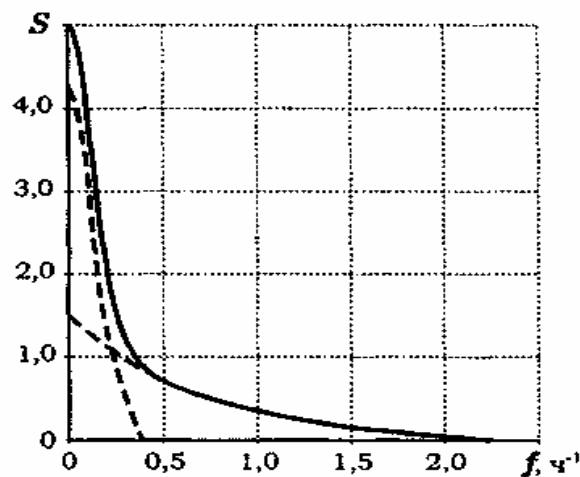


Рис. 4.19. Нормированная спектральная плотность процесса $N(t)$

График этого уравнения (рис. 4.19) показывает, что распределение дисперсии изучаемого процесса по частотам составляющих его случайных колебаний весьма неравномерно. Основная часть плотности приходится на малые частоты, а высокие частоты несут сравнительно небольшую информацию о дисперсии процесса, и ими можно пренебречь без заметной погрешности.

Раздел 5. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И РАСЧЕТ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ УГЛЕДОБЫЧИ

5.1. Исследования распределения опорного давления в прямолинейном очистном забое

Проблема прогноза параметров геомеханических процессов в окрестностях краевой части угольного пласта становится все более актуальной с повышением глубины разработки, когда неравномерность распределения горного давления под влиянием проводимой выработки приводит к образованию зоны повышенного опорного давления, пространственные контуры и размеры которой определяются фактическими условиями отработки пласта и вероятным консольным защемлением его краевой части. Поэтому аналитическая оценка этой зоны представляется весьма важной при выборе и разработке параметров технологии выемки угля. На практике параметры этой зоны (место максимума напряжений в глубине угольного массива и их величина) определяют способами, основанными на измерении скорости газовыделения в контрольные шпуров по мере их поинтервального бурения или на основе методик сейсмоакустического мониторинга с подсчетом во времени количества сейсмоакустических импульсов. Однако достоверность этих оценок по определению аномальных зон не всегда удовлетворительна. Механическое внедрение шпуров вглубь угольного пласта искажает фактические данные контроля при оценке их результатов, когда сейсмоактивность угольного пласта низка [75], резко ухудшает результаты такого прогноза из-за того, что поведение угольных массивов на современных глубинах изучено недостаточно.

В таких условиях проявляется неравномерность распределения горного давления, приводящая к образованию зоны повышенного опорного давления, пространственные контуры и размеры которой определяются фактическими условиями отработки пласта и консольным защемлением его краевой части [76].

Отмеченное свидетельствует о сложности геомеханических процессов в окрестности движущегося очистного забоя. В то же время известно, что использование универсальных условий позволяет построить функцию опорного давления, применимую практически ко всем схемам взаимодействия кровли с пластом.

К универсальным, условиям относятся условия статического равновесия кровли, которые должны выполняться при любых физико-механических свойствах породы и угля. Аналитически эти условия выражаются в виде:

$$\int F_i dV = \sum_k \sigma_{ik} \cdot \Delta f_k \Rightarrow a \cdot \sigma_{yy}^{\infty} = \int_0^{\infty} [\sigma_{yy} \cdot (x) - \sigma_{yy}^{\infty}] dx, \quad (5.1)$$

$$\begin{aligned} \int (F_i \cdot x_j - F_j \cdot x_i) dV &= \sum_k (\sigma_{ik} \cdot x_j - \sigma_{kj} \cdot x_i) \Delta f_k \Rightarrow \\ &\Rightarrow -\frac{1}{2} \cdot a^2 \cdot \sigma_{yy}^{\infty} = \int_0^{\infty} x \cdot [\sigma_{yy}(x) - \sigma_{yy}^{\infty}] dx, \end{aligned} \quad (5.2)$$

где F_i – компонента силы, действующей на единицу объема;

dV – элемент объема массива;

σ_{ik} – тензор напряжений;

Δf_k – приращение компоненты вектора \vec{f} элемента поверхности, направленного по нормали к поверхности;

σ_{yy}^{∞} – напряжения на бесконечности (напряжения "нетронутого массива");

a – характерный размер зависающего массива над выработанным пространством.

Расчетная схема изображена на рис. 5.1. Замкнутый контур интегрирования 0-1-2-3-4-0 проходит следующим образом: 0-1 – разгруженное пространство; 1-2 – середина симметричной выработки или при обрушении пород – контур обрушения кровли; 2-3 – дневная поверхность; 3-4 – контур, удаленный на бесконечность от выработки; 4-0 – плоскость опоры кровли на пласт. Начало системы координат выбрано по линии очистного забоя.

Отметим, что вес пород $Q = a \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$ над выработанным пространством и их опрокидывающий момент $M = \frac{1}{2} \cdot a^2 \cdot \sigma_{yy}$, приведенные в правых сторонах выражений (5.1) и (5.2), являются более сложными функциями геометрических параметров выработки и обрушения кровли, силовых характеристик крепи, технологии управления горным давлением, уточнение которых представляет собой самостоятельную задачу. В данном случае, эти факторы не являются основными, поскольку при построении функции опорного давления достаточно иметь качественную зависимость, отражающую равновесие пород и порядок величин действующих сил.

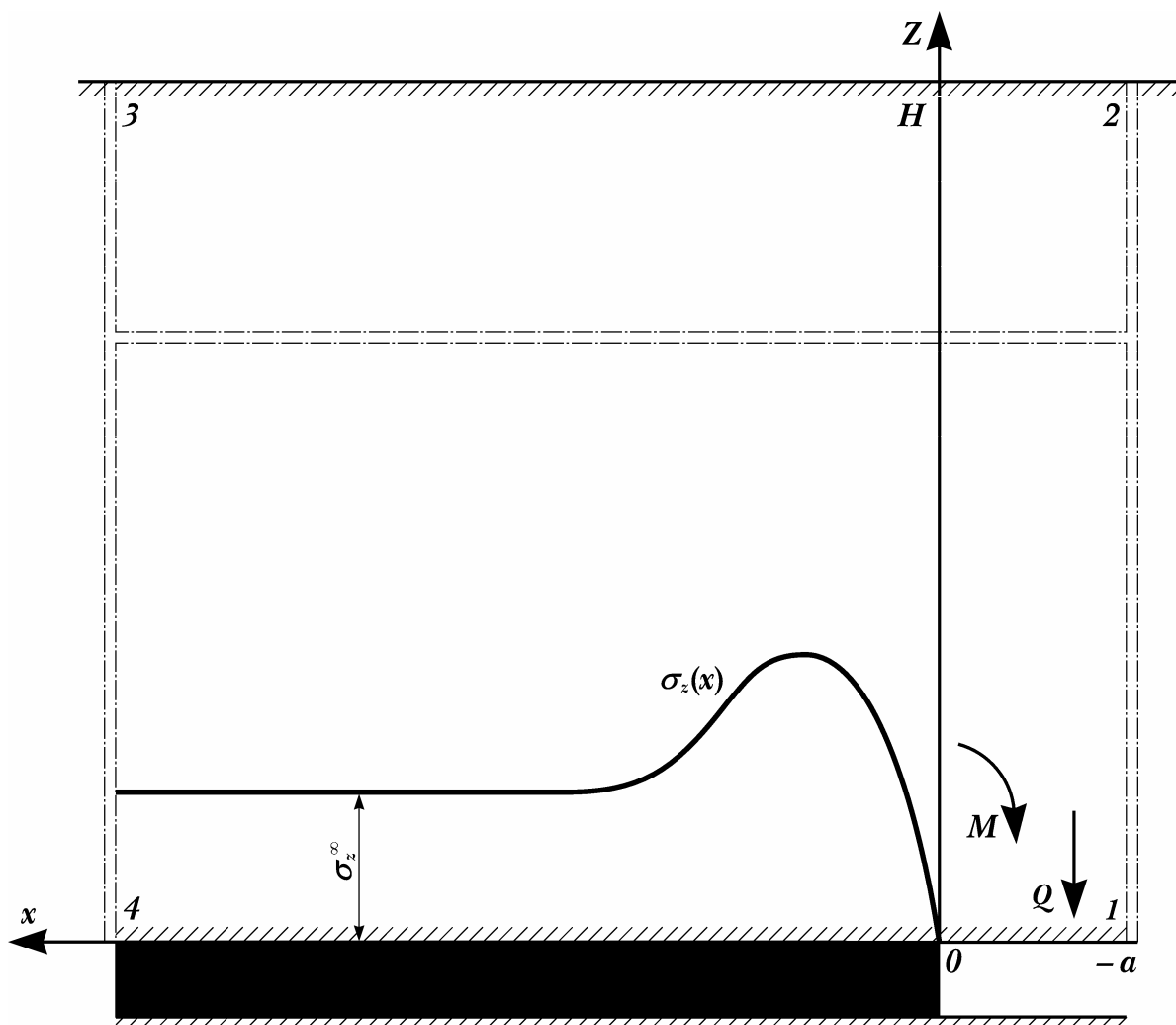


Рис. 5.1. Расчётная схема функции опорного давления

Специфическими для этого класса задач являются физико-механические свойства породы и угля, то есть их прочность, упругость, вязкость, текучесть и газонасыщенность. Градиентные характеристики кривой опорного давления в значительной степени определяются этими свойствами, закладываемыми в расчетную модель. Несмотря на имеющиеся различия, всем кривым присущ рост кривизны над краевой частью угольного пласта. Поэтому, не конкретизируя модель, можно потребовать, чтобы функция опорного давления была возрастающей над краевой частью пласта. Очевидно, что достаточно далеко от выработки напряжения в пласте асимптотически приближаются к напряжениям нетронутого массива. Итак, имеем интегральные уравнения (5.1) и (5.2) при условиях, ограничивающих поведение функции $\sigma_{yy}(x)$.

Поскольку функция опорного давления, как некоторая физическая функция, является непрерывной, то для удобства ищем решение интегральных уравнений в двух областях – ограниченной и бесконечной – в виде степенных рядов:

$$\sigma_{yy}(x) = \begin{cases} x^2 (A_0 + A_1 x + A_2 x^2 + \dots) & 0 \leq x \leq l \\ \sigma^\infty + \frac{B_1}{x} + \frac{B_2}{x^2} + \frac{B_3}{x^3} + \dots & E \leq x \leq \infty \end{cases}, \quad (5.3)$$

где $A_0, A_1, A_2, \dots, B_1, B_2, B_3, \dots$ – постоянные разложения функции, определяемые из интегральных уравнений и условия непрерывности;

l – некоторая произвольная конечная величина, в которой "сшиваются" разложения функции напряжений;

E – параметр, характеризующий неаналитическое поведение функции.

Остановимся подробнее на выборе вида функции. Неаналитичность деформаций и напряжений известна из обзора литературы. Поэтому в конечной области функцию $\sigma(x)$ представляем как произведение неаналитической и аналитической функции нетронутого массива, что и определяет выбор соответствующего разложения.

Поскольку искомое решение берется в виде конечного числа членов разложения, то исследуем влияние числа членов разложения на получаемый результат. На рис. 5.2 представлены соответствующие зависимости.

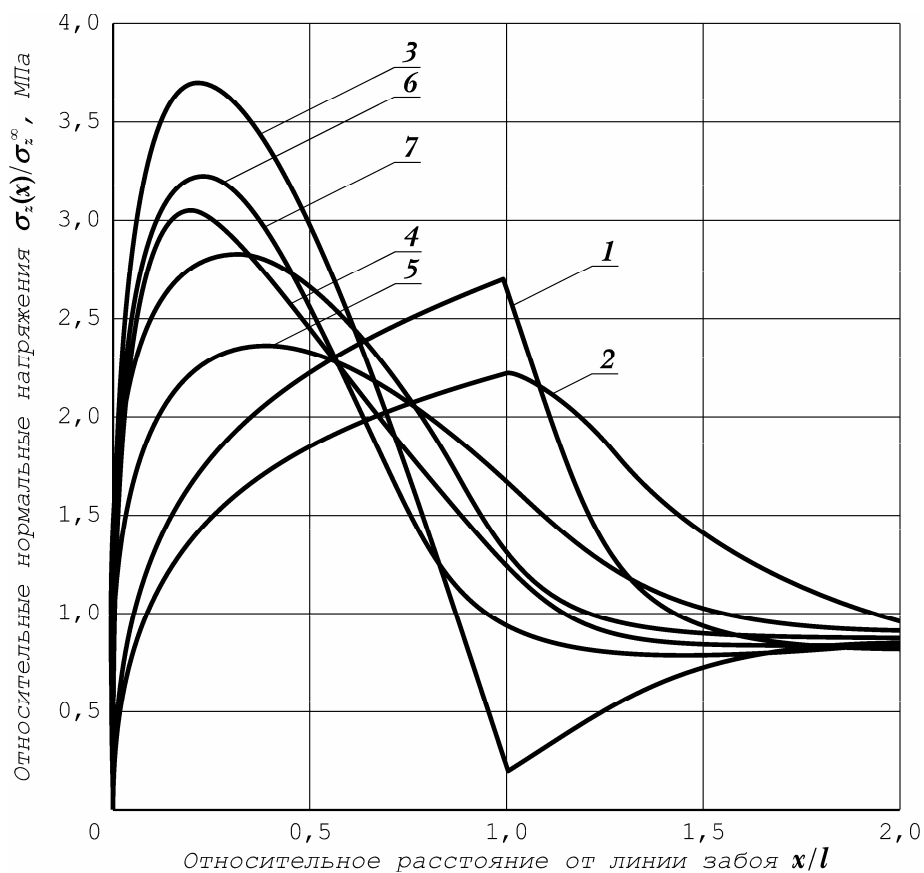


Рис. 5.2. Распределение опорного давления по длине забоя в зависимости от выбора числа членов разложения ($E = 0,3$; $a/l = 1$)

Пронумерованные кривые соответственно определяются функциями:

$$1\text{-я } \sigma_z(x) = \begin{cases} A_0 \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} + \frac{B_4}{x^4} & l \leq x < \infty \end{cases} ;$$

$$2\text{-я } \sigma_z(x) = \begin{cases} A_0 \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} + \frac{B_4}{x^4} + \frac{B_5}{x^5} & l \leq x < \infty \end{cases} ;$$

$$3\text{-я } \sigma_z(x) = \begin{cases} (A_0 + A_1 \cdot x) \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} & l \leq x < \infty \end{cases} ;$$

$$\begin{aligned}
4\text{-я } \sigma_z(x) &= \begin{cases} (A_0 + A_1 \cdot x) \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} + \frac{B_4}{x^4} & l \leq x < \infty \end{cases}; \\
5\text{-я } \sigma_z(x) &= \begin{cases} (A_0 + A_1 \cdot x) \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} + \frac{B_4}{x^4} + \frac{B_5}{x^5} & l \leq x < \infty \end{cases}; \\
6\text{-я } \sigma_z(x) &= \begin{cases} (A_0 + A_1 x + A_2 \cdot x^2) \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} + \frac{B_4}{x^4} & l \leq x < \infty \end{cases}; \\
7\text{-я } \sigma_z(x) &= \begin{cases} (A_0 + A_1 x + A_2 \cdot x^2) \cdot x^2 & 0 \leq x \leq l \\ \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{x^3} + \frac{B_4}{x^4} + \frac{B_5}{x^5} & l \leq x < \infty \end{cases}.
\end{aligned}$$

Большее число членов разложения вызывает лишь технические трудности, не исключая качественно одинакового поведения функций.

Постоянные A_i , B_i определялись из систем уравнений, составленных на основании уравнений равновесия (5.1) и (5.2), а также равенства как самих функций, так и их производных любого порядка в точке искусственного разрыва. В качестве примера укажем систему уравнений, отвечающих, например, седьмой кривой (рис. 5.2):

$$\left\{ \begin{aligned}
a \cdot \sigma_z^\infty &= \frac{A_0}{E+1} \cdot l^{E+1} + \frac{A_1}{E+2} \cdot l^{E+2} + \frac{A_2}{E+3} \cdot l^{E+3} + \frac{B_3}{2l^2} + \frac{B_4}{3l^3} + \frac{B_5}{4l^4} \\
-\frac{1}{2} \cdot a^2 \cdot \sigma_z^\infty &= \frac{A_0}{E+2} \cdot l^{E+2} + \frac{A_1}{E+3} \cdot l^{E+3} + \frac{A_2}{E+4} \cdot l^{E+4} + \frac{B_3}{l} + \frac{B_4}{2l^2} + \frac{B_5}{2l^3} \\
A_0 \cdot l^E + A_1 \cdot l^{E+1} + A_2 \cdot l^{E+2} &= \sigma_z^\infty + \frac{B_3}{l^3} + \frac{B_4}{l^4} + \frac{B_5}{l^5} \\
E \cdot A_0 \cdot l^{E-1} + (E+1) \cdot A_1 \cdot l^E + (E+2) \cdot A_2 \cdot l^{E+1} &= \frac{3B_3}{l^4} - \frac{4B_4}{l^5} - \frac{5B_5}{l^6} \\
E \cdot (E-1) \cdot A_0 \cdot l^{E-2} + (E+1) \cdot E \cdot A_1 \cdot l^{E-1} + (E+2) \cdot (E+1) \cdot A_2 \cdot l^2 &= \\
= \frac{12B_3}{l^5} + \frac{20B_4}{l^6} + \frac{30B_5}{l^7} \\
E \cdot (E-1) \cdot (E-2) \cdot A_0 \cdot l^{E-3} + (E+1) \cdot E \cdot (E-1) \cdot A_1 \cdot l^{E-3} + \\
+ (E+2) \cdot (E+1) \cdot E \cdot A_2 \cdot l^{E-1} &= -\frac{60B_3}{l^6} - \frac{120B_4}{l^7} - \frac{210B_5}{l^8}
\end{aligned} \right.$$

Получена система шести уравнений с шестью неизвестными, решение которой громоздко, но не вызывает принципиальных трудностей. Отметим, что коэффициенты B_1 и B_2 , как в данном случае, так и в других, приравнены нулю, поскольку интегралы (5.1) и (5.2) являются сходящимися.

Сами кривые, по мере увеличения числа членов разложения, сходятся к некоторой одной кривой – абсолютному решению. Это особенно заметно, если исключить кривые 1-3, содержащие один член разложения в ограниченной или неограниченной областях (5.3).

Расстояние от забоя до зоны с природными напряжениями удобно выражать величиной, которая выступает в качестве характерного размера – ширины зоны опорного давления.

В качестве исходного примера рассмотрим график функции опорного давления, построенный в относительном безразмерном масштабе x/l при $E=0,3$; $a/l=1$, представленный на рис. 5.3. Безразмерный масштаб выбран для удобства, поскольку величина l , совпадающая практически с шириной зоны опорного давления, является независимой переменной. Такой же независимой переменной является размер выработанного пространства – a и принимается, что он порядка l , то есть $a/l=1$. Для сопоставления относительных и абсолютных единиц на рис.5.3 указана ось $0x$, задаваемая в абсолютных единицах при ширине зоны опорного давления $l=30$ м. Анализ данных рис. 5.3 показывает, что максимум опорного давления, равный $2,2 \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$, расположен в точке $x/l=0,2$ или при $x=6,0$ м.

В точке $x/l=1$ напряжения становятся равными напряжениям нетронутого массива, а затем при увеличении x убывают и достигают минимального значения $\sigma_{yy} = 0,93 \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$ в точке $x/l=1,3$ или при $x=39$ м. При дальнейшем увеличении x функция опорного давления возрастает – напряжения $\sigma_{yy}(x)$ асимптотически приближаются к напряжениям нетронутого массива.

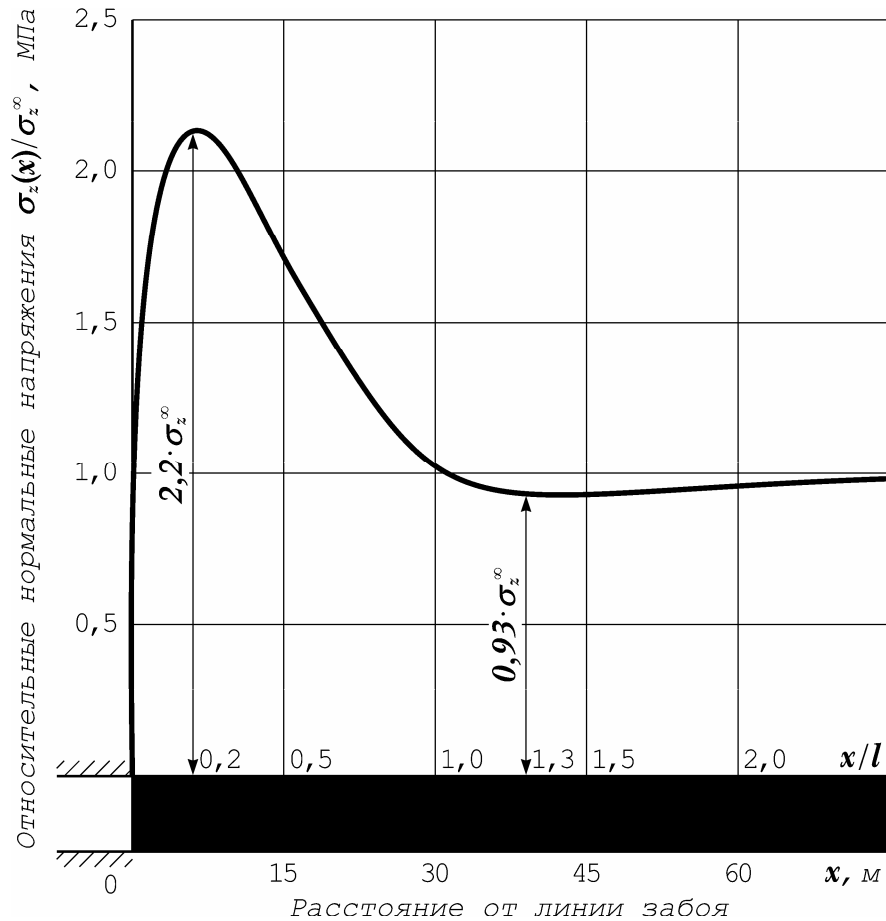


Рис. 5.3. График функции опорного давления

Таким образом, за зоной повышенного горного давления, впереди линии очистного забоя, имеет место зона пониженных напряжений нетронутого массива, что отражает реальные условия нагружения угольного пласта нависающим массивом. Полученный результат не является особенностью аналитического решения интегральных уравнений (5.1) и (5.2), выбираемого в виде (5.3). Это видно из того, что в уравнении (5.1) левая часть положительна, а в уравнении (5.2), подынтегральное выражение которого отличается от выражения в (5.1) множителем x , левая часть отрицательна. То есть, на бесконечности функция $[\sigma_{yy}(x) - \sigma_{yy}^\infty]$ должна всегда быть отрицательной – напряжения $\sigma_{yy}(x)$ меньше напряжений нетронутого массива.

Рассмотрим зависимость поведения кривой опорного давления от принимаемого моделью неаналитического значения величины E . На рис. 5.4

приведены кривые $\sigma_{yy}(x)$, построенные при $a/l=1$, для случаев, когда $E=0,1; 0,3; 0,5; 0,7; 1,0; 1,5; 2,0$. Анализ рис. 5.4 показывает, что с уменьшением E от 2 до 0 максимум кривой опорного давления смещается к линии очистного забоя. Величина максимума колеблется незначительно – в пределах $(2,25-2,50) \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$ при возрастании E вначале убывает, а затем возрастает. Сопоставляя зависимость поведения кривой опорного давления от величины E с известными аналогичными кривыми, приходим к выводу, что параметру E физически соответствует вид принимаемой реологической или прочностной модели угольного пласта. При этом, чем выше несущая способность пласта, то есть чем меньше E , тем круче кривая опорного давления. Для низкопрочных углей или мощных пластов кривая опорного давления над краевой частью угольного пласта выполаживается, что соответствует увеличению параметра E . Возрастание максимума опорного давления при увеличении E объясняется тем, что над краевой частью пласта возрастает также зона нагрузки. Следовательно, разупрочнение пласта наряду со смещением максимума опорного давления вглубь массива приводит к незначительному возрастанию величины максимума. Значительное влияние на формирование опорного давления оказывают размеры разгруженного пространства и зоны опорного давления.

На рис.5.5 представлены кривые $\sigma_{yy}(x)$, построенные для различных отношений a/l при $E=0,3$. Анализ рис. 2.5 показывает, что для малых размеров выработки кривая опорного давления близка к напряжениям нетронутого массива – максимум напряжений равен $1,08 \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$. Увеличение отношения размеров выработки к ширине зоны опорного давления приводит к возрастанию концентрации напряжений, например, при $a/l=2$ имеем максимум $3,4 \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$. Относительная координата максимума остается в то же время практически неизменной, начиная с отношения $a/l=0,5$.

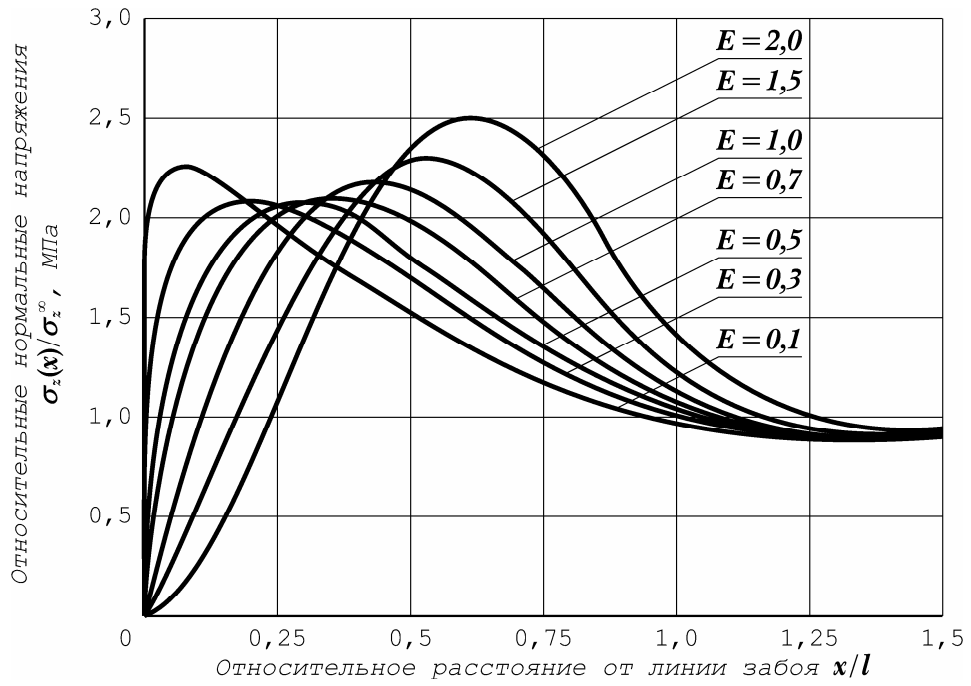


Рис. 5.4. Зависимость опорного давления вдоль линии забоя от несущей способности краевой части пласта при $E = 1,0$

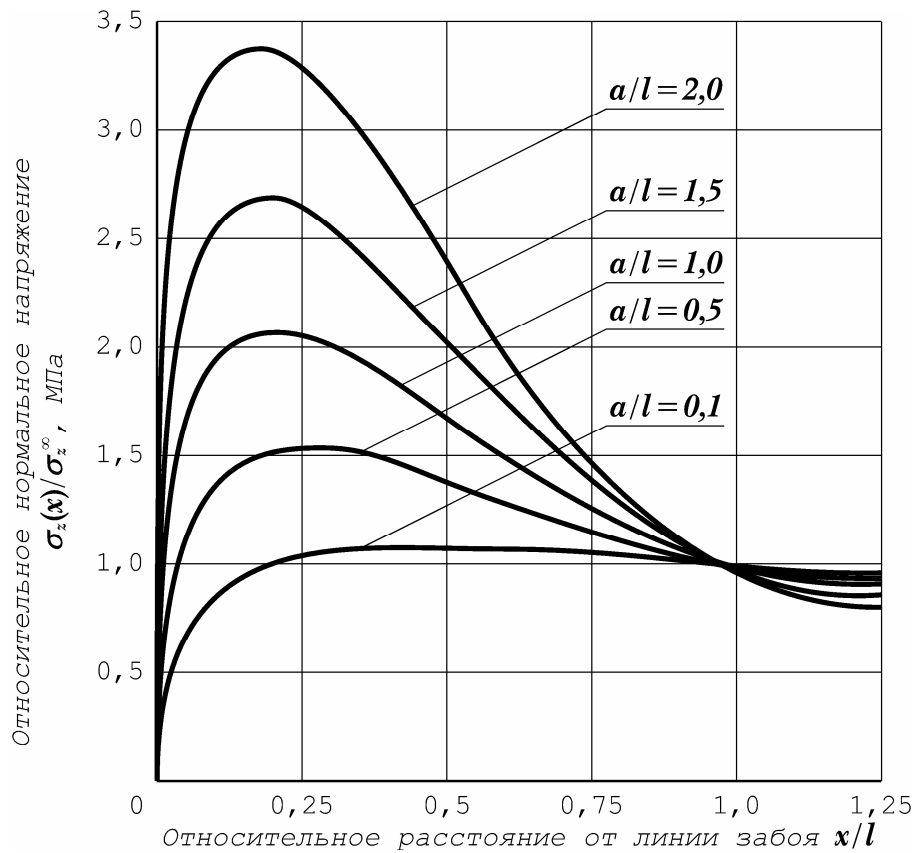


Рис. 5.5. Зависимость опорного давления вдоль линии забоя от соотношения размеров зоны опорного давления и ширины разгруженного пространства (a/l) при $E = 0,3$

Разгрузка пласта впереди забоя существенно зависит от отношения a/l . Чем больше концентрация напряжений над краевой частью пласта, тем меньше величина напряжений в зоне разгрузки. В частности, при $a/l=2$ величина минимальных напряжений $0,82 \cdot \sigma_{yy}^{\infty}$. Такое поведение напряжений проясняет формирование выбросоопасной ситуации в зонах повышенного горного давления. С одной стороны – увеличение концентрации напряжений, а с другой – увеличение степени разгрузки пласта, приводящее к повышению потенциальной энергии свободного метана в этой области. Практическими способами снижения выбросоопасной ситуации является уменьшение размеров разгруженного пространства и увеличение ширины зоны опорного давления, что реализуется известными способами: закладкой, принудительным обрушением, гидрорыхлением угольного пласта, опережающим бурением скважин, дегазацией и другими технологическими способами.

Отметим, что изменение отношения a/l происходит неоднозначно. Собственно размер зоны опорного давления зависит как от соотношения физико-механических характеристик кровли и пласта, так и от размеров разгруженного пространства. Поэтому при достаточно широкой вариации величины a изменение отношения a/l может происходить незначительно. В то же время в экстремальных горно-геологических ситуациях, таких как геологические нарушения, образование специфической геометрической конфигурации выработанного пространства или пространственного сочетания очистных и подготовительных выработок при разработке свит пластов, возможны резкие изменения отношения a/l , приводящие к газодинамическим явлениям.

Таким образом, сформулированные условия равновесия кровли и асимптотики горного давления достаточны для построения функции опорного давления, не зависящей в явном виде от физико-механических свойств пород и угольного пласта. Развитый подход позволяет получить практические рекомендации по управлению напряженным состоянием угольного пласта, не

прибегая к сложным вычислениям, а используя качественные характеристики. Величины концентраций напряжений существенно зависят от соотношения между размерами выработанного пространства и зоны опорного давления. Положение максимума опорного давления определяется одним параметром, отражающим физико-механические свойства массива.

5.2. Аналитическая оценка напряженно-деформированного состояния угольного массива в призабойной зоне пласта

Известно, что для обоснования технологических параметров отработки угольных пластов необходимо учитывать взаимосвязь поведения боковых пород угольного пласта со свойствами угля.

В данном подразделе нами разработан аналитический способ описания напряженно-деформированного состояния пласта в зоне влияния проведения горных выработок. Как было показано в предыдущих разделах, угольный пласт испытывает механическую нагрузку через вмещающие породы и поэтому является очевидной связь между величинами сближения пород кровли и почвы с деформациями пласта. Принимаем, что вертикальная деформация пласта убывает с удалением вглубь пласта по линейной зависимости [78,83]:

$$\Delta l = \Delta m - l \cdot \operatorname{tg} \alpha, \quad (5.4)$$

где Δl – вертикальные деформации пласта на удалении l от кромки пласта;

Δm – сближение кровли и почвы на кромке пласта;

α – угол между начальным положением плоскости кровли и ее положением после сближения почвы и кровли.

Так как нагрузки на пласт пропорциональны вертикальным деформациям, то очевидно, что максимальные нагрузки пласт должен испытывать на кромке. Поскольку пласт обладает ограниченной несущей способностью в условиях одноосного сжатия, то уголь на кромке пласта разрушается и переходит в

состояние, называемое предельно напряженным. Напряженность в зоне предельного состояния с некоторыми допущениями может быть описана исходя из условий равновесного состояния.

Вертикальные напряжения σ_v в зоне предельного состояния могут быть определены из выражения [15,45]:

$$\sigma_v = k_1 \cdot k_2 \cdot e^{\varphi l}, \quad (5.5)$$

где k_1 – коэффициент сцепления для угля;

k_2 – коэффициент, зависящий от угла внутреннего трения β ,

$$k_2 = \frac{2 \cdot \cos \beta}{1 - \sin \beta};$$

l – расстояние от кромки пласта;

φ – коэффициент, который определяется из выражения:

$$\varphi = 2 \cdot f \cdot (r - \varepsilon \cdot m) \cdot (\varepsilon \cdot r \cdot m)^{-1},$$

где f – коэффициент трения, равный $\operatorname{tg} \alpha$;

ε – коэффициент бокового распора, равный:

$$\varepsilon = l \cdot \left[\operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\beta}{2} \right) \right]^{-1}; \quad (5.6)$$

r – ширина выработки, м;

m – мощность пласта, м.

Выражение (5.6) получено с учетом боковых напряжений. При этом принималось, что боковые напряжения равны горизонтальным (действующим в направлении оси выработки). Из уравнения (5.6) следует, что напряженность пласта в призабойной зоне возрастает неограниченно с удалением вглубь пласта, в то время как было показано ранее, на некотором расстоянии от кромки пласта должен иметь место максимум напряженности, с удалением от которого напряжения снижаются вплоть до напряжений, действующих в нетронутом массиве. Очевидно также, что с удалением от кромки пласта за точку максимума напряженности в пласте действуют упругие напряжения.

Распределение напряжений в зоне упругого состояния пласта обычно определяют, исходя из представлений о горном массиве, как об изотропной среде. Другое решение этой задачи, учитывающее реально существующие различия в деформационных свойствах пласта и вмещающих пород, позволяет выявить связь между сближениями почвы и кровли и напряженностью пласта.

В зоне упругого состояния пласт испытывает за счет сближений почвы и кровли вертикальные деформации сжатия и увеличение напряженности по сравнению с напряженностью нетронутого массива $\gamma \cdot H$. Для любой точки зоны упругого состояния зависимость между вертикальными деформациями и напряжениями может быть описана следующим выражением [14, 15]:

$$\frac{\Delta l}{m} = \frac{\sigma_{в.упр} - \gamma \cdot H}{E} - \mu \cdot \left(\frac{\sigma_{г.упр} - \varepsilon_{упр} \cdot \gamma \cdot H}{E} + \frac{\sigma_{б.упр} - \varepsilon_{упр} \cdot \gamma \cdot H}{E} \right), \quad (5.7)$$

где $\varepsilon_{упр}$ – коэффициент бокового распора при упругом состоянии пласта,

$$\varepsilon_{упр} = \mu \cdot (1 - \mu)^{-1};$$

$\sigma_{в.упр}$, $\sigma_{г.упр}$, $\sigma_{б.упр}$ – соответственно вертикальные, горизонтальные и боковые напряжения в зоне упругого состояния, МПа.

Наши исследования упругих свойств углей Центрального района Донбасса (шахты "Южная", "Новодзержинская") показали, что они в первом приближении подчиняются закону Гука. В то же время установлено, что значение коэффициента Пуассона для углей зависит от величины действующих напряжений, поэтому, принимая значение $\mu = const$, тем самым допускаем некоторую погрешность.

Так как $\sigma_{в.упр} = \frac{1}{3} \cdot \sigma_{г.упр} = \frac{1}{3} \cdot \sigma_{б.упр}$, то из уравнения (5.7) можно определить вертикальные напряжения, действующие в зоне упругого состояния:

$$\sigma_{в.упр} = \frac{E \cdot \Delta l}{\omega \cdot m} + \gamma H, \quad (5.8)$$

где $\omega = 1 - \frac{2 \cdot \mu^2}{1 - \mu}$.

С учетом зависимости (5.5), выражение (5.8) можно записать:

$$\sigma_{\epsilon, \text{упр}} = \frac{E \cdot (\Delta m - l \cdot \text{tg} \alpha)}{\omega \cdot m} + \gamma \cdot H. \quad (5.9)$$

Здесь $L \leq l \leq L_{\epsilon}$ (L – протяженность зоны предельного состояния, L_{ϵ} – протяженность области влияния выработки на напряженное состояние пласта).

При $l = L_{\epsilon}$; $\sigma_{\epsilon, \text{упр}} = \gamma \cdot H$, при $l = L$ напряженность пласта достигает максимума:

$$\sigma_{\epsilon, \text{max}} = \frac{E \cdot (\Delta m - L \cdot \text{tg} \alpha)}{\omega \cdot m} + \gamma \cdot H. \quad (5.10)$$

Из уравнений (5.6), (5.10) и условия равенства предельных и упругих напряжений в точке максимума напряженности можно получить уравнение, определяющее протяженность зоны предельного состояния:

$$L = \frac{1}{\varphi} \cdot \ln \left[\frac{E \cdot (\Delta m - L \cdot \text{tg} \alpha)}{\omega \cdot m \cdot k_1 \cdot k_2} + \frac{\gamma \cdot H}{k_1 \cdot k_2} \right]. \quad (5.11)$$

Коэффициент концентрации напряжений в призабойной зоне пласта k_3 (отношение максимальных напряжений $\sigma_{\epsilon, \text{max}}$ к начальным напряжениям $\gamma \cdot H$) будет равен:

$$k_3 = \frac{E \cdot (\Delta m - L \cdot \text{tg} \alpha)}{\omega \cdot m \cdot \gamma \cdot H} + 1. \quad (5.12)$$

Из полученных уравнений следует, что протяженность зоны предельного состояния, величина максимальных напряжений в пласте и, следовательно, коэффициент k_3 зависят от мощности пласта, ширины выработки, упругих и прочностных свойств угля. При постоянных свойствах пласта напряженное его состояние определяется величиной сближения почвы и кровли Δm . Так как угол α зависит от физико-механических свойств вмещающих пород и от способа управления горным давлением, то от этих показателей зависит и напряженное состояние пласта. Величина угла α является довольно стабильной для определенных горно-геологических условий и используется для

характеристики поведения пород кровли [20]. Поэтому предположение о поступательном перемещении плоскости кровли в процессе сближений является достаточно оправданным, особенно для прочных пород, вмещающих выбросоопасные пласты.

Эпюры распределения вертикальных напряжений в призабойной части пласта, в зависимости от величины сближений, приведены на рис. 5.6. Результаты шахтных и аналитических исследований показывают, что коэффициент концентрации напряжений изменяется в различных условиях в широких пределах и может возрастать до 10. Таким образом, нет никаких оснований считать коэффициент k_3 величиной для всех случаев постоянной из-за случайного распределения мест максимумов напряжений, как было указано ранее, по длине очистного забоя.

Из уравнений (5.10) и (5.12) следует, что величины $\sigma_{в.мах}$ и k_3 зависят от величины сближения почвы и кровли и могут возрастать неограниченно с увеличением последних.

В то же время, если пласт способен в условиях всестороннего сжатия воспринимать любые нагрузки, то вмещающие породы, передающие нагрузки на пласт и работающие в условиях изгиба, обладают ограниченной несущей способностью. При увеличении напряжений свыше предела, соответствующего несущей способности пород, породы разрушаются, и пласт освобождается от значительной части нагрузок. Таким образом, максимальные значения величин $\sigma_{в.мах}$ и k_3 ограничиваются несущей способностью пород.

На выбросоопасных пластах Донецкого бассейна наблюдались многочисленные случаи отсутствия сближений при продвижении выработки и случаи ударообразных, значительных по величине, сближений.

Очевидно, что неравномерность сближений вызывает такую же неравномерность напряженного состояния призабойной зоны пласта.

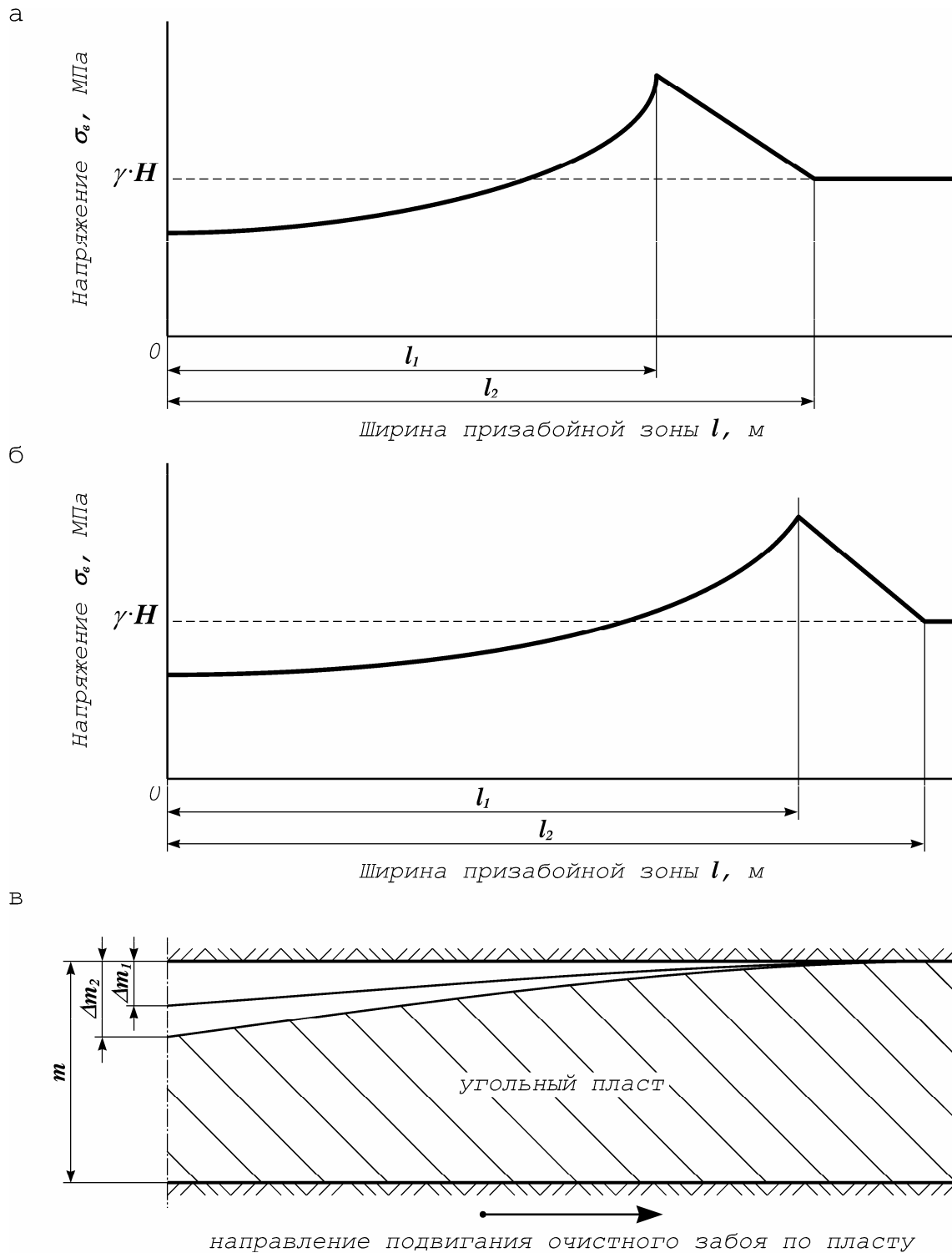


Рис. 5.6. Этюры распределения вертикальных напряжений в призабойной зоне пласта:
 а) сближение боковых пород на m_1 ; б) сближение боковых пород на $\Delta m_1 + \Delta m_2$; в) схема сближения почвы и кровли

При уменьшении сближений уменьшается протяженность зоны предельного состояния и напряженность призабойной зоны, причем при задержках сближений наблюдалось даже полное отсутствие зон отжима и концентрации напряжений. Уменьшение протяженности зоны предельного состояния в период зависания пород кровли в лаве установлено также сейсмоакустическими наблюдениями за состоянием горного массива в очистных забоях при разработке пологих пластов. Протяженность зоны предельного состояния при отсутствии сближений кровли и почвы можно найти из выражения [76]:

$$L_{з.нр.с} = \frac{1}{\varphi} \cdot \ln \frac{\gamma \cdot H}{k_1 \cdot k_2}. \quad (5.13)$$

Известно, что величина сближения боковых пород уменьшается с увеличением прочности и несущей способности вмещающих пород [76]. При этом, согласно уравнениям (5.9) и (5.12), уменьшаются значения $\sigma_{в.мах}$ и k_3 . Путем оптического моделирования [77] установлено, что при вмещающих прочных породах напряжения в пласте и коэффициент концентрации напряжений ниже, чем при малопрочных породах. Таким образом, изменчивость свойств вмещающих пород определяет неравномерность напряженного состояния пласта.

При уменьшении или полном отсутствии сближений боковых пород и соответствующем уменьшении протяженности зоны отжима ухудшаются условия дегазации призабойной зоны, а газовое давление достигает высоких значений на малом удалении от кромки пласта в так называемой зоне разгрузки в предельно-напряженной зоне впереди очистного забоя. Это создает благоприятные условия для возникновения газодинамических явлений, в том числе и внезапного выброса угля и газа.

Очевидно, что величины сближений боковых пород определяются нагрузками на пласт и сопротивлением пласта деформациям. При пластичных маломощных вмещающих породах сближения почвы и кровли будут

сравнительно равномерными и зависящими от физико-механических свойств пласта.

При характерных же для выбросоопасных пластов прочных и монолитных породах, склонных к зависаниям, имеет место периодическое отсутствие или уменьшение сближений с последующими резкими ударообразными сближениями и большими нагрузками на пласт. Четкой связи между прочностью пласта и величинами сближений не обнаружено, но обнаружена связь между свойствами вмещающих пород и величинами сближений. Резкие ударообразные сближения почвы и кровли и создаваемая такими сближениями высокая напряженность призабойной зоны пласта является непосредственной причиной возникновения внезапных выбросов.

Таким образом, предложенный способ описания напряженного состояния пласта в зоне влияния выработок позволяет объяснить некоторые наблюдаемые на практике явления и может быть использован при разработке мер борьбы с динамическими явлениями на угольных шахтах.

Предложенная аналитическая методика расчета основных параметров в предельно-напряженной зоне угольного пласта будет нами использована при обосновании параметров технологии и техники выемки угля с учетом полученных новых геомеханических зависимостей.

Раздел 6. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫЕМКИ КРУТЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ

6.1. Параметры безопасной технологии выемки крутых угольных пластов, склонных к газодинамическим явлениям

Как известно, технология очистных работ включает в себя следующие основные производственные процессы: выемку угля средствами механизации, транспортирование его по очистному забою, управление горным давлением в лаве, охрану призабойного пространства, выполнение мероприятий по обеспечению требуемого пылегазового и температурного режима. При этом технологическая схема очистных работ включает ряд элементов, характеризующих их пространственную планировку. К ним относятся: конфигурация и длина очистного забоя, ориентация и направление подвигания очистного забоя относительно кливажа и линий падения и простирания пласта, наличие монтажных ниш и магазина для временного хранения отбитого угля. Все перечисленные элементы оказывают прямое или косвенное воздействие на угольный пласт, а следовательно, могут в той или иной степени влиять на напряженно-деформированное состояние и газодинамический режим краевой части пласта. Последнее особенно важно при ведении горных работ на обрушающихся и выбросоопасных пластах [91-98].

Для обоснования параметров предлагаемой технологии и средств ведения очистных работ каждый перечисленный технологический элемент нами проанализирован и охарактеризован отдельно. Затем проведена комплексная оценка влияния всех совместно действующих параметров на краевую часть пласта, после чего результаты систематизированы с таким расчетом, чтобы предлагаемая технология и средства по ее реализации удовлетворяли требованиям безопасности, эффективности, ритмичности, стабильности и надежности ведения горных работ. Эта методология подробно представлена в таблице, приведенной в приложении А. Анализ рекомендаций, выводов и

предложений, содержащихся в приложении, позволяет реально судить о перспективности совершенствования существующих технологий очистной выемки на крутых опасных пластах за счет использования вариаций технологических схем их отработки. Ведение горных работ при этом исключает использование локальных профилактических (противовыбросных) мероприятий в очистном забое при обязательном контроле геомеханических процессов, связанных с деструкцией угольных пластов, средствами практики сейсмопрогноза [98].

Параметры технологии дают возможность управлять состоянием массива в целях устранения вредных проявлений горного давления. Для правильного выбора параметров необходимо иметь четкое представление о закономерностях поведения слоев пород и угольного массива, особенно в его краевой части. Необходимы средства, контролирующие ход технологических процессов, особенно выемочных работ по углю на пластах, опасных по ГДЯ, которые позволили бы технологическими приемами и методами активно вмешиваться в ход этих процессов.

В процессе очистных работ, под действием нормальной и наклонной составляющих собственного веса, породы изгибаются и расслаиваются. Расслоения возникают не только по контактам напластования, но и в монолитных толщах и сопровождаются образованием полостей чаще всего на контактах литологических разностей. Опускание (изгиб) слоев надугольной толщи в процессе их подработки происходит без резких изломов. Точки перегиба слоев, в которых кривизна меняет знак, расположены над выработанным пространством, и чем выше слои, тем они дальше от границ очистного забоя. Известно, что слои над выработанным пространством до соприкосновения с обрушенными породами опускаются свободно. В связи с изгибом и зависанием слоев пород в выработанном пространстве по его контуру возникает зона опорного давления, в которой нормальные напряжения слоев превышают геостатическое давление на контактах и впереди забоя, обуславливая высокую концентрацию напряжений, максимальные величины

которых в 2-5 раз превышают напряжения пород в нетронutom массиве. Абсолютные значения напряжений в угольном массиве еще не определяют выбросоопасности. В общем случае более важным является отношение максимальных абсолютных напряжений угля к расстоянию от забоя до места их возникновения, то есть градиент напряжений. Напряжения в зоне опорного давления распределяются неравномерно. Максимально напряженные участки пласта неодинаково удалены от забоя (в кутках выработок ближе, а на прямолинейных участках дальше). Известно, что в кутках очистных выработок расстояние от забоя до максимально напряженных участков в зоне опорного давления нередко не превышает 1 м, иногда даже 0,2 м. Результаты исследований указывают на сложный характер распределения напряжений в опорной зоне, причем при этом имеет место образование нескольких максимумов опорного давления.

Физическая модель сдвижения горных пород при отработке угольного пласта, составляется на использовании послойного изгиба толщи с образованием пустот расслоения и представляет собой пакет тонких, нежестко защемленных плит, нагруженных неравномерно распределенной нагрузкой от подработанных пород. Эта модель представлена на рис. 6.1.

Слои породы (каждая плита) имеют характерные точки как в массиве, так и под выработанным пространством. В точке 1, находящейся на расстоянии l_{max} от краевой части пласта, нагрузки максимальны, в точке 2, расположенной от максимума опорного давления на расстоянии a , они соответствуют нагрузке в нетронutom массиве. Эти точки являются параметрами опорной зоны. Точка 3, в которой кривизна изгиба слоя меняет знак, удалена от максимума нагрузок на расстояние b и является границей опорной зоны. Ширина опорной зоны $l_{on} = a + b$. Масса пород, зависающая над массивом, определяется длиной предельного полупролета, при прочих равных условиях, зависит от вынимаемой мощности пласта и способа управления горным давлением, а также от вида разгрузки либо пригрузки от разработки сближенных пластов.

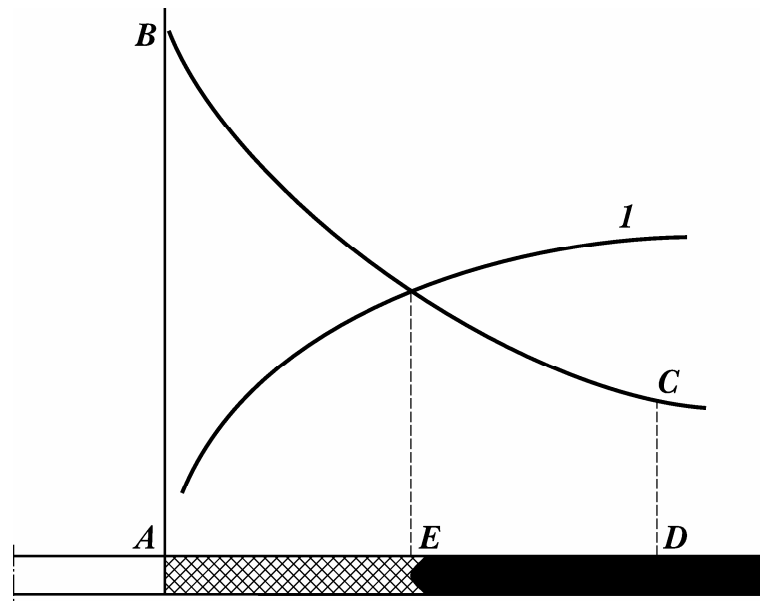


Рис. 6.2. Модель распределения нагрузки на угольный пласт (фигура ABCD); распределение прочности угольного массива в краевой части пласта (кривая 1)

Ширина области отжима a по представлениям В.Г. Гмошинского [30] может быть определена по выражению:

$$a = \frac{h \cdot \beta}{f} \cdot \ln \frac{k_0 \cdot \gamma \cdot H}{t} \cdot \cos \alpha, \quad (6.1)$$

где $2 \cdot h$ – вынимаемая мощность пласта, м;

$\beta = \frac{\mu}{1 - \mu}$ – коэффициент бокового распора, зависящий от коэффициента

Пуассона μ ,

f – коэффициент трения по углю;

$t = tg\varphi$, где φ – угол внутреннего трения;

k_0 – коэффициент концентрации напряжений;

γ – объемный вес пород, Н/м³;

H – глубина горных работ, м;

α – угол падения пласта, град.

Приняв $\mu = 0,5$; $\varphi = 36^\circ$; $\gamma = 2,5$; $\alpha = 55^\circ$ для мощности пласта 0,5-1,0 м и глубин 800-1000 м по зависимости (6.1) получим, что величина отжима соизмерима с мощностью пласта при коэффициенте концентрации напряжений, равном 2-3. В действительности, полученные расчетные величины будут отличаться от фактических из-за того, что формула не учитывает газоносности, газового давления, газопроницаемости и вида зоны опасного пласта по газодинамическим проявлениям. С достаточной точностью для практики нами рекомендуется величину отжима определять показателем, равным $(0,2-0,3) \cdot m$, где m – мощность пласта.

Основными параметрами технологического процесса выемки угля, оказывающими непосредственное воздействие на угольный массив, являются: интенсивность выемки угля, скорость подвигания очистного забоя и ширина захвата. Для оценки влияния этих параметров на реакцию пласта рассмотрим особенности динамики опорного давления и газового режима в движущемся угольном забое.

При перемещении забоя выработки в глубину массива в краевой части пласта образуется новое поле напряжений. Основная часть изменения напряженного состояния массива в процессе выемки угля происходит скачкообразно в течение короткого промежутка времени, что адекватно процессам изъятия нагруженной опоры. Сразу после образования обнаженной поверхности деформация пласта происходит в пределах, определяемых его упругими свойствами. Затем, под действием нагрузок, близких к разрушающим, часть массива, примыкающего к забою, переходит в предельное состояние. Переход угля в предельное состояние сопровождается неупругими деформациями, проявляющимися в виде отжима. За счет отжима угля в сторону забоя происходит снижение напряжений и в краевой части пласта формируется зона предельно-напряженного состояния. Оба эти процесса практически протекают мгновенно. Дальнейшие изменения напряженно-деформированного состояния краевой части пласта и параметров зоны опорного давления

происходят в соответствии с реологическими свойствами массива. Поскольку уголь обладает высокой степенью ползучести и пластичности, реологические процессы в нем могут протекать довольно интенсивно, и период наибольшего снижения несущей способности угольного массива ограничивается 20-30 часами [60].

Скорость протекания реологических процессов во многом определяется прочностными свойствами угля. Чем слабее уголь, тем круче кривая деформирования краевой части пласта сразу после образования обнаженной поверхности. На основании теоретических и экспериментальных исследований [60] сделан вывод, что влияние фактора времени на изменение напряженно-деформированного состояния краевой части пласта в максимальной степени проявляется в первые 2-3 часа. За этот период времени в краевой части пласта происходит ориентировочно 90% всех деформаций. И поэтому с достаточной для практики точностью период существенной релаксации напряжений можно ограничить 3 часами.

При малой скорости внедрения в угольный массив, сопоставимой со скоростью протекания реологических процессов, угроза разрушения угля исключается, так как в этом случае приращение энергии совпадает с работой, выполняемой внешними силами на границе вновь образованной поверхности.

При высокой скорости внедрения в угольный массив, происходит весьма резкий переход из напряженного состояния в другое, поэтому к непосредственному разрушающему воздействию на пласт опорного давления добавляется работа разрушения и смещения за счет упругого восстановления, ускоряется процесс прорастания трещин и заполнения их десорбирующим газом. Давление свободного газа за столь короткий промежуток времени снижается крайне незначительно, что приводит к сохранению у обнаженной поверхности высокого градиента давлений газа. Такое положение приводит к потере устойчивости и к разрушению угля в результате газодинамических явлений. Таким образом, при прочих равных условиях, увеличение

интенсивности выемки повышает вероятность инициации газодинамических явлений.

При этом увеличение скорости подвигания очистного забоя обуславливает сокращение предельно-напряженной зоны, приближение максимума напряжений к кромке забоя и рост градиента давления газа. Снижение нагрузки на очистной забой и связанное с ней уменьшение подвигания очистного забоя, например, на 10% дает рост себестоимости 1 т угля на 0,2 грн.

С другой стороны, увеличение скорости подвигания, оказывая влияние на процессы, управляющие изменением напряженно-деформированного состояния вмещающих пород, может привести к расширению зоны разгрузки за счет уменьшения заклинивания кромки пласта ближайшими к нему слоями кровли. Учитывая две тенденции влияния скорости подвигания забоя на формирование выбросоопасных ситуаций в краевой части пласта, этот технологический параметр должен быть оптимизирован.

Нами установлено, что технологический фактор "выемка угля" включает интенсивность выемки угля, скорость подвигания забоя и ширину захвата, и отражает характер их индивидуального либо совместного влияния на выбросоопасное состояние пласта в очистном забое. В связи с этим, выделим два направления исследований – уменьшение вероятности развязывания выбросов путем снижения интенсивности воздействия на угольный массив и устранение выбросоопасных ситуаций за счет активного изменения напряженно-деформированного и газового состояния краевой части пласта, например, за счет регулируемой ширины захвата и увеличения времени выемки угля в полосе.

В работе [10] показано, что градиент напряжений или коэффициент концентрации напряжений функционально зависит от таких технологических параметров как скорость отбойки угля, время простоя очистного забоя и площадь выемки за время отбойки угля.

Выражение для этого случая:

$$\Delta K = c \cdot \left(a + b \cdot \frac{I \cdot T}{\Pi} \right) \cdot \left(\frac{I \cdot T}{\Pi} \right)^d, \quad (6.2)$$

где $c = \frac{\gamma \cdot H}{E}$ – константа для конкретного пласта;

d – показатель степени;

a, b – эмпирические константы.

Учитывая, что Π/T суть времени отбойки угля в выемочном цикле, запишем выражение (4.2) в виде:

$$\Delta K = c \cdot \left(a + b \cdot \frac{T}{t} \right) \cdot \left(\frac{T}{t} \right)^d. \quad (6.3)$$

Выражение (6.2) отражает степень влияния отношения времени простоя (или релаксации напряжений) к времени отбойки угля на изменение напряжений в краевой части пласта. Выражение (6.2) имеет характерный экстремум и при безопасном уровне напряжений дает две области, одна из которых соответствует растянутой во времени выемке угля в течение суток, а другая – кратковременной выемке при значительном простое забоя.

Практическое использование зависимости (6.2) может быть реализовано при выемке угля выемочным механизмом под контролем сейсмоакустической аппаратуры.

В принципе, ширина захвата b должна быть соизмерима с выражением:

$$b = \frac{l_{раз} - 1,3}{n}, \quad (6.4)$$

где $l_{раз}$ – величина зоны разгрузки, определяемая нормативными методами;

n – число циклов по выемке угля.

Если учесть, что скорость подвигания очистного забоя ($n \cdot b$) не должна превышать скорости релаксации напряжений $V_{рел}$, то получим условия безопасности в виде:

$$\frac{n \cdot b}{t} < V_{\text{рел}}. \quad (6.5)$$

Но величина $n \cdot b$ должна быть соизмерима с безопасной глубиной выемки $n \cdot b \leq l_{\text{раз}} - 1,3$, тогда:

$$\frac{l_{\text{раз}} - 1,3}{t} < V_{\text{рел}}, \text{ откуда } t > \frac{l_{\text{раз}} - 1,3}{V_{\text{рел}}},$$

то есть время выемки полос в предыдущем цикле должно превышать время релаксации напряжений в последующем цикле. Например, если $l_{\text{раз}} = 2,5$, а скорость релаксации напряжений $0,5$ м/ч, то получим, что быстрее $2,4$ часов выемку полосы производить нельзя [2].

Таким образом, влияние технологических параметров на напряженно-деформированное состояние краевой части пласта можно обобщить следующим образом.

Технология горных работ при разработке опасных по ГДЯ пластов является фактором, определяющим создание, нейтрализацию и устранение способности пластов к проявлению газодинамических явлений. Элементы технологии, прежде всего интенсивность выемки, ширина захвата и управление горным давлением, являются факторами, инициирующими выбросоопасные ситуации, а элементы технологии такие, как скорость подвигания очистного забоя, технологический простой, форма кутка уступа и проветривание, являются факторами, регулирующими способность пласта к проявлению газодинамических явлений. Элементы технологии такие, как форма и длина очистного забоя, ориентировка направления подвигания очистного забоя по отношению к линиям залегания пласта и кливажу, конфигурация забоя, являются фоном, в котором может проявиться склонность угольного пласта к газодинамическим явлениям.

Суть гибкой технологии выемки угля на выбросоопасных пластах заключается в следующем.

При прогнозе "опасно", установленном текущим сейсмопрогнозом, очистные работы ведутся с полным набором противовыбросных мер при технологических элементах, осложняющих технологический процесс "выемка угля" в очистном забое. По данным ДонНИИ протяженность опасных зон в годовом подвигании очистного забоя по простиранию с применением сейсмоакустического прогноза колеблется в пределах 7-10%.

6.2. Совершенствование технологии очистной выемки с учетом результатов математического моделирования

6.2.1. Основы гибкой технологии с применением отбойных молотков (вариант I)

Гибкая технология (рис. 6.3), включает четыре элемента, направленные на снижение трудоемкости работ по выемке, а следовательно, на повышение производительности труда за счет: предварительного подбоя угля снизу вверх на высоту уступа; выемки со спасательной ниши вниз на ширину крепи и величину заходки по падению; выемки спасательной ниши; последующей выемки угля в уступе сверху вниз и его крепления. Такая технология обеспечивает свободный проход угля по забою, как при выемке спасательной ниши, так и при выемке угля в уступе сверху вниз.

Для доказательства целесообразности гибкой технологии с использованием подбоя в потолкоуступе сравним два варианта выемки угля в потолкоуступе. По первому варианту (обычная технология) выемка угля в потолкоуступе выполняется в два этапа: сначала зарубывается куток, а затем вынимается уголь в оставшейся части потолкоуступа. По второму варианту (гибкая технология) выемка угля в потолкоуступе выполняется в три приема: сначала выполняется подбой краевой части потолкоуступа, затем вынимается спасательная ниша в кутке и после этого вынимается оставшаяся часть его.

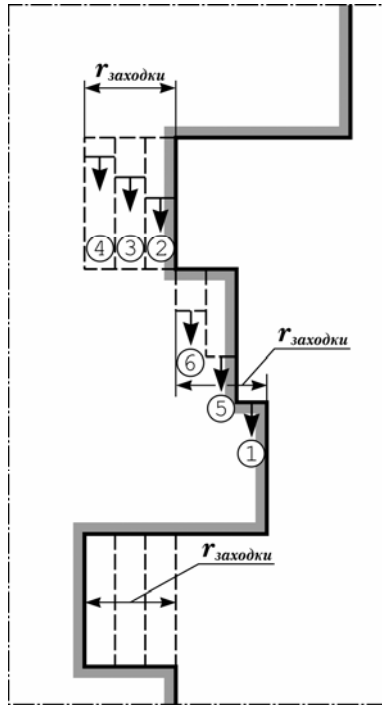


Рис. 6.3. Гибкая технология выемки угля ОМ в потолкоуступном забое узкими полосами в режиме подбоя (вариант I)

Пусть t_1 – время выемки угля в кутке, ч; t_2 – время выемки 1 м^2 угля в полосе площадью S , ч; t_3 – время выемки 1 м^2 подбоя, ч; t_4 – время выемки 1 м^2 угля в полосе после подбоя, ч. Тогда общее время выемки одной полосы в уступе по обычной технологии:

$$t_1 + n \cdot t_2, \quad (6.6)$$

где n – площадь полосы, м^2 .

Общее время выемки одной полосы в уступе по гибкой технологии:

$$t_1 + m \cdot t_3 + l \cdot t_4, \quad (6.7)$$

где m и l – соответственно площадь подбоя и оставшейся части полосы, м^2 .

Исключив из (6.6) и (6.7) время t_1 , сравним $n \cdot t_2$ и $m \cdot t_3 + l \cdot t_4$.

Исходя из условия, что $U = m + l = \frac{1}{3} \cdot n + \frac{2}{3} \cdot n$, имеем:

$$n \cdot t_2 \text{ и } \frac{n}{3} \cdot t_3 + \frac{2n}{3} \cdot t_4.$$

Разделив на n , сравним t_2 и $\frac{1}{3}t_3 + \frac{2}{3}t_4$.

Если предположить, что $t_2 = t_3 + t_4$, а $t_3 = 0,25 \cdot t_4$, получим:

$$0,25 \cdot t_4 + t_4 \text{ и } \frac{0,25 \cdot t_4}{3} + \frac{2}{3} \cdot t_4$$

или, умножив на 3, имеем $0,75 \cdot t_4 + 3 \cdot t_4$ и $0,25 \cdot t_4 + 2 \cdot t_4$.

В итоге получим $3,75 \cdot t_4$ и $2,25 \cdot t_4$.

Подставив в (6.6) и (6.7), имеем $t_1 + 3,75 \cdot t_4$ и $t_1 + 2,25 \cdot t_4$.

Приняв, например, $t_1 = 2$ ч, а $t_4 = 1, 2, 3$ часам, имеем систему:

$$2 + 3,75 \text{ и } 2 + 2,25;$$

$$2 + 7,5 \text{ и } 2 + 4,5;$$

$$2 + 11,25 \text{ и } 2 + 6,75.$$

Разделив левые суммы времен на правые, получим числа: 1,35; 1,46; 1,5; которые свидетельствуют о том, что гибкая технология в 1,35-1,5 раза требует меньших затрат по времени, чем обычная. Поэтому в этом случае можно увеличить в 1,3-1,5 раза длину потолкоуступа.

Известно, что в настоящее время более, чем в 2/3 очистных забоев в Центральном районе Донбасса выемка угля производится отбойными молотками в потолкоуступных забоях из-за отсутствия надежных средств механизации выемки угля и управления горным давлением в лавах, поэтому необходимо ее усовершенствование.

С учетом физических и геомеханических процессов в угольном пласте под воздействием горного давления и работы отбойного молотка при выемке считаем, что возможна одна из трех технологических схем отбойки угля в полосе:

- выемка в отжатой и естественно дегазированной части края пласта при пониженной прочности угля;
- выемка угля в вышеуказанных условиях в сочетании с выемкой угля в частично дегазированной части пласта при средней прочности пласта;
- выемка угля по простиранию при любых его прочностных свойствах, что является преобладающим способом в практике шахт Центрального района Донбасса.

Естественно, что интенсивность либо производительность труда при отбойке угля в этих отличающихся друг от друга прочностных зонах будет различной: более высокой по разупрочненному и деструктивному углю и менее высокой при прочном угле, когда силы горного давления не будут способствовать разупрочнению и отжиму угля в полосе.

Создание зоны разупрочненного угля и выемка угля ОМ положительно скажется на производительности труда забойщика. Это говорит о целесообразности производства подбоя в зоне отжатого угля. Подбой вызывает отжатие и разупрочнение угля у краевой части пласта, в связи с чем последующая выемка на ширину заходки будет вестись в условиях, ему аналогичных.

Производительность труда забойщика может быть увеличена за счет уменьшения числа кутков, то есть увеличения высоты уступа. В кутке уголь пласта не отжат и обладает большой твердостью, поэтому на отбойку 1 м² кутка в 2-3 раза больше затрачивается времени, чем на отбойку 1 м² оставшейся части уступа. На зарезку кутка затрачивается в зависимости от крепости угля до 30% времени рабочей смены.

К факторам, влияющим на отбойку угля, относят: трещиноватость угля, кливаж и его направление, слоистость, наличие прослоек, твердость и структуру пласта.

Уголь необходимо вынимать не сразу на всю мощность пласта, так как он обычно состоит из нескольких пачек (слоев). В практике всегда находят более мягкую пачку и по ней делают вруб (подбой), располагая его в нижней, средней или верхней части забоя в зависимости от мягкости пачки. Наиболее выгодно вруб делать в нижней пачке из-за того, что горное давление помогает отбойке угля. В случае если пачки угля однородны, предпочтение следует отдавать нижнему врубу. Для более легкой отбойки угля очистной забой надо располагать параллельно кливажу, так как в этом случае время на отбойку значительно уменьшается. Для увеличения отжима и трещиноватости краевой части пласта необходимо увеличить давление на забой, а это возможно при регулировании, например, шага закладки, величины пролетов и шага

обрушения пород кровли, а также использованием специальных видов крепи (органки, тумб, пневмокостров).

6.2.2. Основы гибкой технологии в прямолинейном очистном забое и полипчвоуступах узкими полосами по падению пласта (вариант II)

Суть технологии – выемка угля опасного пласта по падению в прямолинейном или полипчвоуступном очистном забое узкими полосами, ширину которых выбирают в зависимости от мощности пласта, устойчивости боковых пород в призабойном пространстве лавы с учетом величин безопасной зоны разгрузки пласта, отжима, а также зоны разгруженной и естественно дегазированной краевой части пласта. Суть технологии поясняется на рис. 6.4. Расчетная комплексная оценка технологии ведения очистных работ по методике автора [87] составляет $K_o = 0,895-0,969$, что соответствует хорошей оценке технологии выемки угля в таких технологических схемах разработки опасных крутых пластов, равной или больше 1,0.

Порядок выемки узких полос в проектной (паспортной) ширине захвата по всей длине очистного забоя или полипчвоуступа заключается в нижеследующем:

- ширину полосы в краевой части пласта формируют из расчета:

$$n \cdot r' = R, \quad (6.8)$$

где n – число узких полос по мощности пласта, шт.;

r' – ширина этих полос по простиранию, м;

R – ширина вынимаемой полосы в лаве, м.

Ширина узкой полосы r' выбирается из нижеприведенных параметров с учетом мощности угольного пласта:

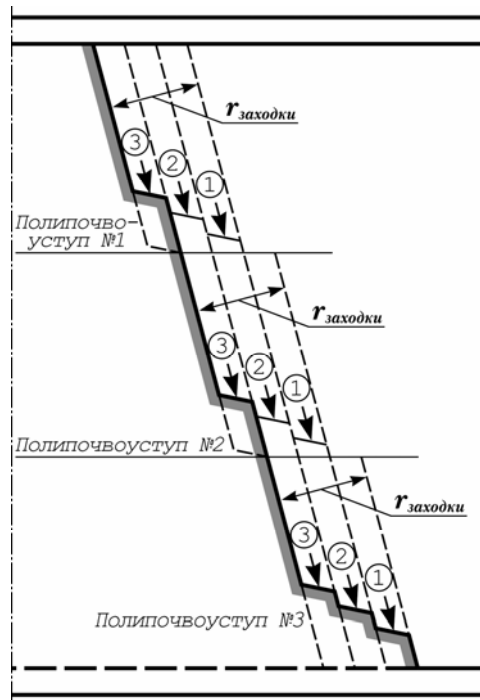


Рис. 6.4. Гибкая технология выемки угля ОМ в полипчвоуступном забое узкими полосами (вариант II)

при $m < 0,5$ м	$r_{\text{зах}} = 0,3 \dots 0,45$ м,
при $0,5 < m < 0,75$ м	$r_{\text{зах}} = 0,25 \dots 0,3$ м,
при $0,75 < m < 1,0$ м	$r_{\text{зах}} = 0,3$ м,
при $m > 1,0$ м	$r_{\text{зах}} = 0,25 \dots 0,3$ м;

- затем в режиме подбоя угольного пласта поочередно снимают по всей длине лавы или полипчвоуступа полосу шириной r'_i без постоянного крепления призабойной части в лаве или при необходимости после снятия второй узкой полосы устанавливают временную крепь;
- после этого снимают последнюю узкую полосу с установкой постоянной крепи на ширину захвата.

Предлагаемая технология позволяет эффективно вынимать уголь пласта, опасного по ГДЯ, в том числе опасного по внезапным выбросам угля и газа, без применения противовыбросных (профилактических) мероприятий, обеспечивая

при этом требуемую безопасность, надежность и эффективность горных работ в таких очистных забоях.

6.2.3. Основы гибкой технологии выемки угля на выбросоопасных пластах в щитовых забоях (вариант III)

Лавы, оборудованные щитовыми агрегатами, на выбросоопасных пластах не свободны от техногенных вредностей при выемке угля из-за того, что в полосах по падению зачастую происходят различного рода газодинамические явления, в том числе внезапные выбросы угля и газа и выдавливание угольного массива в призабойное пространство очистного забоя.

Эти производственные явления снижают эффективность работы щитовых забоев, надолго (до 1 месяца и более) выводят действующий очистной щитовой забой из плановой добычи по шахте, требуя при этом больших (до 50 тыс. грн в месяц) финансовых затрат на ликвидацию последствий, снижают безопасность обслуживающего персонала и тем самым не обеспечивают нормативных нагрузок на такие лавы. Причина этих явлений, опасных для жизнедеятельности обслуживающего персонала заключается в отсутствии надежных нетрудоемких и эффективных локальных противовыбросных мер для таких забоев. Исследованиями [10] установлено и автором подтверждено, что минимум частоты (5-8%) газодинамических явлений относится к краевым частям (приблизительно по 5-10 м длиной), примыкающим к вентиляционному и углеспускному скатам. В остальной части щитового забоя частоты распределяются с максимумом, расположенным примерно в середине выемочной панели. Такое распределение частоты возникновения газодинамических явлений по длине очистного забоя обусловлено тем, что исполнительный орган щитового агрегата внедряется в многократно пригруженную горным давлением зону недегазированного естественно или искусственно опасного пласта.

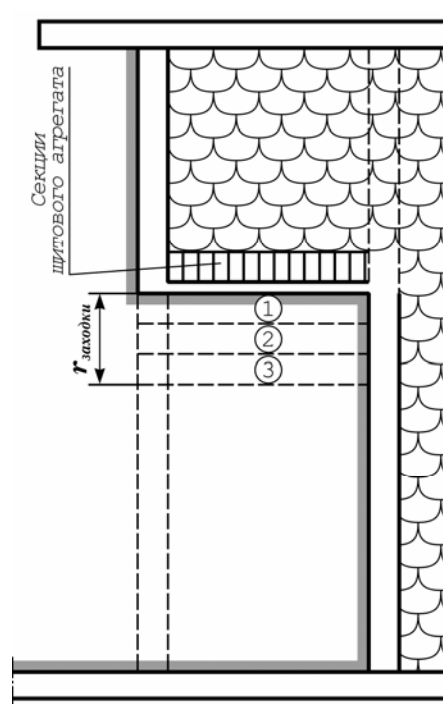


Рис. 6.5. Технология отработки угольного пласта в щитовом забое с циклической выемкой полос в проектной ширине захвата конвейероструга (вариант III)

С целью снижения вероятности инициирования опасных газодинамических явлений и нейтрализации высоких значений их частоты по всей длине очистного забоя нами предложена новая технология отработки опасных пластов, основанная на принципах принудительной циклической (с фиксируемым временным простоем забоя) выемки узких полос 0,21 м в проектной ширине выемки, равной 0,63 м. Суть ее заключается в организации работ по выемке угля конвейеростругом узкими полосами. Такая технология (рис. 6.5) обеспечивает выемку узкой полосы, заранее разгруженной и естественно дегазированной кромки угольного пласта, то есть в его краевой части. Указанная технология осуществляется с помощью навесных приспособлений, обеспечивающих принудительный простой щитового агрегата и выемку под контролем АГЗ и аппаратуры сейсмопрогноза.

Одним из возможных технических решений, которое обеспечивает дозированную циклическую выемку угля в щитовых забоях угольных пластов,

опасных по газодинамическим явлениям, является использование приспособления управления подающими гидродомкратами агрегата [106].

Конструктивно-технологически это приспособление может быть выполнено в виде гидромеханического клапана (рис. 6.6), устанавливаемого в подводящей (напорной) магистрали гидродомкратов подачи агрегата.

Клапан управляется дроссельным тросом. Для регулирования (ограничения) хода штоков гидродомкратов подачи они дополнительно оборудуются отрезками корабельных цепей. При этом один ее конец крепится к торцу гидродомкрата, а другой – через башмак к балке конвейероструга.

Такое исполнение системы управления агрегатом позволяет осуществлять выемку угля узкими (до 0,21 м) циклическими заходками в три последовательно вынимаемых слоя.

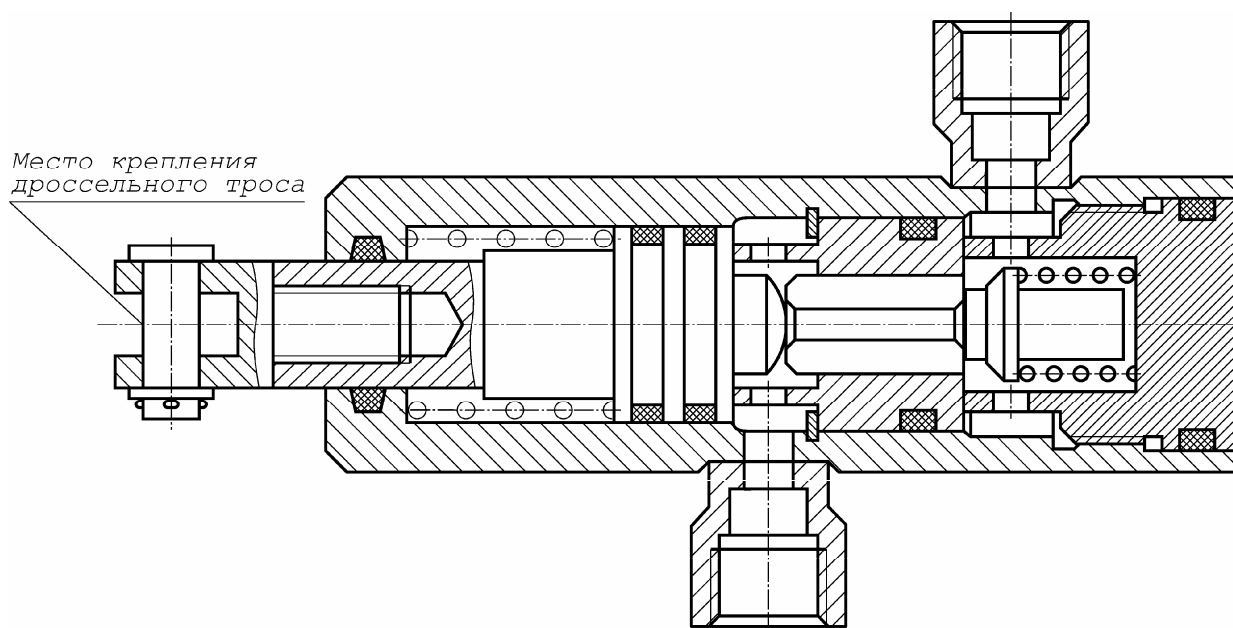


Рис. 6.6. Гидромеханический клапан

Предлагаемая схема обеспечивает, во-первых, полный (проектный) захват конвейероструга (0,63 м), а во-вторых, резко снижает вероятность развития ГДЯ за счет отработки очистного забоя узкими полосами жестко ограниченной глубины.

Новая технология позволяет практически непрерывно в течение трех смен подряд производить циклическую выемку узких полос, подвигание которых происходит принудительно, согласованно с ходом релаксационных геомеханических процессов в массиве угля и пород, то есть со скоростью ухода максимума напряжений вглубь массива и ходом естественной дегазации краевой части пласта. При этом навесное приспособление обеспечивает прямолинейность контура очистного забоя, располагаемого по простиранию угольного пласта. Новая технология, помимо механического навесного оборудования, реализуется автоматически за счет встроенных гидравлических клапанов, не позволяющих двигаться гидродомкратам, которые управляют положением конвейероструга в забое. Таким образом, разработанная нами новая технология увеличивает в 1,5-2,0 раза нагрузку на очистной забой, обеспечивая при этом высокую эффективность горных работ в щитовом забое на выбросоопасных угольных пластах по фактору "выбросоопасность". Комплексная оценка такой технологии варьирует в пределах 0,75-0,85, приближаясь к предельной величине, равной или большей 1,0. Надежность технологии по фактору "выбросоопасность" рассчитана и составляет величину примерно равную 0,86, что означает вероятность возникновения опасных явлений в пределах 14%. Данная технология проходит проверку на пласте "Пугачевка-верхняя" шахтоуправления им. Калинина ПО "Артемуголь" и показывает хорошую результативность новой технологии в части предотвращения опасных газодинамических явлений, улучшения условий безопасности труда и повышения нагрузки на очистной забой выбросоопасного пласта, уголь которого вынимается конвейеростругом щитового агрегата.

Раздел 7. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ЗАЩИТЫ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ОТ ПОДЗЕМНЫХ ВОД

7.1. Общие положения гидрогеологии месторождений полезных ископаемых

На многих участках земная поверхность имеет естественный режим подземных вод, при этом обводненность их зависит от природных условий и характерных для данного района факторов, а именно [1]:

- количества атмосферных осадков;
- рельефа местности;
- фильтрации воды из расположенных рядом естественных и искусственных водоемов;
- состава грунта (его трещиноватости и др.)

С момента начала работ по строительству шахты и проведения горных выработок нарушается естественный режим подземных вод и стоков атмосферных осадков. Для создания нормальных санитарных условий труда и безопасного ведения горных работ необходимо удалить воды, поступающие в горные выработки. Для этого в специальных горных выработках оборудуют водоотливные установки, которые представляют собой сложный комплекс инженерных сооружений включающий: насосное оборудование, трубопроводы, запорную арматуру, трубные коллекторы, электрооборудование и аппаратуру автоматического управления.

Проблема водоотлива должна рассматриваться комплексно, начиная с вопроса гидрологии месторождения и заканчивая вопросами автоматизации и промышленной эстетики.

Поступающий в горные выработки приток рудничных вод имеет большое значение при проектировании и эксплуатации водоотлива и предопределяет тип насосных агрегатов, их подачу, режим работы и расположение водоотливных установок по горизонтам шахт.

Особое внимание уделяется прогнозу ожидаемых притоков рудничных вод, распределению притоков по горизонтам и их физико-химическим свойствам.

Затопление горных выработок возможно при несоответствии между гидрогеологическими данными и расходом водоотливных установок. Причинами подобных явлений может быть недостаточное исследование гидрогеологических условий, игнорирование правил технической эксплуатации шахт, неправильный выбор оборудования водоотливных установок без учета ожидаемых притоков рудничных вод.

Ожидаемые на месторождениях водопритоки в подземные горные выработки обуславливаются площадями залежей полезного ископаемого, тектоническими особенностями, как полезного ископаемого, так и вмещающих пород, глубиной вскрытия, дренирующим влиянием соседних участков более глубоких шахт, интенсивностью отработки шахтных полей.

7.2. Вода в горных породах. Свойства горных пород по отношению к воде

Вода в горных породах может находиться в парообразном, жидком и твердом состоянии. В виде пара она содержится в воздухе, который заполняет поры, пустоты и трещины в породах. Таким образом водяной пар всегда является составной частью грунтовой атмосферы. Парообразная влага в порах пород находится в постоянном динамическом равновесии с другими видами воды и ее парами в атмосфере [2].

Воду в жидком состоянии, находящуюся в горных породах, разделяют на связанную и свободную. Связанная вода содержится в породе в виде прочно и пленочно связанной.

Прочно связанная вода обладает плотностью около $1,5 \text{ кг/м}^3$, очень вязкая, упругая, не проводит электрический ток, замерзает при температуре -78°C , не обладает свойствами растворять соли.

Свободная вода, находящаяся в породах, в свою очередь подразделяется на капиллярную и гравитационную.

Капиллярная вода - заполняет капиллярные пустоты в породах, представляет собой переходную форму между связанной и свободной водой. Она не вытекает свободно в горные выработки.

Гравитационная вода - свободно просачивается по порам и трещинам в породе сверху вниз или передвигается по ним в водоносном пласте под действием веса в направлении падения напора. Содержание гравитационной воды зависит от характера пустот водоносного горизонта, и преобладает в основном в крупноблочных и трещиноватых породах. Она является обычной водой.

Гравитационная и капиллярная вода передают гидростатическое давление и вызывают целый ряд нежелательных явлений как в процессе строительства, так и эксплуатации шахт.

По условиям образования подземные воды делятся на:

- инфильтрационные (просачиваемые дождевые и снеговые воды);
- седиментационные (образуемые одновременно с накоплением осадков на дне морских и других бассейнов, заполняя их поры);
- конденсационные.

По условиям залегания подземные воды делятся на:

- грунтовые (образующие самую верхнюю гидрогеологическую зону в поверхностных слоях земли;
- пластовые (приуроченные к водонепроницаемому пласту, перекрываемому и подстилаемому водоупорными породами);
- трещинные (приуроченные к трещинам в горных породах);
- карстовые (находящиеся в пустотах и пещерах закарстовых пород).

По гидравлическим свойствам подземные воды делятся на:

- безнапорные (вода со свободной поверхностью);

- напорные (когда водонасыщенный горизонт перекрыт сверху водоупорной породой и находящаяся в ней подземная вода испытывает гидростатическое давление, обуславливающее напор).

7.3. Факторы, определяющие необходимость защиты горных выработок от подземных вод

Значительные водопритоки в горные выработки создают опасные и неблагоприятные условия производства работ и эксплуатации шахт. Подземные воды повышают влажность полезного ископаемого, способствуют его смерзанию при транспортировке в зимнее время [21].

Защита от подземных вод является сложным и трудоемким процессом, выполняемым заблаговременно, как до начала работ, так и в процессе эксплуатации. Подземные воды - источник серьезных затруднений для процесса строительства и эксплуатации шахт. Степень водообильности месторождения полезных ископаемых в естественных условиях (т.е. до вскрытия горными выработками) зависит от климата, рельефа местности, наличия вблизи месторождения водоемов или водотоков, характера пород, глубины залегания угольных пластов, тектонического строения и др.

В процессе строительства шахт дополнительно появляются искусственные факторы обводненности, например, перетекание вод с одних горизонтов на другие, поступление в горные выработки воды из открытых водоемов и просачивание атмосферных осадков вследствие деформации поверхности при подработке.

Из-за обводненности значительно осложняется поддержание горных выработок, повышаются затраты на строительство шахт и себестоимость добычи угля. Ликвидация последствий прорыва подземных вод в горные выработки требует значительных затрат времени и средств на откачку воды, очистку выработки, ремонт и восстановление крепи и др.

Гидростатический напор подземных вод оказывает непосредственное влияние на устойчивость шахтной крепи и барьерных целиков [3,4,5].

Необходимость проведения защитных мероприятий определяется следующими основными факторами:

- большими суммарными водопритоками;
- наличием в геологическом разрезе деформированных пород;
- повышенной влажностью угля;
- неблагоприятными условиями работы горно-транспортного оборудования.

Необходимость проведения защитных мероприятий в период строительства шахт обуславливается заблаговременным снижением гидростатических напоров (уровней) подземных вод с целью безопасного проведения подготовительных горных выработок, а также ограничением их от поступления атмосферных осадков и других поверхностных вод (из рек, водоемов). В период эксплуатации шахт защитные мероприятия необходимы в целях обеспечения нормальных условий для работы горно-транспортного оборудования и соблюдения технических условий по влажности, предъявляемых к углю.

7.4. Законы движения подземных вод

Движение воды в породах, полном насыщении ею пор или трещин происходит при наличии разности напоров или уровней и подчиняется в основном линейному закону фильтрации (Дарси) [6]. Согласно этому закону, скорость движения прямо пропорциональна гидравлическому уклону (градиенту):

$$V = ki, \tag{7.1}$$

где V – скорость движения, м/ч;

k – коэффициент фильтрации, м/ч;

i – гидравлический градиент, принимаемый на практике как отношение разности напоров в двух точках, расположенных строго по направлению потока, к горизонтальному направлению между ними.

Коэффициент фильтрации (k) характеризует степень водопроницаемости горных пород, т.е. возможную скорость движения при $i=1$, когда $V=k$.

Основное уравнение движения подземных вод:

$$Q = Fki, \quad (7.2)$$

где Q - расход потока подземных вод, м³/ч;

F - площадь поперечного сечения потока, м².

Для гидравлических расходов, как при пористых рыхлых породах, так и трещиноватых, более надежно вычислять коэффициент фильтрации (k) по данным опытных откачек. Определение коэффициента фильтрации (k) при откачке из совершенных скважин или колодцев производят по формуле:

для безнапорных вод

$$K = \frac{0,73Q(\lg x_2 - \lg x_1)}{(2H - S_1 - S_2)(S_1 - S_2)}, \quad (7.3)$$

для напорных вод

$$K = \frac{0,366Q(\lg x_2 - \lg x_1)}{m(S_1 - S_2)}, \quad (7.4)$$

где k - коэффициент фильтрации, м/ч;

x_1 - расстояние от щитовой наблюдательной скважины до оси центральной скважины, м;

x_2 - расстояние от второй наблюдательной скважины до оси центральной скважины, м;

H - высота столба воды от почвы водоносного слоя до уровня воды перед откачкой, м;

S_1 - понижение уровня (напора) воды в первой скважине, м;

S_2 - понижение уровня (напора) воды во второй скважине, м;

Q - расход воды при откачке из центральной скважины, м³/ч;

m - мощность водоносного пласта при напорных водах, м.

Коэффициенты фильтрации в пределах водоносного горизонта могут быть различными, что обуславливается неоднородностью пород.

Неоднородную в разрезе толщу пород, через средневзвешенное значение коэффициента фильтрации, для расчета можно привести к однородной

$$k_{cp} = \frac{k_1 \cdot m_1 + \dots + k_n \cdot m_n}{m_1 + \dots + m_n}, \quad (7.5)$$

где k_{cp} – средний коэффициент фильтрации;

k_l, k_n – коэффициенты фильтрации отдельных слоев почвы;

m_l, m_n - соответственно мощность каждого из них, м.

Равномерное движение подземных вод в пластах с постоянной мощностью характеризуется следующим уравнением:

для безнапорных вод

$$Q = bkh \frac{H_1 - H_2}{l}, \quad (7.6)$$

для напорных вод

$$Q = bkm \frac{H_1 - H_2}{l}, \quad (7.7)$$

где Q - расход потока, м³/ч;

b - ширина потока, м;

k - коэффициент фильтрации, м/ч;

h - мощность обводненной части пласта при безнапорных водах, м;

m - мощность пласта при напорных водах, м;

H_1, H_2 - напоры в двух сечениях, расположенных по потоку, м;

l - расстояние между этими сечениями, м.

При неравномерном движении:

для безнапорных вод

$$Q = bk \frac{h_1 + h_2}{2} \cdot \frac{H_1 - H_2}{l}, \quad (7.8)$$

для напорных вод

$$Q = bk \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot \frac{H_1 - H_2}{l}, \quad (7.9)$$

где h_1, h_2 - мощность обводненной части пласта в сечениях при безнапорных водах, м;

m_1, m_2 - мощность водоносного пласта в сечениях при напорных водах, м.

Пользуясь приведенными выше уравнениями, данными разведки о мощности пласта или величине их обводненной части, а также коэффициента фильтрации, можно определить расход естественного потока подземных вод при соответствующей его ширине.

Расход, отнесенный к ширине потока в 1 м, называется единичным расходом потока подземных вод.

Учитывая, что

$$\frac{H_1 - H_2}{l} = i, \quad (7.10)$$

гидравлический градиент можно получить расчетным путем непосредственно по гидрологической карте, зная напоры в двух сечениях, расположенных по потоку и расстояние между этими сечениями.

7.5. Определение общего притока воды в горные выработки

Приток воды в стволы шахт с достаточной для практических целей точностью можно определить как приток в вертикальные дрены [6]. Приток шахтной воды определяют по формулам динамики подземных вод, по методу аналогии, по общему балансу подземных вод.

При одновременной проходке двух стволов приток воды в каждый из них уменьшается и его можно определить по формулам М. Маскета соответственно для условий напорных и безнапорных вод

$$Q' = \frac{2\pi kmS}{\ln\left(\frac{R_y^2}{2\sigma_0}\right)} \quad (7.11)$$

$$Q = \frac{\pi k(2H - S)S}{\ln\left(\frac{R_y^2}{2\sigma_0}\right)}, \quad (7.12)$$

где Q - приток воды в каждый ствол при одновременной проходке, м³/сутки;

σ - половина расстояния между стволами, м;

r_0 - радиус стволов, м;

R_y - радиус влияния дренажных систем, м;

$$R_y = R + \sigma. \quad (7.13)$$

Систему околоствольных выработок можно рассматривать как «большой колодец» и исходя из этого суммарный поток рассчитывается по формуле:

в безнапорных водах

$$Q = \frac{1,366k(2H - S)S}{\lg(R + r_0) - \lg r_0}, \quad (7.14)$$

где r_0 - радиус «большого колодца», определяется по формуле:

$$r_0 = \sqrt{\frac{F}{\pi}}, \quad (7.15)$$

где F - площадь контура выработок околоствольного двора, м²;

R - радиус депрессионной воронки, м;

в напорных водах

$$Q = \frac{2,73kmS}{\lg(R + r_0) - \lg r_0}, \quad (7.16)$$

Принцип «большого колодца» применим и для определения расходов воды при эксплуатации. Коэффициент уменьшения дебита для двух групп дрен, в этом случае, за счет их взаимодействия между собой определяется по формуле:

$$\alpha_r = \frac{\ln \frac{R_y}{r_0}}{\ln \frac{R_y^2}{2\sigma_0 r_0}}. \quad (7.17)$$

Для трех взаимодействующих дрен:

$$\alpha_r = \frac{n \ln \frac{R_y}{r_0}}{\ln \frac{R_y^3}{4\sigma_0^2 r_0}}, \quad (7.18)$$

где n - число дрен в группе.

Для четырех взаимодействующих дрен:

$$\alpha_r = \frac{n \ln \frac{R_y}{r_0}}{\ln \frac{R_y^4}{11,3\sigma_0^3 r_0}}. \quad (7.19)$$

Подобные расчеты доступны лишь при весьма значительных динамических ресурсах подземных вод и широком площадном распространении водоносных горизонтов.

Аналогичные приемы расчета применимы и для месторождений, расположенных вблизи открытых водоемов или водотоков, при этом вместо радиуса влияния дренажных систем (R_y) в вышеприведенных формулах необходимо принимать удвоенное расстояние контура «установки» до реки, т.е. (2 l).

При расчете *по методу аналогии* принимается во внимание коэффициент водообильности или удельные дебиты депрессионных воронок, создаваемых рудничным водоотливом.

Расчет по коэффициенту водообильности. Выбирая из числа действующих шахт в бассейне шахту с геологическими условиями, аналогичными проектируемой, определяют приток воды с использованием коэффициента водообильности

$$Q_{и.н} = k_g T, \quad (7.20)$$

где $Q_{ш.н}$ – количество воды, ожидаемое в шахте-новостройке, м³/ч;
 $k_в$ – коэффициент водообильности действующей шахты, принятой для сравнения;
 T – производительность шахты-новостройки за год, т.

Расчет по удельным дебитам депрессионных воронок. Водоотливы шахт создают в водоносных горизонтах депрессионные воронки, нижняя часть которых совпадает с площадью горных работ. При усредненной гипсометрии угольного пласта можно определить средний удельный дебит депрессионной воронки

$$q_{уд.ш} = \frac{Q_{ш}}{S_{ш}}, \quad (7.21)$$

где $q_{уд.ш}$ - средний удельный дебит по шахте или приток воды в ней на 1 м сниженного напора нижних вод, м³/ч;
 $Q_{ш}$ – средний суммарный расход воды, поступающей в шахту из подугольных напорных горизонтов, м³/ч;
 $S_{ш}$ - сниженный напор, вычисляемый как разность между абсолютными отметками пьезометрических уровней на шахте до эксплуатации и средними отметками почвы угля на месторождении, м.

Определение притока воды при проектировании шахты-новостройки можно произвести с использованием метода аналогии (для сравнения берется однотипный объект из числа действующих предприятий):

$$Q_{ш.н} = q_{уд.ш} \cdot S_{ш.н}, \quad (7.22)$$

где $Q_{ш.н}$ - средний ожидаемый суммарный приток нижних напорных вод по шахте-новостройке, м³/ч;
 $q_{уд.ш}$ - удельный дебит депрессионных воронок, определяемый по данным действующей шахты, м³/ч;
 $S_{ш.н}$ - предполагаемое необходимое снижение нижних напорных вод на новой шахте или разность между отметкой пьезометрического уровня и средней отметкой почвы пласта, м.

Метод удельных дебитов депрессионных воронок применим и при безнапорных водах в условиях относительно мощных потоков широкого простирания по формуле:

$$Q_{ш.н} = \frac{Q_{ш}(2H - S_{ш.н})S_{ш.н}}{(2H - S_{ш})S_{ш}}, \quad (7.23)$$

где $S_{ш.н}$ - предполагаемое снижение уровня, необходимое для работы в шахте-новостройке, м;

$S_{ш}$ - сниженный уровень воды при работе в действующей шахте, м.

Шахта, выбираемая для сравнения при расчете, должна иметь геологические условия, примерно одинаковые с условиями определяемой шахты: относительно равные коэффициенты фильтрации, мощности водоносных пластов и площадей вскрытия пласта горными работами.

Расчет водопритока по удельным дебитам при значительных динамических ресурсах подземных вод дает положительные результаты определения притока воды при разработке более глубоких эксплуатационных горизонтов месторождения.

Расчет по водному балансу. При относительно простом геологическом строении месторождения, ограниченном простирании водоносных горизонтов и явно выраженном потоке подземных вод общая оценка будущего притока воды может производиться с учетом водного баланса, т.е. природного расхода водоносных горизонтов. Обоснованием такого расчета является то, что при ограниченных ресурсах подземных вод естественные притоки будут полностью вовлечены в питание рудничных вод. Поэтому

$$Q_{ш.н} = Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n, \quad (7.24)$$

где $Q_{ш.н}$ - средний приток воды в горные выработки проектируемой шахты, м³/год;

Q_1, Q_2, Q_n - естественный расход подземных вод отдельных водоносных горизонтов за год, за счет которых будет происходить

поступление рудничных вод, м³/год.

Определение естественных расходов производится в соответствии с формулами динамики подземных вод, а расчет по водному балансу может быть основным или контрольным при применении других методов расчета.

Показателем обводненности шахты может служить коэффициент обводненности шахты ($k_в$) - отношение количества воды (м³), откачиваемой из шахты и из дренажных устройств для осушения за определенный период (обычно за год), к количеству добытого за тот же период полезного ископаемого (т).

Коэффициент водообильности Донецкого угольного бассейна составляет в среднем 2,8, а для отдельных шахт 0,8-12,3.

Наибольшая водообильность наблюдается на глубине 150-200 м, ниже до 300-500 м водопритоки несколько уменьшаются и особенно заметно уменьшение на глубине более 500 м.

Величина сезонных колебаний в расходе шахтных вод зависит от геологического строения и состава пород. При наклонном залегании пластов колебание весенних притоков увеличивается на 50-100% и более.

7.6. Мероприятия по борьбе с поверхностными водами

Борьба с вредными влияниями речных вод на проведение горных работ проводится при помощи обвалования рек, отвода их за пределы шахтного поля и спрямления извилистой части русла [6].

Обвалование применяется в тех случаях, когда шахтное поле расположено в пойме реки и ежегодно во время паводков может затопляться речными водами (рис. 7.1).

Для предотвращения затопления горных выработок по границам шахтного поля сооружают земляные дамбы в виде контура П-образной формы, примыкающего своей незамкнутой частью к высокому берегу реки. Профиль дамбы - трапецеидальный с пологим мокрым и более крутым сухим откосами,

причем гребень дамбы должен иметь превышение над самым высоким горизонтом воды (ГВВ) на 0,75-1,0 м, а откосы должны быть укреплены.

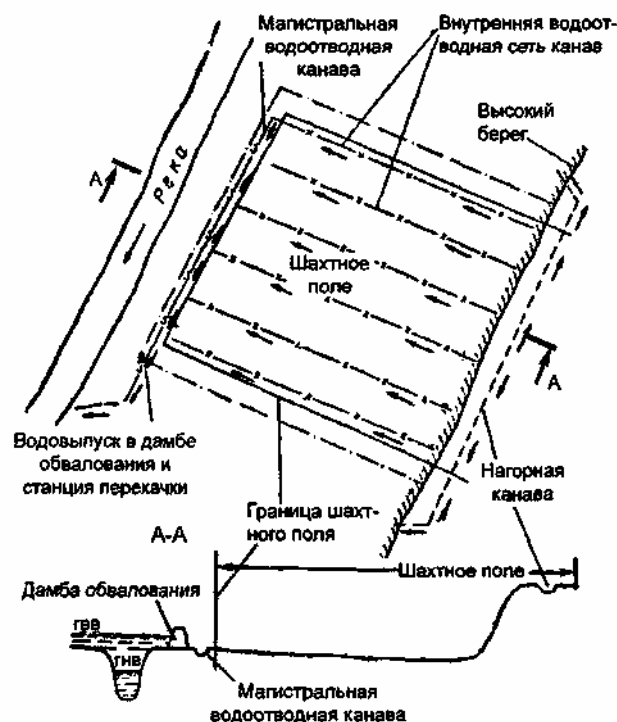


Рис. 7.1. Обвалование шахтного поля дамбами и устройство внутренней сети водоотводных канав

Отвод речных вод применяется в тех случаях, когда шахтное поле непосредственно пересекается рекой, которая может служить источником усиленного обводнения горных выработок, а при паводках все шахтное поле может затопляться речными водами (рис. 7.2).

При значительных уклонах в реке и соответствующем рельефе коренного склона отвод русла реки в сторону от шахтного поля может быть осуществлен относительно просто. По склону реки прокладывается новое русло - водоотводный канал, а старое русло перекрывают плотиной и направляют тем самым речные воды по новому руслу. Сечение канала рассчитывается на пропуск максимальных расходов реки.

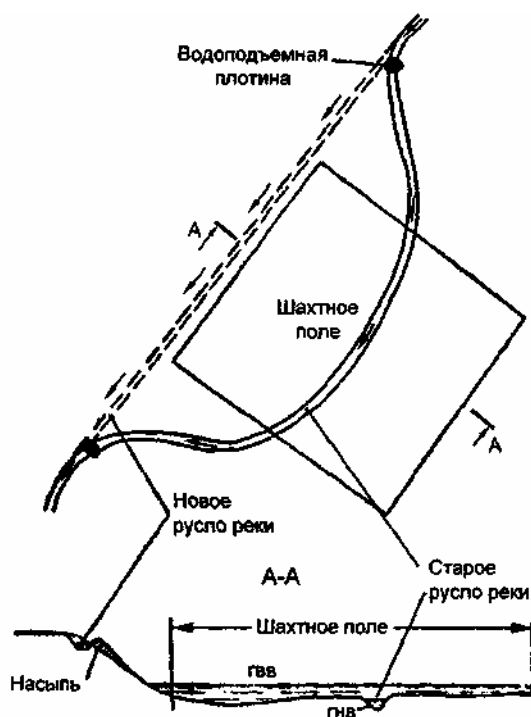


Рис. 7.2. Отвод реки от шахтного поля по новому руслу с устройством водоподъемной плотины в головной его части

Спрявление русла применяется при сильной извилистости реки на площади шахтного поля в целях уменьшения потерь угля в охранных целиках.

Ограждение горных выработок от вредного влияния ливневых и талых вод, попадающих на шахтное поле со стороны водосборной площадки производится при помощи нагорных канав. Нагорные канавы трассируются под углом к горизонталям рельефа, при этом отвод собираемых ими вод может быть осуществлен самотеком в ближайшую выемку рельефа (рис. 7.3).

Схема организации стока атмосферных вод на участке подземных сооружений шахты при помощи сетей водоотводных канав показана на рис. 7.4.

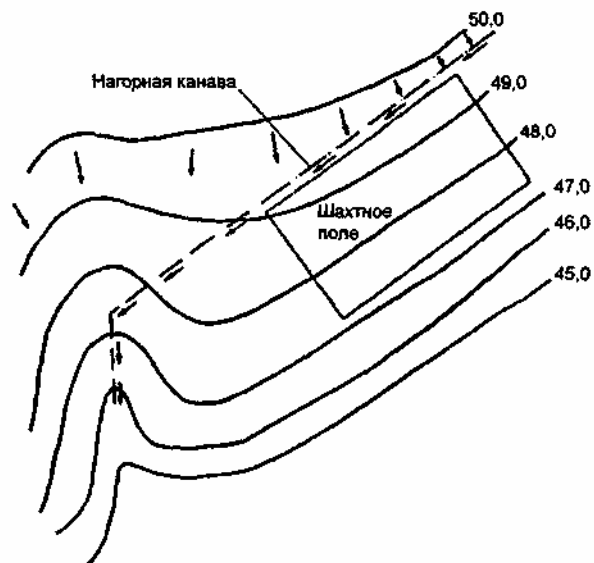


Рис. 7.3. Отвод ливневых и талых вод от шахтного поля при помощи нагорной канавы

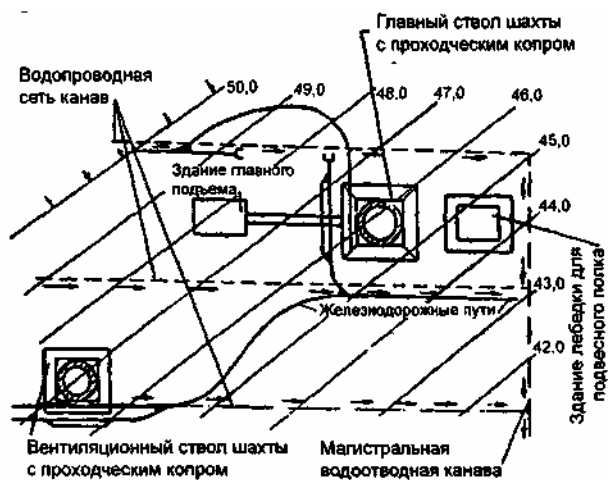


Рис. 7.4. Схема организации стока атмосферных вод на участке надземных сооружений шахты при помощи сети водоотводных канав

Новые русла рек, создаваемые при их спрямлении или отводе должны рассчитываться на максимальные расходы, которые могут быть вызваны потоком талых вод или ливневыми осадками.

Величина максимального расхода талых вод определяется по формуле Л.Д. Соколовского:

$$Q_{\max} = AF^{0,75}, \quad (7.25)$$

где A - величина элементарного максимального стока, определяемая с использованием табл. 7.1., м³/с;

Таблица 7.1.

Значение элементарного стока некоторых рек

Река	Пункт	Площадь водосбора, м ²	A, м ³ /с		
			Обеспеченность, %		
			5	1	0,1
Бассейн реки Днепр					
Сож	г. Пропойск	17660	2,98	4,20	5,88
Ингулец	с. Могиловка	9280	0,62	0,85	1,17
Бассейн реки Дон					
Дон	г. Гремячье	59560	1,73	2,18	2,70
Медведица	ст. Серебряково	31140	1,04	1,41	1,85
Сев. Донец	г. Лисичанск	52440	0,73	0,98	1,35

F – водосборная площадь реки выше спрямления или отводного канала, км²

В озерных районах в расход, определяемый по формуле (7.25) вводится коэффициент уменьшения

$$\delta = 1 - 0,5 \lg(a + 0,2b + 1), \quad (7.26)$$

где a - площадь озер;

b - площадь заболоченной местности (a и b выражаются в процентах к площади водосбора).

Для лесных районов вводится также коэффициент, учитывающий лесистость водосбора:

$$\delta_1 = 1 - 0,68\gamma, \quad (7.27)$$

где γ - относительная лесистость.

При расчете пропускной способности новых русел рек и канав задаются площадью поперечного сечения (ω) нового русла или канавы (соответственно глубиной, шириной и крутизной откосов), смоченным периметром (P) и определяют гидравлический радиус (R):

$$R = \frac{\omega}{P}. \quad (7.28)$$

Средняя скорость движения воды в новом русле или канаве определяется по формуле:

$$V = C\sqrt{Ri} \quad (7.29)$$

где V - средняя скорость движения воды, м/с;

C - коэффициент, зависящий от шероховатости стенки русла или канавы и гидравлического радиуса

$$C = \frac{87}{1 + \frac{\gamma}{\sqrt{R}}}; \quad (7.30)$$

i - продольный уклон русла или канавы;

γ - коэффициент шероховатости, $\gamma = 1,3-1,75$ для неукрепленных русел,

$\gamma = 0,85$ для укрепленных мощением, $\gamma = 0,16$ для бетонных русел.

Средняя скорость движения воды не должна превышать:

0,2-0,5 м/с - русел, заложенных в песках;

0,5-1,0 м/с - русел, заложенных в суглинках;

1,0-1,5 м/с - русел, заложенных в глинах;

2,5 м/с - русел, укрепленных мощением;

6,0 м/с - русел в бетонных канавах.

Пропускная способность нового русла определяется по формуле

$$Q = \omega V. \quad (7.31)$$

Нагорным, водоотводным и водосборным канавам обычно придается трапециевидальная форма поперечного сечения. Наименьшая ширина по дну - 0,25 м для водосборных канав и 0,6 м для нагорных и водоотводных канав.

Глубина канав определяется путем прибавления к полученной расчетом глубине наполнения запаса на заиливание - 0,1 м и на возвышение бровки над наивысшим горизонтом воды - 0,25 м.

В зависимости от типа грунта заложение откосов может быть принято: 2,0-3,0 м - в песках; 1,25-1,5 м - в суглинках; 1,0 м - в глинах и укрепленных мощением; 0,5-0,75 м - при бетонировании.

Уклон канав принимается не менее 0,002, а максимальный уклон определяется расчетным путем, при этом он не должен превышать величины скорости течения воды в канаве, допустимой для данного типа грунта, определяемой по формуле (7.29) и не превышающей значения, приведенного выше.

7.7. Развитие теоретических предпосылок исследования гидродинамических процессов

Линейная математическая модель процесса движения воды основывается на законе Дарси (7.1). Однако более адекватной является модель, основанная на уравнении

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left(K(P) \frac{\partial P}{\partial x} \right), \quad (7.32)$$

где $P(x, t)$ - давление жидкости;

$K(P)$ - нелинейный коэффициент фильтрации.

Процесс рассматривается на пространственном промежутке $[0; L]$.

Теоретические исследования имеют целью, во-первых, установление закономерностей протекания процесса с точки зрения механики насыщенной пористой среды, а, во-вторых, разработку аналитических зависимостей для расчета параметров технологии. Учитывая сложный характер процесса, разработка современных методов расчета параметров возможна на основе теоретических и физических положений о движении жидкости в пористых массивах с применением методов вычислительной математики и средств

вычислительной техники. При этом основным в исследованиях становится метод математического моделирования.

Эффективность применения метода определяется корректностью и степенью адекватности математической модели.

7.7.1. Формирование математической модели

Исходные физические предпосылки к построению модели.

1) Воздействие осуществляется путем создания высокого давления в ограниченном пространстве, в котором концентрируются жидкость и воздух.

2) Целью воздействия является активизация газовыделения из обрабатываемого массива как средства дегазации.

3) Во время воздействия происходят механические процессы, в той или иной степени изменяющие состояние массива.

4) По окончании собственно воздействия происходят процессы, обусловленные снятием (сбросом) давления, что вызывает ряд остаточных явлений, учет которых обязателен.

В работах [1,2] рассматривается математическая модель, учитывающая весь комплекс явлений, происходящих при гидродинамическом воздействии.

Исходная система уравнений:

$$(1 - n_{\varepsilon_0}) \left(\rho_1^0 \frac{\partial u_i}{\partial t} - \rho_2^0 \frac{\partial w_i}{\partial t} \right) + \frac{\partial \tau_{ij}}{\partial x_j} - \frac{\mu}{a_0} n_{\varepsilon_0} (1 - n_{\varepsilon_0}) (w_i - u_i) + (n_{\varepsilon_0} (\rho_1^0 - \rho_2^0) - (1 - n_{\varepsilon_0}) (\rho_1 - \rho_2)) g_i = 0; \quad (7.33)$$

$$\rho_2 \frac{\partial w_i}{\partial t} + \frac{\partial P}{\partial x_i} + \frac{\mu}{a_0} n_{\varepsilon_0} (1 - n_{\varepsilon_0}) (w_i - u_i) + \rho_2 g_i = 0; \quad (7.34)$$

$$\frac{\partial n_{\varepsilon}}{\partial t} - \frac{\beta_1}{3} \frac{\partial \theta^f}{\partial t} - \beta_1 (1 - n_{\varepsilon_0}) \frac{\partial P}{\partial t} + \alpha_1 (1 - n_{\varepsilon_0}) \frac{\partial T_1}{\partial t} - (1 - n_{\varepsilon_0}) \frac{\partial u_i}{\partial x_i} = 0; \quad (7.35)$$

$$\frac{\partial n_{\text{Э}}}{\partial t} + \beta_2 n_{\text{Э}} \frac{\partial P}{\partial t} - \alpha_2 n_{\text{Э}} \frac{\partial T_2}{\partial t} + n_{\text{Э}} \frac{\partial w_i}{\partial x_i} = 0; \quad (7.36)$$

$$(1 - n_{\text{Э}}) c_1 \frac{\partial T_1}{\partial t} = (1 - n_{\text{Э}}) D_1 \nabla^2 T_1 - (1 - n_{\text{Э}}) \alpha_1 T_0 \frac{\partial \sigma}{\partial t} + \chi(T_2 - T_1); \quad (7.37)$$

$$n_{\text{Э}} c_2 \frac{\partial T_2}{\partial t} = n_{\text{Э}} D_2 \nabla^2 T_2 + n_{\text{Э}} \alpha_2 T_0 \frac{\partial P}{\partial t} - \chi(T_2 - T_1); \quad (7.38)$$

$$\sigma_{ij}^f = (1 - n_{\text{Э}}) (\lambda_1 \varepsilon \delta_{ij} + 2\lambda_2 e_{ij} + \beta_1 k P \delta_{ij} + \alpha k T_1 \delta_{ij}). \quad (7.39)$$

Здесь (7.33), (7.34) – уравнения движения твердой и жидкой фаз;

(7.35), (7.36) – уравнения неразрывности фаз;

(7.37), (7.38) – уравнения сохранения энергии для фаз;

(7.39) – соотношение, связывающее напряжение σ_{ij} и давление P со смещениями (деформациями) скелета среды; оно позволяет рассматривать систему (7,33) –(7.39) как замкнутую.

Обозначения:

x_i – оси координат;

$a_0 = k(1 - n_{\text{Э}})$ – коэффициент гидравлического сопротивления среды, пропорциональный проницаемости;

c_j – удельная теплоемкость j -ой фазы;

λ_i – коэффициенты Ламе (характеризуют параметры рассеивания среды);

D_j – коэффициент теплопроводности j -ой фазы;

e_{ij} – тензор деформации скелета среды;

δ_{ij} – единичный тензор;

g_i – компоненты силы тяжести;

k – проницаемость (k_0 – «стационарная, начальная» проницаемость);

$n_{\text{Э}}$ – пористость ($n_{\text{Э}0}$ – «начальная» пористость);
 $k(1-n_{\text{Э}0})$ – модуль всестороннего сжатия скелета среды;
 P – давление;
 t – время;
 T_j – температура j -ой фазы;
 u_i – компонента скорости движения твердой фазы;
 w_i – средняя («истинная») скорость жидкости;
 $W_i = n_{\text{Э}} w_i$ – скорость фильтрации;
 α_j – коэффициент объемного расширения j -той фазы;
 β_j – изотермическая сжимаемость j -той фазы;
 ε – параметр сцементированности горной породы;
 $\lambda_j(1-n_{\text{Э}0})$ – упругие коэффициенты Ламе ($j = 1, 2$);
 μ – динамическая вязкость жидкости (μ_0 – «начальная» вязкость);
 ρ_j – плотность j -той фазы (ρ_0 – «начальная» плотность);
 σ_{ij} – компонента истинного напряжения в твердой фазе;
 σ'_{ij} – компонента эффективного («фиктивного») напряжения;
 θ – первый инвариант тензора напряжения;
 ∇^2 – оператор Лапласа;
 χ – коэффициент межфазового обмена;
 χ_j – параметр в уравнении состояния j -той фазы.

Данная система отражает общую постановку задач движения жидкостей и газов в глубинных пористых породах.

Как следует из вида уравнений движения и неразрывности для жидкости [1,2], в них входят скорости движения жидкости и смещений твердых частиц:

$$\frac{\partial P}{\partial x_i} = -\frac{\mu}{k} n_{\text{Э}} (w_i - u_i); \quad (7.40)$$

$$\frac{\partial n_{\text{Э}}}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x_i} n_{\text{Э}} w_i = 0. \quad (7.41)$$

В цементированных средах деформации переупаковки твердых частиц по величине близки к деформациям изменения объема частиц, при этом можно пренебречь скоростью перемещения твердых частиц по сравнению со скоростью жидкости всюду, кроме уравнений неразрывности. Исследуя эти уравнения и рассматривая фильтрацию капельной жидкости с относительно небольшим (до 10^3 ат) перепадом давлений, авторы [1,2] получили уравнение нелинейно-упругого режима фильтрации:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \chi \frac{\partial}{\partial x_i} \left\{ [1 + \alpha(P - P_0)] \frac{\partial P}{\partial x_i} \right\}, \quad (7.42)$$

где $\chi = \frac{k_0}{\mu_0(n_{\text{Э}0}a_\rho + a_m)}$ - коэффициент пьезопроводности;

$$\alpha = a_k + a_\rho - a_\mu,$$

a_k, a_n, a_μ, a_ρ - соответственно коэффициенты изменения

проницаемости, пористости, вязкости и плотности.

Такого же типа уравнения получаются для фильтрации газа.

Если рассматривать процесс гидрорасчленения, то, возможно, придется принимать во внимание и скорость переупаковки твердых частиц – этот вопрос нуждается в исследовании. Ввиду сложности и недостаточной изученности процесса гидрорасчленения построение полной достоверной математической модели его затруднено. В работе [2] сделана попытка исследования воздействия на угольный пласт как на сильно цементированную пористую среду через скважины, пробуренные с поверхности, используя математическую модель, основанную на уравнении (7.42).

Полная математическая модель процесса должна содержать комплекс математических зависимостей, на основе которых можно представить ход процесса и рассчитать его параметры. В данной работе для получения математической модели процесса гидродинамического воздействия уравнение (2.16) должно быть адаптировано с точки зрения конкретной технологии и целей воздействия, а также дополнено начальными и граничными условиями,

которые, в свою очередь, определяются технологическими схемами и режимами обработки. Значит, постановка задачи исследования и расчета параметров процесса формируется в соответствии с конкретной технологической схемой.

Адаптация математической модели к условиям исследований.

В соответствии с исходными физическими предпосылками, теоретически можно рассматривать 2 варианта:

- проникновение жидкости вглубь массива;
- движение жидкости из глубины к поверхности после сброса давления.

В первом случае характерным является факт, что под воздействием высокого давления жидкость проникает в газонасыщенный породный массив, производя при этом «раскрытие» микротрещин и пор, в результате чего увеличивается проницаемость и активизируется процесс истечения газа. Математически это отражается в уравнении (7.42) с обязательным учетом изменения проницаемости, пористости, вязкости. Однако при этом необходимо исследовать комплекс свойств массива (механических, упругих и т.д.), знать коэффициенты изменения фильтрационных параметров, законы «раскрытия» микротрещин и пор, словом, необходимо провести серьезные объемы дополнительных исследований, которые могут составить предмет отдельной работы. Поэтому в рамках данной работы ограничимся исследованием второго случая, тем более, что такие показатели как скорость движения жидкости к поверхности и объемы жидкости, истекающей из скважины, имеют важное значение для определения технологических параметров.

Задача ставится следующим образом.

На расстоянии L от поверхности находится определенная масса жидкости, находящейся под давлением P_0 , и в момент времени $t=0$ производится сброс давления, что вызывает движение жидкости к поверхности, где давление принимается равным 0.

Исходное уравнение записывается в виде:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left[k(P) \frac{\partial P}{\partial x} \right]; \quad (7.43)$$

($P(x,t)$ – давление жидкости на промежутке $[0;L]$ при $t \geq 0$).

Начальное условие:

$$P(0,0) = P_c \quad (7.43a)$$

(P_c – давление, установившееся после последнего цикла работы компрессора);

$$P(x,0) = 0.$$

Граничные условия:

$$P(0,t) = P_c e^{-\delta t} \quad (7.43б)$$

(δ – константа, характеризующая степень интенсивности убывания давления);

$$P(L,t) = 0.$$

Введем безразмерные (нормированные) переменные:

$$\left. \begin{aligned} p^* &= \frac{P}{P_{xap}}; \quad P = P_{xap} p^*; \\ x^* &= \frac{x}{L}; \quad x = Lx^*; \\ k^* &= \frac{k(P)}{k_{xap}(P)}; \quad k(P) = k_{xap}(P) \cdot k^*; \\ t^* &= \frac{t}{t_{xap}}; \quad t = t_{xap} \cdot t^* \end{aligned} \right\} \quad (7.44)$$

где $P_{xap}, k_{xap}(P), t_{xap}$ – некоторые характерные значения соответствующих величин (часто максимальные, как, например, в данном случае для x : $x_{xap} = x_{max} = L$).

Подставляем полученные переменные в (7.43):

$$\frac{P_{xap}}{t_{xap}} \frac{\partial p^*}{\partial t^*} = \frac{k_{xap}(P) P_{xap}}{L^2} \frac{\partial}{\partial x^*} \left(k^* \frac{\partial p^*}{\partial x^*} \right); \quad (7.45)$$

Если положить:

$$t_{xap} = \frac{P_{xap} L^2}{k_{xap}(P)},$$

то получится:

$$\frac{\partial p^*}{\partial t^*} = \frac{\partial}{\partial x^*} \left(k^* \frac{\partial p^*}{\partial x^*} \right); \quad (7.46)$$

Как видно, уравнения (7.46) и (7.43) различны только в обозначениях, поэтому звездочки (*) можно опустить.

Итак, замена позволяет перейти к нормированным безразмерным переменным, уравнение (7.46) записывается в виде:

$$\frac{\partial p}{\partial t} = \frac{\partial}{\partial x} \left(k \frac{\partial p}{\partial x} \right); \quad (7.47)$$

Таким же преобразованиям подвергаются начальные и граничные условия.

7.7.2. Исследование процесса методом математического моделирования

Для моделирования процесса необходимо исследовать функцию $P(x,t)$ в области $x \in [0;L], t \geq 0$ путем решения краевой задачи с уравнениями (7.47). Краевая задача решается методом конечных разностей.

Область, внутри которой нужно отыскать функцию, покрывается сеткой, образованной прямыми, параллельными осям координат, а непрерывная функция $p(x,t)$ отыскивается в виде таблицы дискретных ее значений в узлах сетки:

$$\left. \begin{aligned} x_i &= i \cdot \Delta x; \quad i = 0, 1, 2, \dots, n \\ t_j &= j \cdot \Delta t; \quad j = 1, 2, 3, \dots \\ p(x,t) &\rightarrow \{p(x_i, t_j)\} = \{p_{i,j}\} \end{aligned} \right\} \quad (7.48)$$

Аппроксимируем производные по неявной четырехточечной схеме [2]:

$$\frac{\partial p}{\partial t} \approx \frac{p_{i,j} - p_{i,j-1}}{\Delta t};$$

$$\frac{\partial}{\partial x} \left(k \frac{\partial p}{\partial x} \right) \approx \frac{k_{i+0,5,j} p_{i+1,j} - (k_{i+0,5,j} + k_{i-0,5,j}) p_{i,j} + k_{i-0,5,j} p_{i-1,j}}{\Delta x^2}.$$

Получим уравнения в конечных разностях:

$$\frac{\Delta t}{\Delta x^2} k_{i+0,5,j} p_{i+1,j} - \left[\frac{\Delta t}{\Delta x^2} (k_{i+0,5,j} + k_{i-0,5,j}) + 1 \right] p_{i,j} + \frac{\Delta t}{\Delta x^2} k_{i-0,5,j} p_{i-1,j} = -p_{i,j-1}; \quad (7.49)$$

Исходя из начальных условий, можно рассчитать распределение давлений в любой момент времени. Критерием окончания может служить момент достижения фронтом фильтрации границы отрезка 0L.

В рамках данной работы представляет интерес разработка методик инженерного расчета, позволяющих ориентировочно определить некоторые параметры. В частности, интерес представляет такая величина, как время (или последовательность) сброса давления с целью обеспечения такого завершения процесса, при котором минимизируется влияние на окружающую среду.

Для этого предлагается [2] решить задачу для единичных величин всех характеристик.

Давление жидкости к началу процедуры сброса:

$$p_c = p_{\max}.$$

Размерности входящих в уравнение величин должны быть, разумеется, согласованы. В данном случае:

$$[p] = 1 \text{ ат} = 1 \text{ кг/см}^2;$$

$$[t] = 1 \text{ сек};$$

$$[k] = 1 \text{ мд} = 10^{-11} \text{ см}^2;$$

$$[x] = 1 \text{ м} = 100 \text{ см};$$

$$[\mu] = 1 \text{ спз} = \frac{10^{-7} \text{ кгс} \cdot \text{сек}}{\text{г} \cdot \text{см}^2};$$

$$[n_3] = 1\%;$$

Вводим безразмерные величины, причем нормируем так, чтобы все они были не более 1 (таким путем мы перейдем к «единичным» величинам).

$$p^* = \frac{p}{p_c}; \quad k^* = \frac{k}{k_0}; \quad \mu^* = \frac{\mu}{\mu_0}; \quad n_{\mathcal{E}}^* = \frac{n_{\mathcal{E}}}{n_{\mathcal{E}0}}; \quad x^* = \frac{x}{L},$$

$$t^* = \frac{t}{t_0}, \quad t_0 = \frac{L^2 \mu_0 n_{\mathcal{E}0}}{k_0 p_c}; \quad q^* = \frac{q}{q_0}, \quad q_0 = \frac{k_0 p_c}{\mu_0 LC}.$$

В результате решения получаются «нормированные» кривые зависимости $P(x,t)$, рис. 7.5. На основании этих кривых можно рассчитывать основные параметры следующим образом.

На осях ординат рис. 7.5 вместо единицы откладывается полученное значение P , т.е. градируется ось ординат.

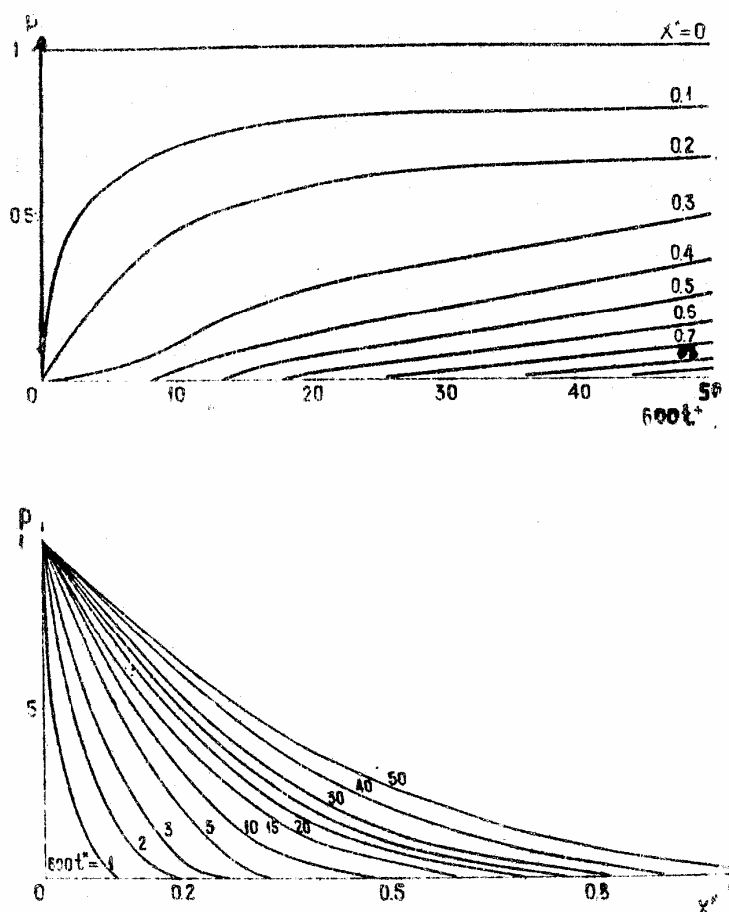


Рис. 7.5. К расчету основных параметров гидравлического воздействия на пласт (нормированные кривые)

Время фильтрации определяется из следующих соображений. Нагнетание должно быть прекращено, когда жидкость достигнет устья скважины и появится возможность ее выхода на поверхность. Приняв L , можно рассчитать нормирующую величину по времени t_0 :

$$t_0 = \frac{\mu_0 n_{\text{Э}0} L^2}{k_0 P_c} \quad (7.50)$$

Как видно из рис. 7.5, граница фильтрующей жидкости достигает точки $x^* = l(x = L)$ за 50 шагов по времени. Шаг выбран:

по пространству $\Delta x^* = 0,1$;

по времени $\Delta t^* = \frac{1}{6} \cdot 10^{-2}$.

Тогда время фильтрации:

$$T = \frac{\mu_0 n_{\text{Э}0} m^2}{48 k_0 P_c}$$

Учитывая размерности величин, получаем

$$T = \frac{10^3}{432} \cdot \frac{\mu_0 n_{\text{Э}0} L^2}{k_0 P_c}, \text{ час} \quad (7.51)$$

Используя приведенные теоретические результаты, будем рассматривать методику инженерного расчета для определения времени или процедуры сброса давления.

Примем следующие предположения, упрощающие задачу.

Будем считать, что входящие в (7.51) коэффициенты постоянны:

$$\mu = \text{const} = \mu_0 = 1 \text{ спз};$$

$$n_{\text{Э}} = \text{const} = n_{\text{Э}0} = 50\%;$$

$$k = \text{const} = k_0.$$

Значение k оказывает основное влияние на время T достижения фронтом жидкости устья скважины.

Для его определения в конкретных условиях можно решить обратную задачу: по фактическим данным о времени сброса определить среднее значение k :

$$k = \frac{10^3}{432} \cdot \frac{\mu_0 n_{\text{Э}0} L^2}{T P_c}.$$

Раздел 8. МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ СПЕЦИАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

8.1. Компьютерное моделирование геомеханических процессов

Решение различных инженерных задач при освоении подземного пространства предполагает предварительное исследование и обоснование принимаемых решений. Рассмотрение таких задач в аналитической постановке предполагает использование относительно простых расчетных схем. Их усложнение с целью учета влияния очистных работ, других технологических факторов, наличия области разрушенных пород вокруг очистных или подготовительных выработок, структурных особенностей породного массива резко затрудняет решение, использование простых аналитических зависимостей становится невозможным даже в предположении упругого деформирования породной среды.

Более точное решение поставленной задачи можно получить, если расчетная схема или метод позволяют изначально учесть интересующие исследуемые факторы. Широкие возможности открывают в этом плане численные методы решения, заимствованные из механики твердого деформируемого тела. Наиболее эффективные из них - метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных элементов (МГЭ).

Эти методы представляют собой мощные вычислительные средства, получившие в последние годы особую ценность с развитием компьютерной техники и программного обеспечения. Они достаточно гибки в отношении решения большого разнообразия задач для многосвязных областей с различным типом неоднородностей. Каждый из этих методов имеет свои достоинства и недостатки в зависимости от решения задач с конкретными особенностями.

Характерным примером использования МГЭ является задача по обоснованию параметров способа управления напряженным состоянием пород вокруг выработок камерного типа в условиях разработки пыльных известняков Крыма. Их месторождения представляют собой плотные, почти без трещин, толщи большой

мощности, залегающие на небольшой глубине. Для анализа напряженно-деформированного состояния (НДС) пород в таких условиях могут быть использованы с достаточной степенью точности методы теории упругости. Применяемый для решения задачи МГЭ позволяет определять напряжения и деформации в любой точке исследуемой области.

Расчетная схема представляла собой три камеры прямоугольного поперечного сечения. В углах камер под углом α_c располагались щелевые пропилены длиной l_c с внутренним давлением P_c .

Задача усложнялась тем, что исследуемый способ управления НДС породного контура основан на применении компенсационных полостей (пропилов), длина которых на порядок отличается от периметра выработки. В связи с этим предварительно были проведены исследования влияния количества аппроксимирующих граничных элементов, а также различия их длин на точность расчетов.

На основе известных алгоритмов, а также с учетом результатов проведенных исследований, был разработан новый программный продукт (ПП) *Underground*, на современном уровне реализующий метод граничных элементов.

На рис. 8.1 приведен один из вариантов расчета, характеризующий состояние приконтурного массива в окрестности камеры прямоугольного поперечного сечения, находящейся в устойчивых породах с пределом прочности на одноосное сжатие $R_c=10\text{МПа}$, на одноосное растяжение $R_p=1\text{МПа}$ на глубине $H = 100\text{ м}$.

Результатом выполненных исследований с применением МГЭ было установление рациональных параметров компенсационных полостей для повышения на 30-50% устойчивости выработок камерного типа, целенаправленно формирующихся при подземной разработке пильных известняков Крыма с целью их последующего долговременного использования.

В основу решения задачи о потере устойчивости пород почвы в протяженных выработках положен упрощенный подход Ишлинского-Лейбензона к исследованию

состояния механической системы при потере устойчивости равновесия. Суть его заключается в том, что параметр нагружения вводится только в граничные условия, которые учитывают изменение формы границы при вспучивании. Это обстоятельство существенно упрощает решение.

Полученные в ходе решения упругопластической задачи размеры зоны неупругих деформаций оценивались на предмет возможности возникновения вспучивания почвы. В качестве критерия использован критерий в виде выражения:

$$\bar{\varepsilon}_v r_L^{*2} \ln^2 r_L^* + 2 > 0,$$

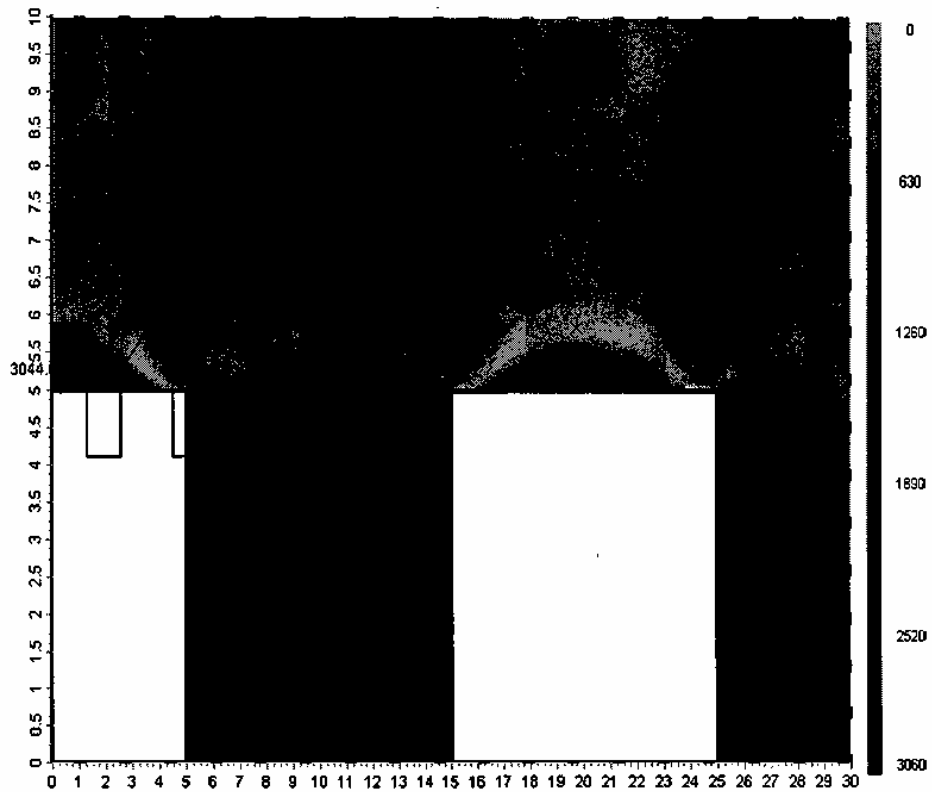
где $\bar{\varepsilon}_v$ - среднее относительное объемное разрыхление пород (определяется из опытов на сжатие породных образцов в процессе контролируемого разрушения); r_L^* - некоторая критическая величина радиуса зоны неупругих деформаций, приведенного к радиусу выработки R_0 , при которой наступает возможность вспучивания.

В случае выполнения неравенства (что означает наступление потери устойчивости почвы и начало пучения), в конечно-элементных узлах на контуре выработки в почве задавались новые граничные условия в виде дополнительных перемещений. Величина этих дополнительных перемещений принималась равной «порогу пучения» и составляла 0,3 м. Конфигурация нового контура почвы задавалась в виде косинусоиды с максимумом по центру выработки.

Аналізу подвергались размеры ЗНД вокруг выработки при данной величине перемещений в почве (рис. 8.2). Установлено, что размеры зоны неупругих деформаций в почве выработки при величине вспучивания 0,3 м в 2-3 раза превышают начальные.

Натурные наблюдения за состоянием выработок в условиях, моделирование которых осуществлялось для условий по пласту l_8 на шахте «Белозерская» ГП «Добропольеуголь», показали характерные в таких условиях деформации крепи, как результат поднятия почвы при сравнительно небольших деформациях крепи в кровле.

Решение задачи об НДС породного массива вокруг выработки, закрепленной анкерной крепью, выполнено с целью обоснования параметров анкерной крепи для условий шахты «Алмазная» ГХК «Добропольеуголь». Для выполнения расчетов использован метод конечных элементов.



Узел А

Узел Б

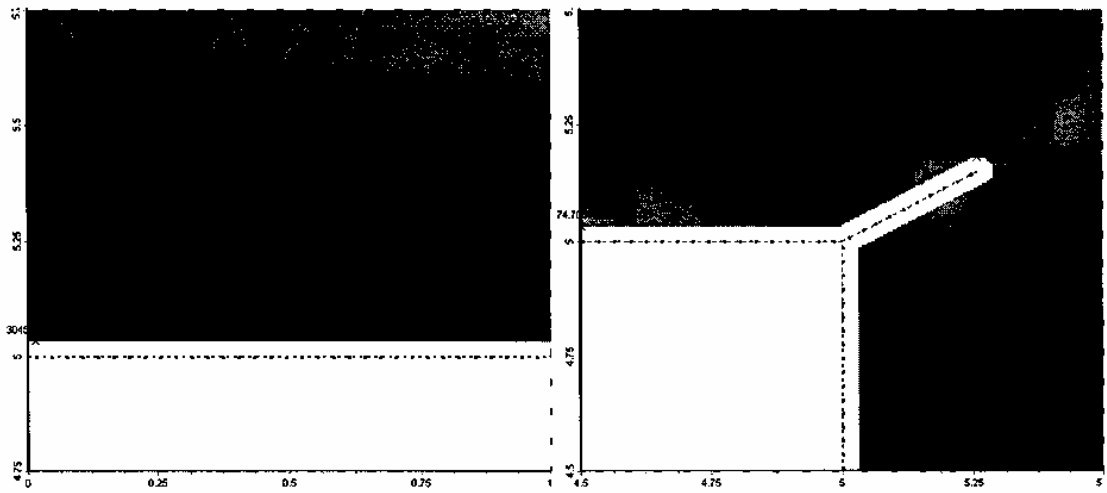


Рис. 8.1. Распределение эквивалентных напряжений в окрестности камер с применением компенсационных полостей длиной $l_c = 30$ см, расположенных под углом $\alpha_c = 30^\circ$ с внутренним давлением $P_c = 3$ МПа при $\sigma_{yy} = 1.2$ МПа, $\mu = 0.3$, $\psi = 0.125$

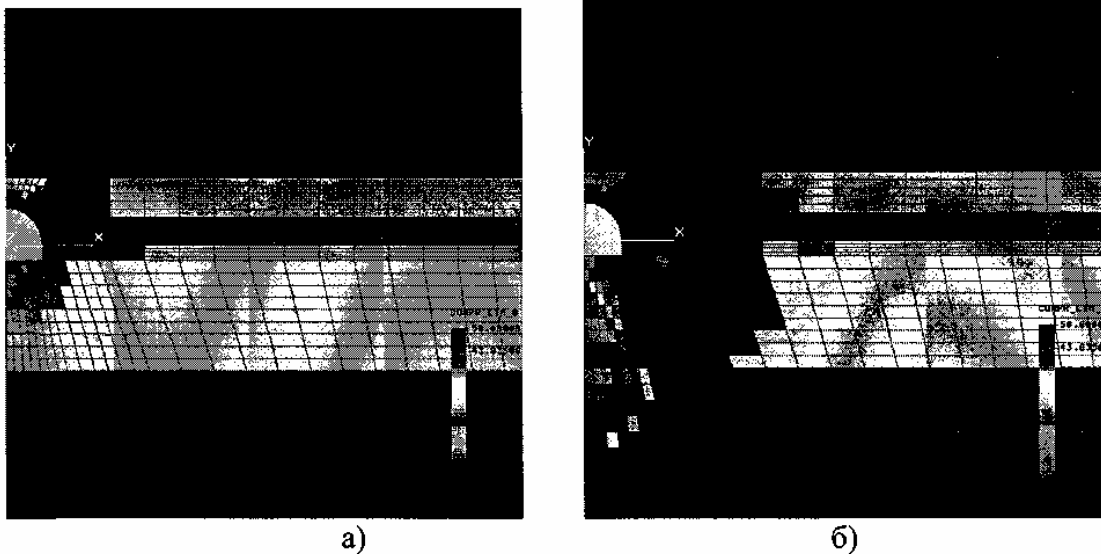


Рис. 8.2. Конфигурация зон неупругих деформаций до (а) и после (б) вступивания (существенно неоднородный массив)

Учет нелинейного поведения массива производится путем решения задачи известным методом секущих модулей. В ходе решения определяются те конечные элементы, имитирующие горные породы, в которых выполняется условие:

$$\sigma_e \geq R_c \quad (8.1)$$

где R_c - предел прочности породы на одноосное сжатие, σ_e - эквивалентное напряжение, определяемое через компоненты тензора напряжений в точке в соответствии с критерием прочности Парчевского-Шашенко [37]:

$$\sigma_e = \frac{1}{\psi} \left[(\psi - 1) \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \sqrt{(1 - \psi)^2 \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right)^2 + 4\psi \left(\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \right)^2} \right], \quad (8.2)$$

где $\psi = R_p/R_c$ — величина отношения предела прочности на растяжение к пределу прочности на сжатие, а σ_1, σ_3 - главные значения тензора напряжений.

Эти элементы сформировали новую группу, которая характеризуется нелинейными механическими свойствами и моделирует разрыхленную породу. Рис. 8.3 дает представление об общей форме и размерах области разрыхления

при установке в выработке семи анкеров длиной 1,0 м; 2,5 м; 3,0 м. На рис. 8.3,а представлена зона разрыхления в выработке при отсутствии анкеров.

Анализ напряженно-деформированного состояния приконтурного массива в окрестности выработки с анкерной крепью показывает, что при проведении выработки в неоднородном породном массиве и установке анкерной крепи с параметрами: плотность анкерования 0,8... 1,2 анк/м², длина анкеров 2,2...2,5 м, также весьма значительно снижается уровень напряжений и перемещений на своде выработки, что приводит к повышению ее устойчивости.

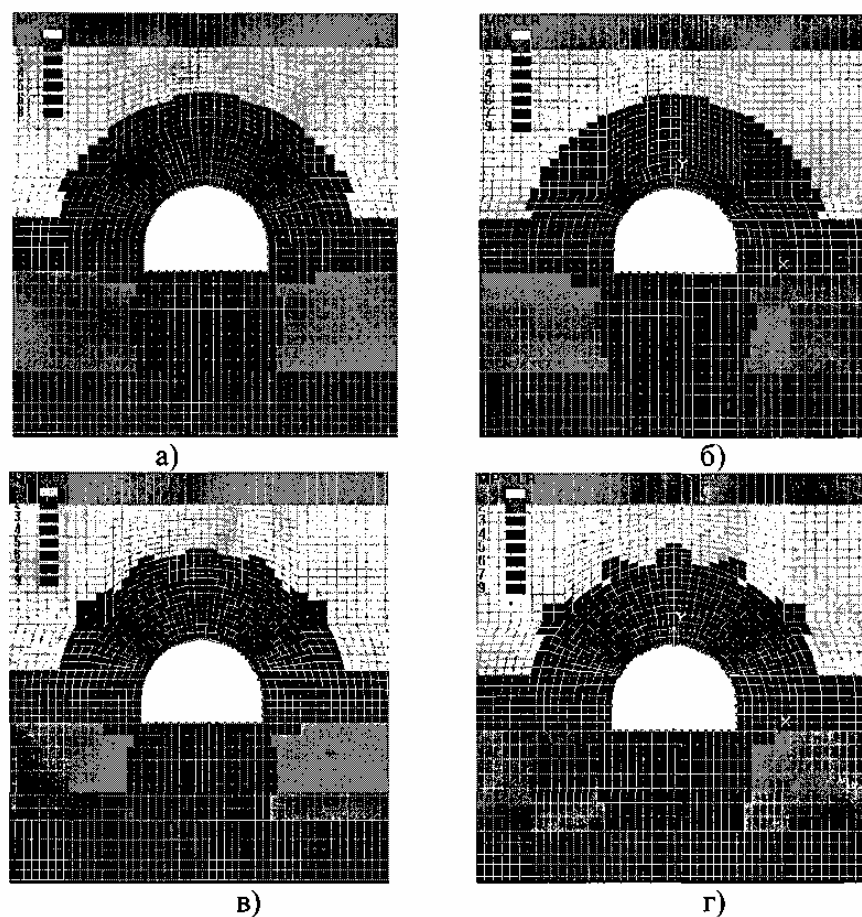


Рис. 8.3. Зона разрыхления в выработке при различной глубине анкеров

Процесс обрушения основной кровли в лаве сопровождается рядом специфических проявлений горного давления, которые затрудняют работу механизмов, снижают темпы проходки и безопасность ведения очистных работ.

Поэтому возникает задача прогнозирования момента обрушения пород основной кровли.

Изменение НДС пород массива при очистной выемке связано с непрерывным перераспределением концентрации напряжений, которое вызвано постоянным подвиганием очистного забоя, т.е. увеличением размеров обнажения.

Для определения изменений НДС пород рассмотрена последовательность расчетных схем, имитирующих подвигание очистного забоя. Нагрузка на контуре области задавалась с учетом коэффициента пригрузки k_σ . Решение задачи по МКЭ заключалось в выполнении последовательности расчетов (этапов), на каждом из которых моделировалась полость различных размеров (рис. 8.4).

В произвольной точке исследуемого массива угроза разрушения материала определяется на основе точечного критерия прочности, имеющего вид (8.1). Область массива, внутри которой выполняется условие (8.1), считается разрушенной. Однако обрушение пород кровли может произойти только в том случае, если выполняется интегральное условие прочности, определяющее целостность всей системы «выработка-породный массив», имеющее вид:

$$a = \frac{10R_c k_c^p h \sin \alpha}{\gamma h - 10R_c k_c^p} \quad (8.3)$$

где k_c^p - коэффициент структурного ослабления при растяжении ($k_c^p = 0,1 k_c$);

h - высота пород основной кровли, м;

α - угла наклона боковых линий аппроксимированной параболы свода обрушения кровли к горизонту. Параметр α в выражении (8.2) имеет смысл шага обрушения пород кровли.

Смыкание области, внутри которой выполняется точечное условие прочности (8.1), с границами области, определенной в соответствии с интегральным условием (8.3), служит признаком потери равновесия, т.е. обрушения пород кровли.

Определив в каждой точке массива значения эквивалентных напряжений и связанные с ними значения запаса прочности, можно оценить размеры и местоположение условных зон разрушения для сравнительного анализа изменений, которые произошли в массиве на каждом этапе подвигания очистного забоя (рис. 8.5).

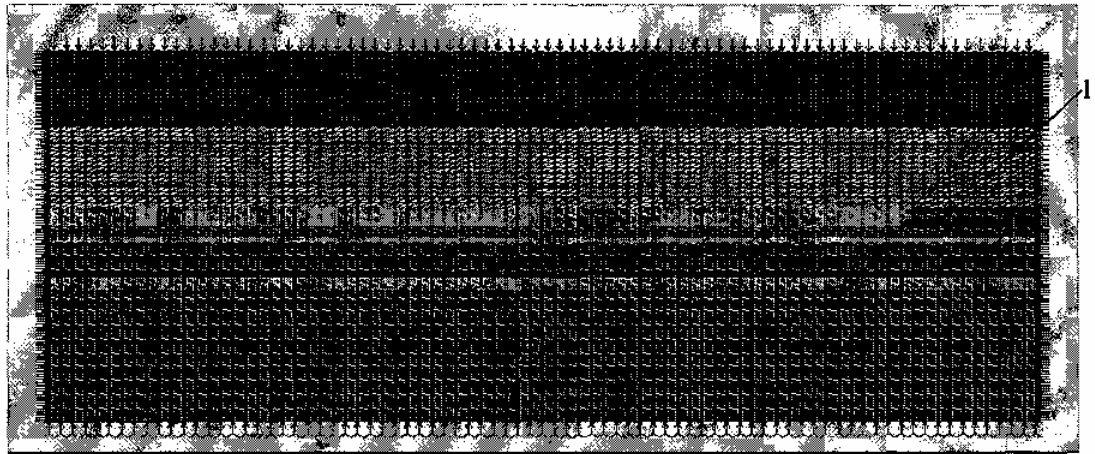
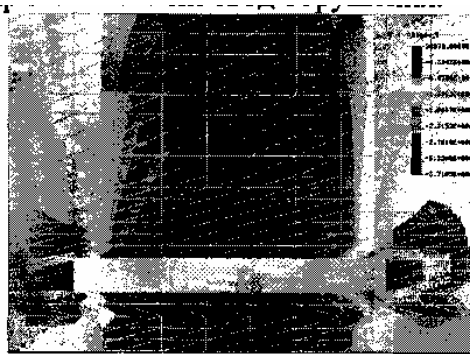
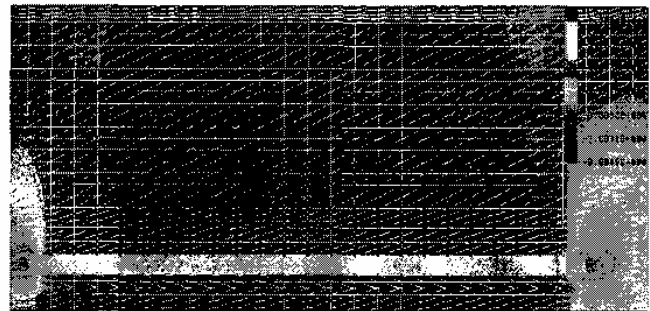


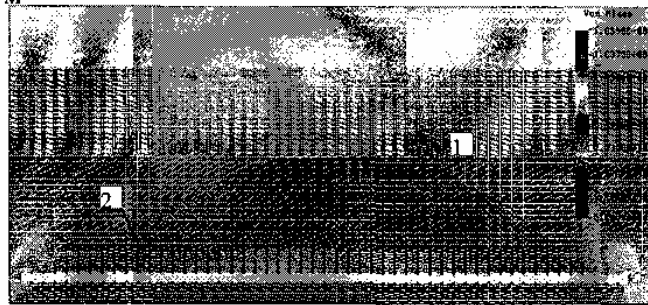
Рис. 8.4. Первоначальная компьютерная модель породного массива для изучения параметров установившегося шага обрушения, аппроксимированная треугольными элементами (1 - зона обрушенных пород)



$l_g=15$ м



$l_g=50$ м



$l_g=110$ м

Рис. 8.5. Качественные картины условных зон разрушения кровли угольного пласта, представленные куполообразной формой, размеры которой по мере увеличения выработанного пространства растут, и при $l_g=15$ м, 50 м охватывают постепенно непосредственную кровлю, а при $l_g=110$ м - всю основную кровлю

Качественная картина размера и местоположения условной зоны разрушения при генеральном обрушении представлена на рис. 8.5, в при $l_g=110$ м. Линия 1 ограничивает область, в пределах которой выполняется точечный критерий прочности (8.1), а линия 2 ограничивает поверхность, на которой величина растягивающих нормальных напряжений превосходит предел прочности на растяжение, т.е. выполняется интегральный критерий прочности (8.3). В предельном состоянии обе эти линии практически совпадают и образуют криволинейный свод обрушения.

При сооружении южного полевого штрека гор. 1315 м шахты «Родина» ОАО «КЖРК» была применена методика оценки устойчивости, включающая компьютерное моделирование условий заложения выработки. Суть методики заключается в следующем:

- анализу подвергаются имеющиеся данные о горно-геологических условиях по трассе проводимой (или проектируемой) выработки;

- на основе этого анализа выбираются некоторые характерные участки трассы, в пределах которых наблюдаются особенности массива, которые могут повлиять на устойчивость выработки, например, геологические нарушения, пересечение границы контакта пород с различными физико-механическими параметрами, участки локального ослабления пород в массиве (повышенная трещиноватость, обводненность и т.п.) и др.;

- для выбранных участков на ЭВМ решается упругопластическая задача о напряженно-деформированном состоянии массива в окрестности выработки, расположенных на заданной глубине при заданных условиях;

- по результатам расчета определяются условия эксплуатации выработки (размеры и конфигурация зоны неупругих деформаций, распределение напряжений в окрестности выработки) и оценивается ее устойчивость по критерию, учитывающему возможность вспучивания [38]:

$$K_y = \frac{\dot{r}_L}{r_L} = 1, \quad (8.4)$$

где r_L - радиус зоны неупругих деформаций, отнесенный к радиусу выработки.

Если критерий (8.4) меньше единицы, то в выработке ожидается вспучивание пород почвы и состояние выработки в целом неустойчивое, т.е. в данных условиях при данной крепи эксплуатировать выработку нецелесообразно.

В ходе компьютерной оценки устойчивости южного полевого штрека были получены размеры и конфигурации зон неупругих деформаций в окрестности выработки для четырех выделенных участков (рис. 8.6), на которых ожидалась и наблюдалась различная устойчивость штрека.

Из рисунков видно, что во всех случаях параметры зоны неупругих деформаций различны, что и обуславливает различную устойчивость выработки на этих участках: показатель K_y принимает значения от 0,87 (для ситуации на рис. 8.6,а) до 2,03 (для ситуации на рис. 8.6,б). Вполне очевидно, что характер и величина смещения пород в пределах зоны неупругих деформаций на указанных участках будет различной и тем большей, чем больше размеры этой зоны нарушенных пород.

Конфигурация зон разрыхления (рис. 8.6) свидетельствует: в таких условиях будет иметь место несимметричная нагрузка на крепь, что может и наверняка приведет к концентрации напряжений в ее элементах. Следовательно, в этом случае необходимо проводить проверочный расчет крепи на устойчивость с учетом характера формирования нагрузки, перейдя от величин смещений к величинам действующей на крепь нагрузки.

Полость вывала породы оказывает дополнительное влияние на состояние породного массива, и как следствие, на устойчивость выработки, находящейся в подобных условиях. Задача исследований в этом случае заключается в определении уровней напряжений, деформаций и величин перемещений на контуре такой выработки, оценить ее устойчивость и влияющие факторы.

При решении задачи по МКЭ рассматривается ситуация, когда выработка арочной формы закреплена крепью, обладающей отпором P_0 . При этом породы в ближней окрестности контура обнажения подвержены объемному разрыхлению (дилатансии), т.е. являются упругопластической средой. Считается, что область породного массива переходит в разрыхленное состояние в том случае, когда

для материала внутри нее выполняется условие (8.1). Размеры полости вывала могут варьироваться, тогда как ее положение относительно вертикальной оси выработки определяется трещиноватостью и остается постоянным.

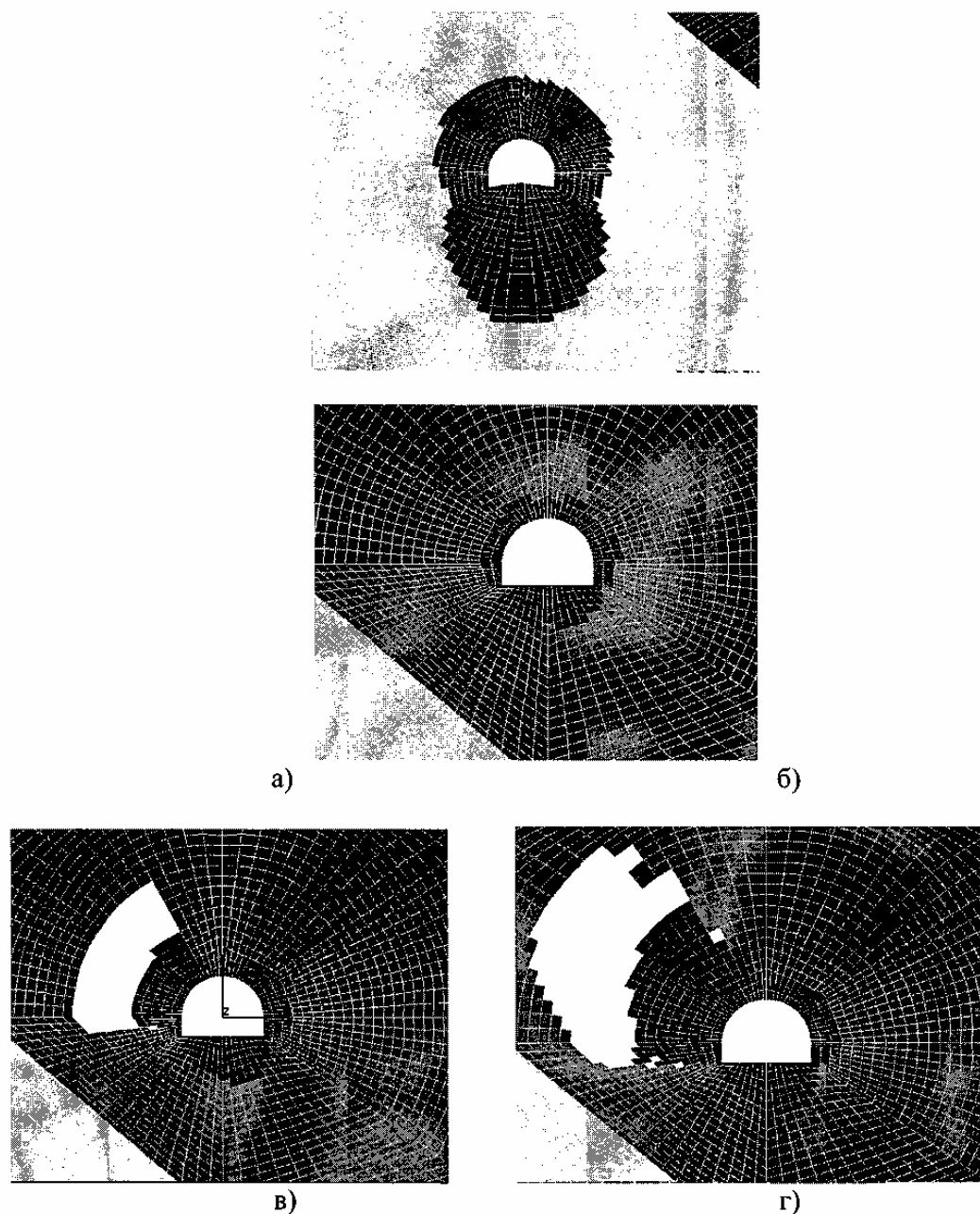


Рис. 8.6. Расчетные конфигурации зон неупругих деформаций (темный цвет) в окрестности выработки на различных участках трассы

Анализ полученных результатов свидетельствует о том, что увеличение размера зоны разрыхления в кровле выработки не влияет на размер зоны в почве, а, следовательно, и на величину поднятия пород почвы, но

существенным образом снижает НДС приконтурного массива. Увеличивается размер зоны пластических деформаций (разрыхления) (рис. 8.7, 8.8). При увеличении размера вывала происходит образование в верхней части купола зоны неразрушенных пород и изменение характера распределения напряжений.

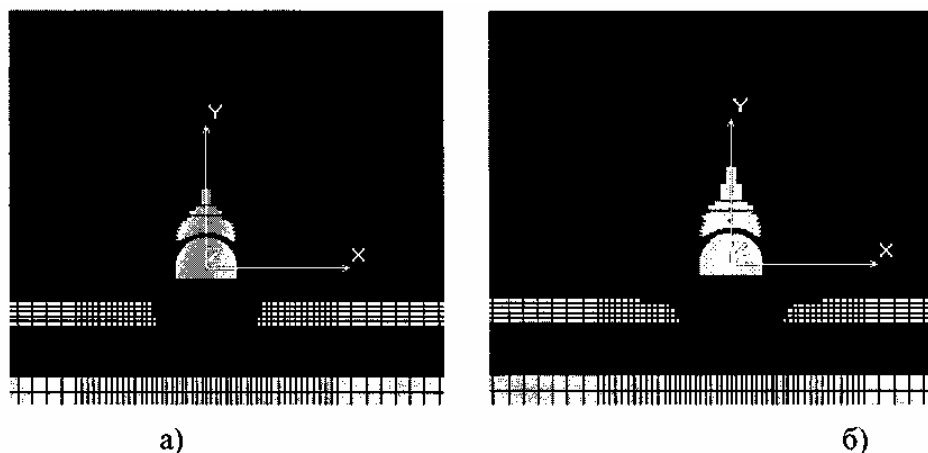


Рис. 8.7. Зона разрыхления для одиночной выработки с вывалом на высоту R_0 от контура (а), $2R_0$ от контура (б)

С увеличением размера обрушения кровле от 0,5 до 9 м максимальный размер зоны неупругих деформаций увеличивается в 2,14 раза. При этом количество разрушенных элементов в почве выработки остается неизменным или изменяется незначительно. При этом смещения пород на контуре превышают в 1,8 раза максимальные смещения пород при расчете напряженно-деформированного состояния выработки при отсутствии вывала.

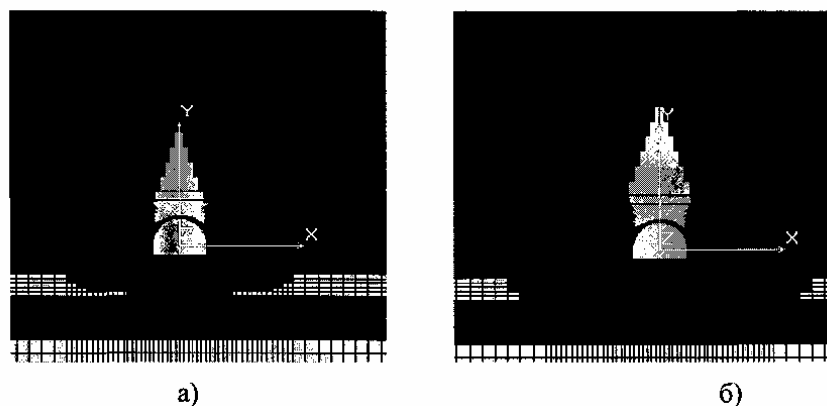


Рис. 8.8. Зона разрыхления для одиночной выработки с вывалом на высоту $3R_0$ от контура (а) и $4R_0$ от контура (б)

Таким образом, приложение численных методов к решению задач геомеханики существенно расширяет условия, в которых становится возможным исследование напряженно-деформированного состояния породного массива, оценка устойчивости системы «выработка-породный массив». Применение соответствующих алгоритмов и подходов позволяет приблизить условия в модели к реальным условиям, изначально учесть влияющие факторы, смоделировать развитие того или иного геомеханического явления, открывая тем самым перед исследователем новые горизонты познания.

8.2. Технологические параметры тампонажа зон разуплотнений дисперсного массива вязкопластичными растворами

Рассмотрим некоторый объем дисперсного грунта V_0 в начальном, неразуплотненном состоянии (Н) (рис. 8.9). Данный грунт обладает определенной совокупностью физико-механических свойств ΣS_0 : объемным весом скелета γ_{d0} , коэффициентом пористости e_0 , коэффициентом фильтрации K_{f0} , сцеплением C_0 , углом внутреннего трения φ_0 .

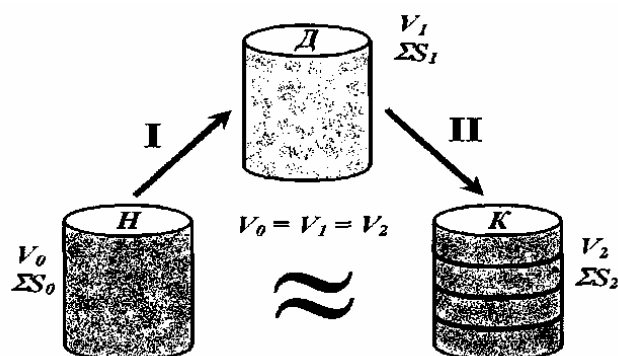


Рис. 8.9. Этапы изменения состояния грунта

Под действием техногенных факторов происходит разуплотнение грунта. Разуплотнение представляет собой физический процесс, характеризующийся уменьшением количества минеральной части в единице объема грунта и протекающий во времени лавинообразно. Этот процесс будет продолжаться вплоть до полного разрушения минерального скелета разуплотненной зоны. Причем, чем больше степень разуплотнения, тем интенсивнее протекает процесс

развития разуплотненности. При этом в этой зоне наблюдается **дефицит объемного веса скелета грунта**, определяемый по формуле:

$$\Delta\gamma_d = \gamma_{d0} - \gamma_{d1}, \quad (8.5)$$

где γ_{d0}, γ_{d1} - объемный вес скелета грунта до и после разуплотнения, Н/м³.

Процесс разуплотнения дисперсного грунта называется **деконсолидацией**. Деконсолидированный грунт (Д) (рис. 8.9) обладает уже другими, по сравнению с неразуплотненным грунтом свойствами $\sum S_1(\gamma_{d1}, e_1, K_{\phi 1}, C_1, \varphi_1 \dots)$ - с заниженными прочностными и увеличенными фильтрационными характеристиками. Введем новый критерий разуплотненности грунта - **коэффициент деконсолидации**:

$$k_{\phi 1} = \frac{\gamma_{d0}}{\gamma_{d1}} \quad (8.6)$$

где γ_{d1} - объемный вес скелета грунта в различных его состояниях (разуплотненном или уплотненном), Н/м³.

Коэффициент деконсолидации характеризует, прежде всего, степень разуплотненности грунта по сравнению с величиной его уплотнения в нормальном состоянии. При коэффициенте деконсолидации равном единице физико-механические свойства пород достаточны для нормальной эксплуатации инженерного объекта и обеспечивают техническую и экологическую безопасность последнего. То есть, свойства разуплотненного грунта $\sum S_1$, имеющего коэффициент деконсолидации $k_{\phi 1} > 1$ не удовлетворяют нормальной эксплуатации инженерного объекта и могут привести к аварийной ситуации. Очевидно, что коэффициент деконсолидации имеет непосредственную связь с коэффициентом пористости и для стабилизации зоны разуплотнения целесообразно инъецировать в нее глиноцементный вязкопластичный раствор. В наиболее слабых местах деконсолидированной зоны происходит гидрорасчленение грунта. Образованные полости разрыва заполняются тампонажным раствором под давлением, обеспечивающим необходимый радиус распространения и искусственное уплотнение грунта, то есть его консолидацию (К). Уплотненный грунт имеет уже

другие свойства $\sum S_2(\gamma_{d2}, e_2, K_{\phi 2}, C_2, \varphi_2 \dots)$, близкие свойствам $\sum S_0$ неразуплотненного грунта. При этом достигается увеличение прочностных и уменьшение фильтрационных характеристик. Графики принципиально возможных зависимостей дефицита объемного веса скелета грунта $\Delta\gamma_d$ и коэффициента деконсолидации k_d от времени представлены на рис. 8.10. На графиках кривые 0-1 и 1-2 представляют соответственно процесс деконсолидации и консолидации разуплотненной зоны. Продолжительность разуплотнения t_{0-1} намного больше продолжительности инъекционной консолидации вязкопластичным раствором t_{1-2} .

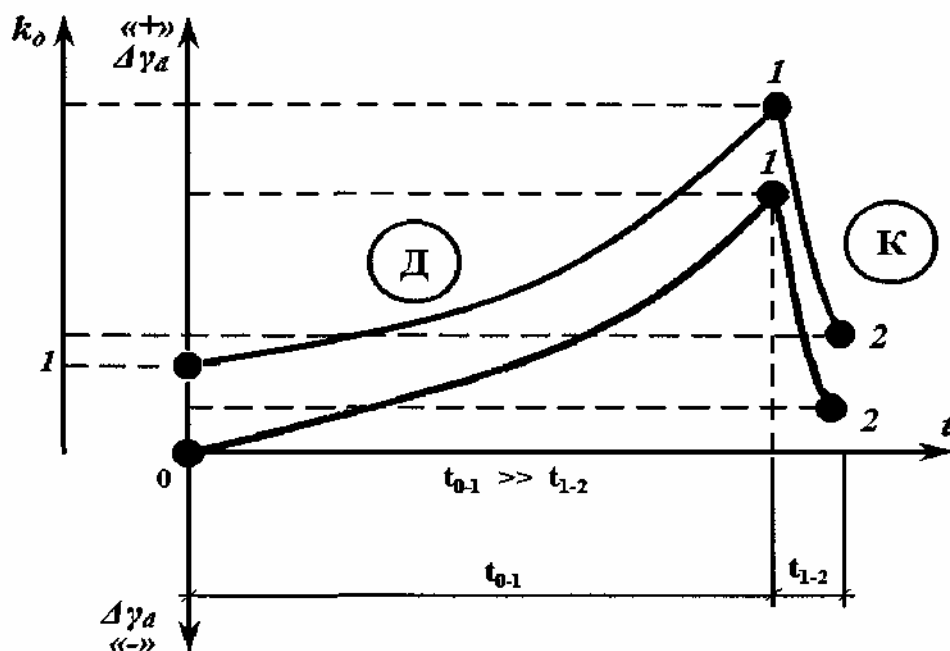


Рис. 8.10. Принципиальная зависимость дефицита объемного веса скелета и коэффициента деконсолидации грунта от времени

Из графиков рис. 8.10 следуют важные выводы:

1. Для полной стабилизации деконсолидированного массива с помощью тампонажа объемный вес скелета грунта должен быть не менее:

$$\gamma_{d2} \geq \gamma_{d1} + \Delta\gamma_d, \quad (8.7)$$

$$k_{d2} \cong k_{d0} \quad (8.8)$$

где $k_{\partial 2}$, $k_{\partial 0}$ - коэффициент деконсолидации консолидированного и разуплотненного грунта.

Рассмотрим модель процесса тампонажа разуплотненных зон дисперсного массива вязкопластичным растворами (рис. 8.11) со следующими допущениями:

1. Разуплотненная зона представлена изотропной дисперсной породой.
2. Консолидация грунта подчиняется закону уплотнения:

$$de = -m_0 \cdot dP, \quad (8.9)$$

где e - коэффициент пористости;

m_0 - коэффициент сжимаемости, Па^{-1} ;

P - уплотняющее давление, Па.

3. Породы полностью водонасыщенные.
4. Отфильтровывание воды в грунте подчиняется закону ламинарной фильтрации:

$$V_\phi = K_\phi \cdot I \quad (8.10)$$

где V_ϕ - скорость фильтрации, м/с;

K_ϕ - коэффициент фильтрации, м/с;

I - гидравлический градиент.

При инъецировании в разуплотненную зону через скважину вязкопластичного раствора в наиболее слабых местах происходит ее гидрорасчленение. Образуются разнонаправленные каналы гидрорасчленения, которые под действием перепада давления заполняются вязкопластичным раствором. При этом под действием давления раствора происходит фильтрационное уплотнение дисперсных пород разуплотненной зоны и их переход из деконсолидированного состояния в консолидированное.

В зависимости от мощности разуплотненной зоны инъецирование может осуществляться в несколько заходов в направлении сверху-вниз. При небольшой глубине залегания разуплотненной зоны рекомендуется в первой заходке (I) нагнетать цементно-силикатный раствор (Ц-С) для формирования защитного

экрана. В последующие же заходки (II, III и т.д.) закачивается глиноцементный раствор (Г-Ц), выход которого на поверхность предотвращается защитной цементно-силикатной шапкой (экраном).

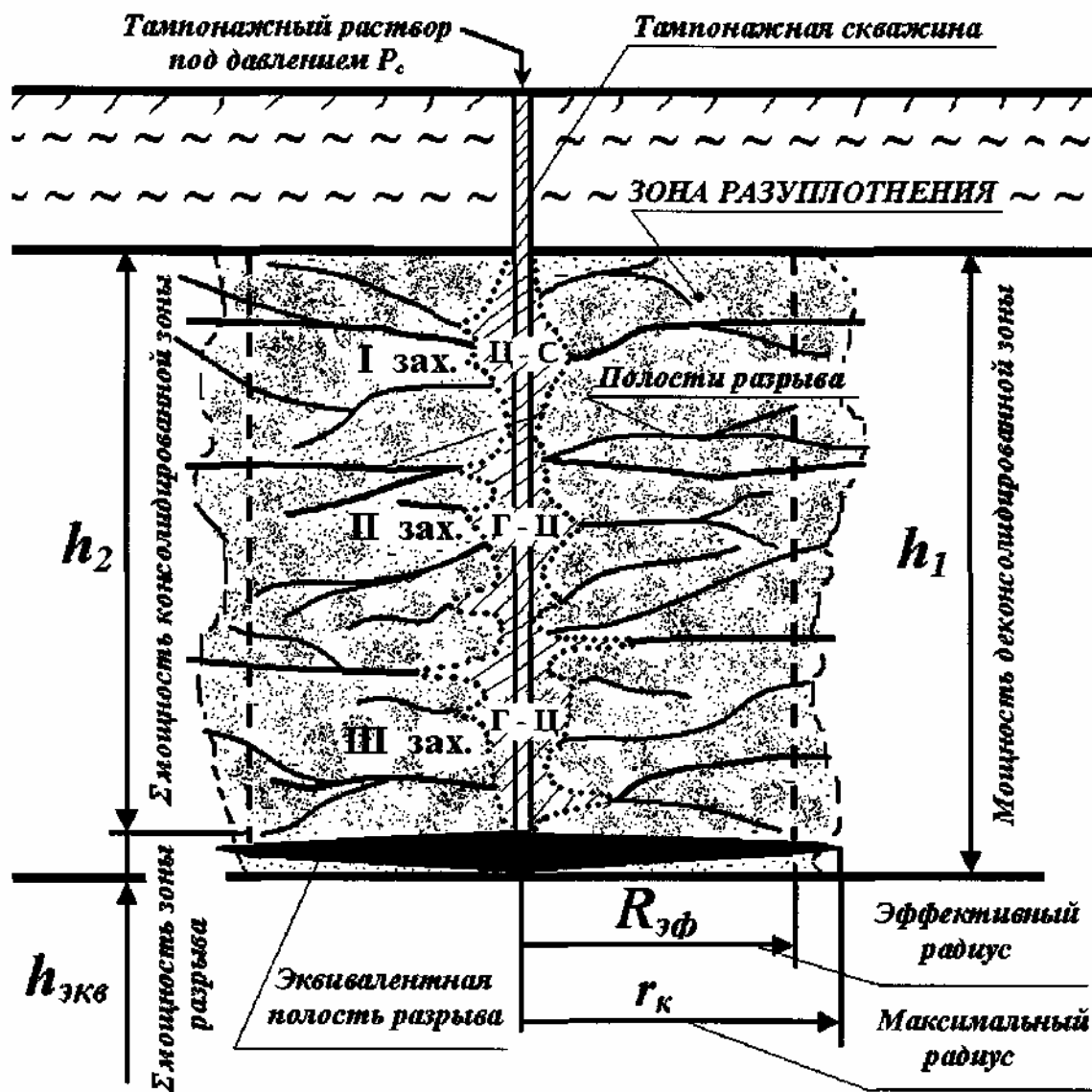


Рис. 8.11. Модель процесса тампонажа деконсолированного грунта вязкопластичными растворами

Из практического опыта следует, что процесс формирования зоны тампонажа (при нагнетании раствора) можно разделить на три фазы (рис. 8.12):

1. Сферическое расширение околоскважинной области под действием нагнетания тампонажного раствора (давление нагнетания растет).

2. Гидрорасчленение деконсолидированного грунта и начало заполнения образованной полости тампонажным раствором (резкое падение давления нагнетания).

3. Полное заполнение (насыщение) и опрессовка полости разрыва тампонажным раствором (давление нагнетания снова начинает расти).

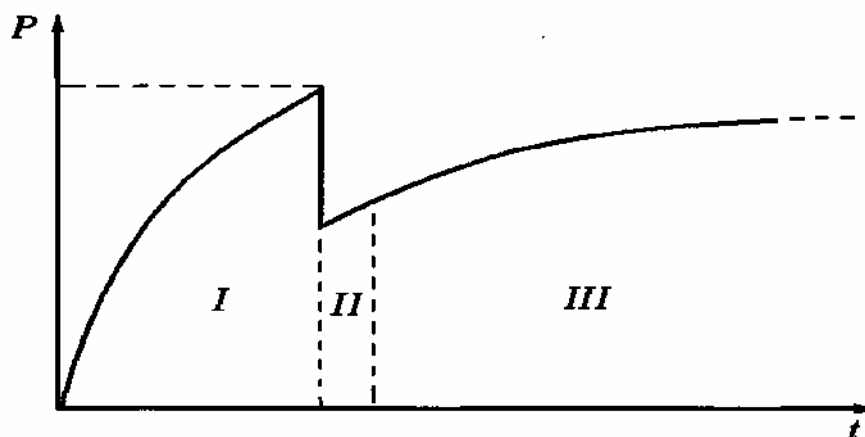


Рис. 8.12. Зависимость давления нагнетания от времени при формировании зоны тампонажа

Модель тампонажа разуплотненной зоны характеризуется следующими параметрами: мощностью деконсолидированной зоны, эффективным и максимальным радиусами распространения тампонажного раствора, эффективным и максимальным давлением инъецирования, а также мощностью эквивалентной полости разрыва.

В связи со сложной структурой каналов гидрорасчленения введено понятие **эквивалентной полости разрыва**, тождественной N -му количеству полостей гидрорасчленения, распространяющихся радиально от оси скважины и по глубине (h_i) и заполненных тампонажным раствором.

Раскрытие эквивалентной полости (суммарная мощность зоны гидрорасчленения) определяется по формулам:

$$h_{\text{экв}} = \sum_{i=1}^N h_i, \quad (8.11)$$

$$h_{\text{экв}} = h_1 - h_2, \quad (8.12)$$

где $h_{\text{экв}}$ - мощность эквивалентной полости разрыва, м;

h_i - раскрытие i -той полости разрыва, м;

h_1 - мощность деконсолидированной зоны, м;

h_2 - суммарная мощность консолидированной зоны, м.

Очевидно, что раскрытие эквивалентной полости разрыва $h_{\text{экв}}$ уменьшается от скважины к контуру влияния тампонажного раствора в связи с уменьшением давления раствора на стенки канала разрыва по его длине.

Рассмотрим горное давление на стенки канала гидроразрыва и его раскрытие.

Величина раскрытия канала при нагнетании в него раствора зависит от величины перепада давления и глубины тампонируемого участка. Для линейно деформируемой упруго-пластичной среды можно записать:

$$\frac{\Delta\delta}{\delta_0} = -\beta_1 \cdot \Delta P \quad (8.13)$$

где $\Delta\delta$ - приращение раскрытия канала, м;

δ_0 - начальное раскрытие канала, м;

β_1 - комплексный параметр раскрытия канала, Па⁻¹;

ΔP - перепад давления в канале разрыва, Па.

Из (8.13) следует, что раскрытие канала под действием перепада давления ΔP будет равно:

$$\delta = \delta_0 + \Delta\delta = \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot \Delta P) \quad (8.14)$$

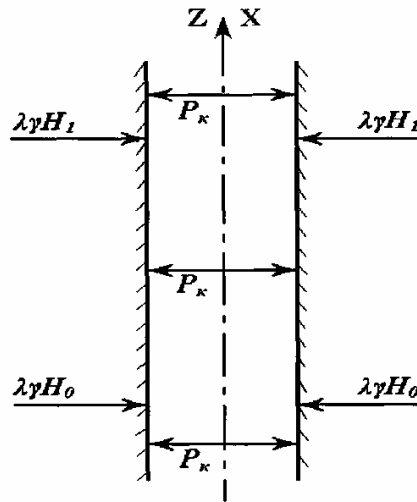


Рис. 8.13. Давление на стенки вертикального канала до начала нагнетания тампонажного раствора

Давление на стенки вертикального канала до начала течения тампонажного раствора на глубинах H_0 и H_1 (рис. 8.13):

$$P_0(H_0) = \lambda \cdot \gamma \cdot H_0 - P_{\kappa}, \quad (8.15)$$

$$P_1(H_1) = \lambda \cdot \gamma \cdot H_1 - P_{\kappa}, \quad (8.16)$$

где λ - коэффициент бокового горного давления;

γ - объемный вес горных пород, Н/м³;

H_0, H_1 - расстояния от поверхности до канала гидроразрыва, м;

P_{κ} - гидростатическое давление, Па.

Тогда давление на стенки канала, расположенного под произвольным углом α к вертикали до начала инжектирования тампонажного раствора на глубинах H_0 и H_1 будет равно (рис. 8.14):

$$P_0(H_0) = \gamma \cdot H_0 \cdot (\sin \alpha + \lambda \cdot \cos \alpha) - P_{\kappa}, \quad (8.17)$$

$$P_1(H_1) = \gamma \cdot H_1 \cdot (\sin \alpha + \lambda \cdot \cos \alpha) - P_{\kappa}, \quad (8.18)$$

где α - угол наклона канала разрыва к вертикали, град.

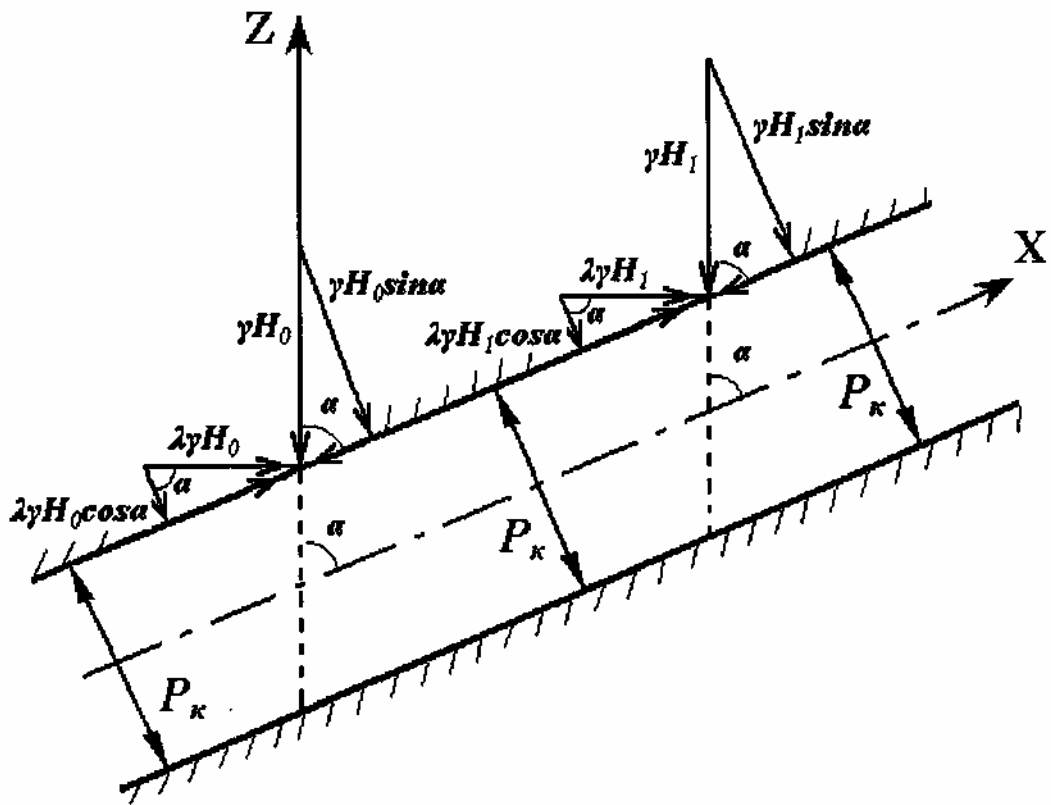


Рис. 8.14. Давление на стенки канала гидроразрыва под углом α

Коэффициент бокового горного давления пород можно определить следующим образом:

$$\lambda = \frac{\nu}{1-\nu} \quad (8.19)$$

где ν - коэффициент Пуассона.

Преобразовывая выражения (8.17), (8.18), (8.19) введем коэффициент давления на стенки канала, расположенного под углом α к вертикали от веса вышележащих пород:

$$\dot{\lambda} = \sin \alpha + \lambda \cdot \cos \alpha = \sin \alpha + \frac{\nu}{1-\nu} \cdot \cos \alpha. \quad (8.20)$$

С учетом (8.20) давление на стенки канала, расположенного под углом α к вертикали до начала инъецирования тампонажного раствора на глубинах H_0 и H_1 :

$$P_0(H_0) = \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot H_0 - P_k, \quad (8.21)$$

$$P_1(H_1) = \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot H_1 - P_k, \quad (8.22)$$

Тогда исходя из выражения (8.14) с учетом (8.21) и (8.22) раскрытие канала на глубине H_0 и H_1 при нагнетании тампонажного раствора будет равно:

$$\delta(H_0) = \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (\dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot H_0 - P_k)), \quad (8.23)$$

$$\delta(H_1) = \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (\dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot H_0 + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot (H_0 - H_1) - P_k)). \quad (8.24)$$

Поскольку задача осимметрична, то дальнейшее ее решение проведем в полярной системе координат. Очевидно, что:

$$|H_0 - H_1| = r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha. \quad (8.25)$$

где r - радиус-вектор растекания тампонажного раствора, м;

φ - полярный угол, град.

Тогда величина раскрытия канала гидроразрыва при нагнетании раствора в полярной системе координат:

$$\delta(H) = \delta(r) = \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (\dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot H_0 + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha - P_k)). \quad (8.26)$$

Введем для упрощения расчетов обозначение:

$$P_0 = \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot H_0. \quad (8.27)$$

Тогда выражение (8.26) приведет к виду:

$$\delta(H) = \delta(r) = \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_k + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)). \quad (8.28)$$

Из уравнения (8.28) следует, величина раскрытия канала гидроразрыва в процессе инъекции вязкопластичного раствора в полярной системе координат прямо пропорциональна начальному раскрытию канала гидрорасчленения и перепаду давления в нем.

Для определения зависимости перепада давления по длине канала гидрорасчленения рассмотрим процесс течения вязкопластичного глиноцементного раствора в деформируемом канале гидроразрыва, расположенного на небольшой глубине. Под действием перепада давления при нагнетании раствора происходит увеличение раскрытия канала гидроразрыва, т.е. образуется клиновидность канала по пути движения раствора (рис. 8.15).

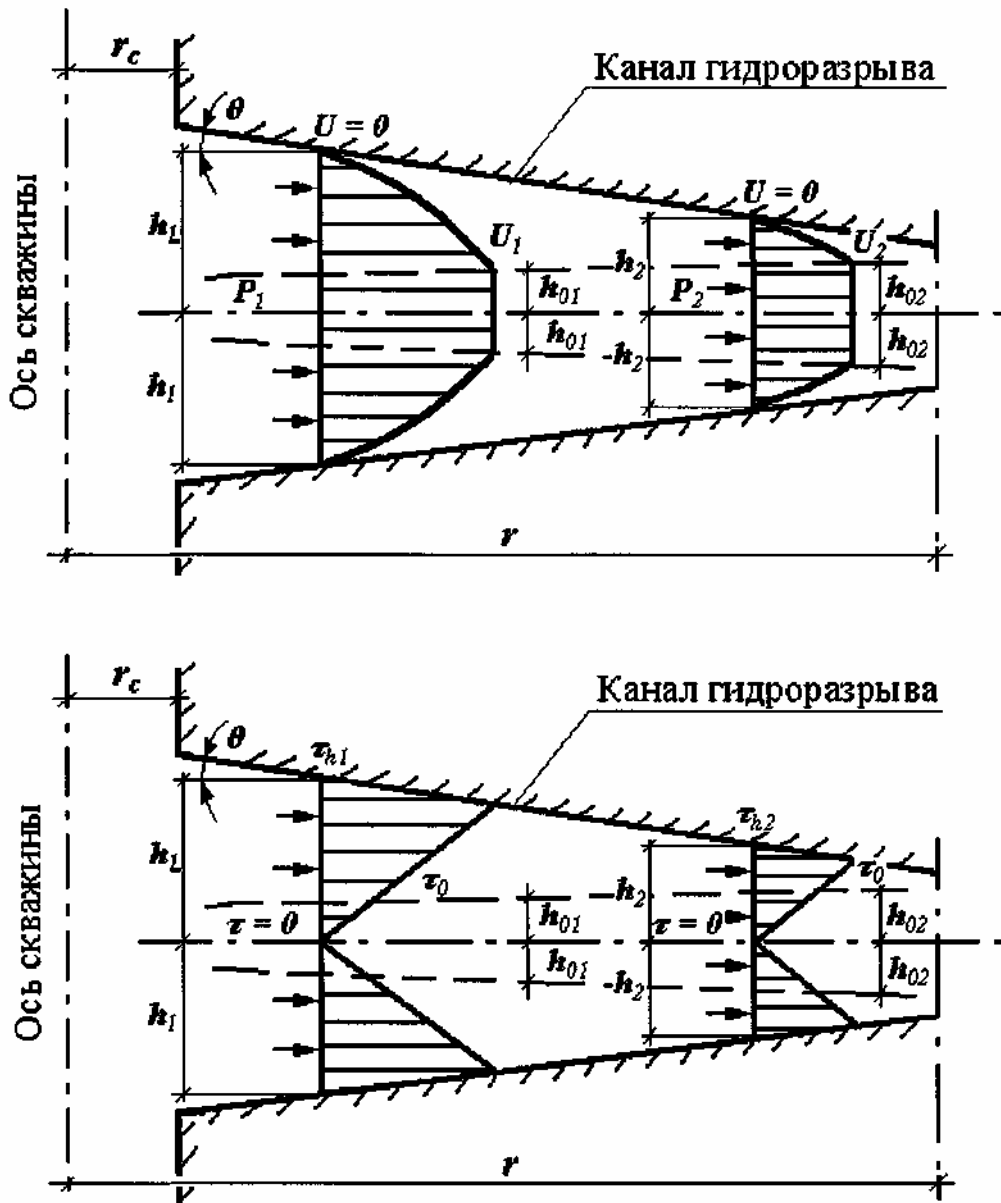


Рис. 8.15. Схема течения вязкопластичного раствора в канале гидроразрыва

Причем течение вязкопластичной жидкости (раствора) в канале подчиняется реологическому закону Шведова-Бингама:

$$\tau = \tau_0 + \eta \cdot \frac{dU}{dh} \quad (8.29)$$

где τ - касательное напряжение на стенке трещины, Па;

τ_0 - динамическое напряжение сдвига, Па;

η - структурная вязкость, Па·с;

dU/dh - градиент скорости, c^{-1} .

При течении вязкопластичного раствора в канале разрыва образуется структурное ядро. По мере увеличения радиуса распространения раствора и уменьшения скорости его движения в канале тампонажный раствор структурируется и будет набирать пластическую прочность. Размеры структурного ядра тампона определяются уравнением:

$$h_0 = h - \sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}, \quad (8.30)$$

где h_0 - ширина ядра потока, м;

h - половинное раскрытие канала разрыва, м;

Q - расход нагнетания тампонажного раствора, m^3/c ;

η - структурная вязкость тампонажного раствора, $Pa \cdot c$;

r - радиус распространения раствора, м;

τ_0 - динамическое напряжение сдвига, Pa .

Поэтому, учитывая (8.29) и (8.30) для общего случая течения тампонажного раствора можно записать:

$$-\frac{dP}{dr} = \frac{\tau_0}{h_0} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha, \quad (8.31)$$

где λ_p - удельный вес тампонажного раствора, N/m ;

dP - перепад давления, Pa ;

dr - радиус распространения раствора, соответствующий перепаду давления dP , м;

τ_0 - динамическое напряжение сдвига тампонажного раствора, Pa ;

h_0 - ширина ядра потока, м;

φ - полярный угол растекания раствора, град.;

α - угол наклона канала разрыва к вертикали, град.

С учетом (8.30) и (8.28) половинное раскрытие канала разрыва равно:

$$h = \frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_x + \lambda \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)). \quad (8.32)$$

Следовательно, уравнение (8.31) преобразуется к виду:

$$-\frac{dP}{dr} = \frac{\tau_0}{\frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_\kappa + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)) - \sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha. \quad (8.33)$$

Проинтегрируем уравнение (8.33) и получим зависимость перепада давления от радиуса распространения раствора:

$$-\int_{P_c}^{P(r)} dP = \int_{r_c}^r \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_\kappa + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)) - 2\sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}} - \int_{r_c}^r \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot dr. \quad (8.34)$$

$$P_c - P(r) = \int_{r_c}^r \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_\kappa + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)) - 2\sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r - r_c). \quad (8.35)$$

При достижении тампонажным раствором радиуса r движение раствора прекращается и при этом расход стремится к нулю. Поэтому размер ядра потока практически достигает стенок канала разрыва и раствор начинает структурироваться.

Из уравнения (8.35) найдем максимальный радиус распространения раствора r_κ . Давление тампонажного раствора на расстоянии r_κ от скважины равно горному давлению P_κ т.е. $P(r_\kappa) = P_\kappa$. При условии, что $Q \rightarrow 0$ имеем:

Поскольку подинтегральное выражение является непрерывной функцией, то по теореме об интегралах, зависящих от параметра имеем:

$$P_c - P_\kappa = \lim_{Q \rightarrow 0} \int_{r_c}^{r_\kappa} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_\kappa + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)) - 2\sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_\kappa - r_c). \quad (8.36)$$

$$\begin{aligned}
& \lim_{Q \rightarrow 0} \int_{r_c}^{r_k} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_k + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)) - 2\sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}} = \\
& \int_{r_c}^{r_k} \lim_{Q \rightarrow 0} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\frac{\delta_0}{2} \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_k + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)) - 2\sqrt{\frac{Q \cdot \eta}{2\pi \cdot r \cdot \tau_0}}} = \\
& \int_{r_c}^{r_k} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_k + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha))}
\end{aligned} \tag{8.37}$$

Таким образом получаем, что перепад давления ($\Delta P = P_C - P_k$) от скважины до максимального радиуса r_k будет равен:

$$\Delta P = \int_{r_c}^{r_k} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_0 - P_k + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha))} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c). \tag{8.38}$$

Решение интегрального уравнения (8.38) представляет сложную математическую задачу, поэтому для дальнейших расчетов с достаточной для практики точностью решим его методом итераций.

В качестве нулевого приближения выберем функцию $P_0 = P_c$, тогда в первом приближении решение уравнения (8.38) будет иметь вид:

$$\Delta P = \int_{r_c}^{r_k} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{\delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (\Delta P + \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot r \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha))} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c). \tag{8.39}$$

Введем обозначения:

$$\begin{aligned}
A &= \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot \Delta P), \\
B &= \delta_0 \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha.
\end{aligned}$$

Тогда выражение (8.39) примет вид:

$$\begin{aligned}
\Delta P &= \int_{r_c}^{r_k} \frac{2\tau_0 \cdot dr}{A + B \cdot r} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c) = \\
&= \frac{2\tau_0}{B} \int_{r_c}^{r_k} \frac{2\tau_0}{r + \frac{A}{B}} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c) = \\
&= \frac{2\tau_0}{B} \ln \frac{r_k \cdot B + A}{r_c \cdot B + A} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c) = \\
&= \frac{2\tau_0}{B} \ln \left(1 + \frac{(r_k - r_c) \cdot B}{A + r_c \cdot B} \right) - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c).
\end{aligned} \tag{9.40}$$

Подставляя в (8.40) значения A и B получим:

$$\Delta P = \frac{2\tau_0}{\delta_0 \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha} \ln \left(1 + \frac{(r_k - r_c) \cdot \delta_0 \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha}{\delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot \Delta P) + r_c \cdot \delta_0 \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha} \right) - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c) \quad (8.41)$$

Учитывая, что $(r_k - r_c) \cdot \delta_0 \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \leq 1$, разлагая логарифм в ряд Тейлора, получаем:

$$\Delta P = \frac{2\tau_0 \cdot (r_k - r_c)}{\delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot \Delta P + r_c \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha)} - \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha \cdot (r_k - r_c). \quad (8.42)$$

Из уравнения (8.42) максимальный радиус распространения раствора при перепаде давления в канале гидроразрыва $\Delta P = P_c - P_k$ будет равен:

$$r_k = \frac{(P_c - P_k) \cdot \delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_c - P_k)) + r_c \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha}{2\tau_0 - (\delta_0 \cdot (1 + \beta_1 \cdot (P_c - P_k)) + r_c \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha) \cdot \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha} + r_c. \quad (8.43)$$

Введем обозначение

$$D = (1 + \beta_1 \cdot (P_c - P_k)) + r_c \cdot \beta_1 \cdot \dot{\lambda} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha. \quad (8.44)$$

Комплексный безразмерный параметр D в практических расчетах приблизительно равняется единице, тогда уравнение (8.43) с учетом (8.44) приведет к следующему виду:

$$r_k = \frac{(P_c - P_k) \cdot \delta_0 \cdot D}{2\tau_0 - \delta_0 \cdot D \cdot \lambda_p \cdot \cos \varphi \cdot \cos \alpha} + r_c. \quad (8.45)$$

Таким образом, предельный радиус распространения раствора прямо пропорционален перепаду давления и начальному раскрытию канала фильтрации и обратно пропорционален динамическому напряжению сдвига тампонажного раствора. Причем зависимость (8.45) является линейной.

Если взять некоторый объем деконсолидированного грунта (например, в форме цилиндра с площадью основания F и высотой h) и произвести его уплотнение, то объемы минеральной части грунта в обоих случаях останутся одинаковыми. Без возможности бокового расширения изменится лишь высота

цилиндра с h_1 до h_2 . Исходя из вышесказанного, можно записать следующее равенство:

$$h_1 \cdot F \cdot \frac{1}{1 + e_1} = h_2 \cdot F \cdot \frac{1}{1 + e_2}, \quad (8.46)$$

где e_1 - коэффициент пористости деконсолидированного грунта;

e_2 - коэффициент пористости уплотненного грунта.

После несложных преобразований (8.46) можно определить суммарную мощность консолидированной зоны:

$$h_2 = h_1 \cdot \left(\frac{1 + e_2}{1 + e_1} \right). \quad (8.47)$$

С учетом выражений (8.12) и (8.47) мощность эквивалентной полости разрыва равна:

$$h_{\text{экв}} = h_1 \cdot \left(\frac{e_1 - e_2}{1 + e_1} \right). \quad (8.48)$$

Коэффициент пористости грунта можно определить из выражения:

$$e_1 = \frac{\gamma_s}{\gamma_{d1}} - 1,$$

$$e_2 = \frac{\gamma_s}{\gamma_{d2}} - 1,$$

где γ_s - удельный вес частиц грунта, Н/м³;

γ_{d1} , γ_{d2} - объемный вес скелета грунта соответственно разуплотненного и консолидированного, Н/м³.

С учетом (8.6) коэффициент пористости связан с коэффициентом деконсолидации следующим выражением:

$$e_1 = \frac{\gamma_s \cdot k_{\partial 1}}{\gamma_{d0}} - 1, \quad (8.49)$$

$$e_2 = \frac{\gamma_s \cdot k_{\partial 2}}{\gamma_{d0}} - 1, \quad (8.50)$$

где $k_{\partial 1}$, $k_{\partial 2}$ - коэффициент деконсолидации соответственно разуплотненного и консолидированного грунта.

Преобразовывая (8.48) с учетом (8.49) и (8.50) мощность эквивалентной зоны будет равна:

$$h_{\text{эке}} = h_1 \cdot \left(1 - \frac{k_{\partial 2}}{k_{\partial 1}}\right) \quad (8.51)$$

Из уравнения (8.51) следует, что зависимость мощности эквивалентной полости разрыва от мощности разуплотненной зоны имеет линейный характер и имеет смысл при условии, что $k_{\partial 1} > k_{\partial 2}$.

Кроме максимального, необходимо ввести понятие и эффективного радиуса распространения раствора. Эффективным будем называть радиус $R_{\text{эф}}$, в пределах которого разуплотненные породы достаточно уплотнены тампонажным раствором и их физико-механические свойства соответствуют необходимым значениям. При этом эффективное давление раствора на стенки канала разрыва, соответствующее эффективному радиусу $R_{\text{эф}}$, равно:

$$P_{\text{эф}} = \frac{h_{\text{эке}} \cdot (1 + e_1)}{h_1 \cdot m_0}, \quad (8.52)$$

где m_0 - коэффициент сжимаемости, Па⁻¹.

С учетом (8.49) и (8.51) выражение (8.52) преобразуется к виду:

$$P_{\text{эф}} = \frac{h_{\text{эке}} \cdot \gamma_s}{h_1 \cdot m_0 \cdot \gamma_{d1}} = \frac{\gamma_s \cdot (k_{\partial 1} - k_{\partial 2})}{m_0 \cdot \gamma_{d0}}, \quad (8.53)$$

Давление тампонажного раствора в скважине определяется из соотношения:

$$P_{\text{пред}} > P_c > P_{\text{эф}}, \quad (8.54)$$

где $P_{\text{пред}}$ - предельное давление раствора в скважине, Па;

P_c - давление раствора в скважине, Па;

$P_{\text{эф}}$ - эффективное давление раствора в канале, Па.

Исходя из линейного распределения давления на стенки канала разрыва от ствола скважины (P_c) до контура влияния тампонажного раствора ($P_{\text{к}}$) (рис. 8.15), эффективный радиус распространения будет равен:

$$R_{\text{эф}} = r_{\text{к}} - \frac{(P_{\text{эф}} - P_{\text{к}}) \cdot (r_{\text{к}} - r_c)}{P_c - P_{\text{к}}}. \quad (8.55)$$

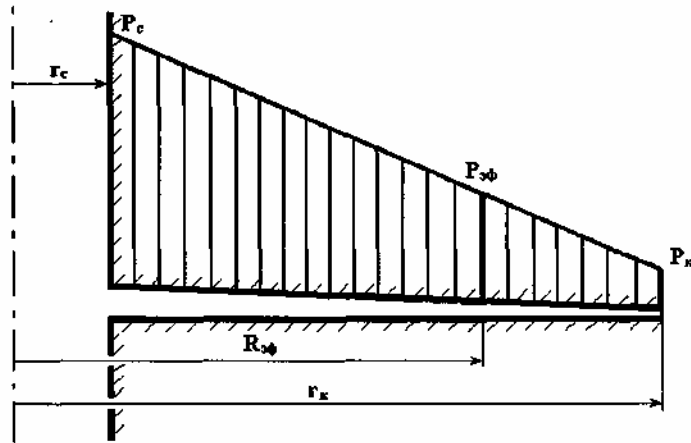


Рис. 8.16. Схема распределения давления раствора в канале разрыва

Из линейного распределения давления в канале следует, что изменение коэффициента деконсолидации k_0 от ствола скважины до контура влияния тампонажного раствора также является линейным (рис. 8.17). Тогда коэффициент деконсолидации грунта на расстоянии r_i от оси скважины равен:

$$k_{0i} = k_{0k}^{P_k} + \frac{(k_{0c}^{P_c} - k_{0k}^{P_k}) \cdot (r_i - r_c)}{r_k - r_c}, \quad (8.56)$$

где $k_{0c}^{P_c}, k_{0k}^{P_k}$ - коэффициенты деконсолидации грунта от давления P_c и P_k соответственно.

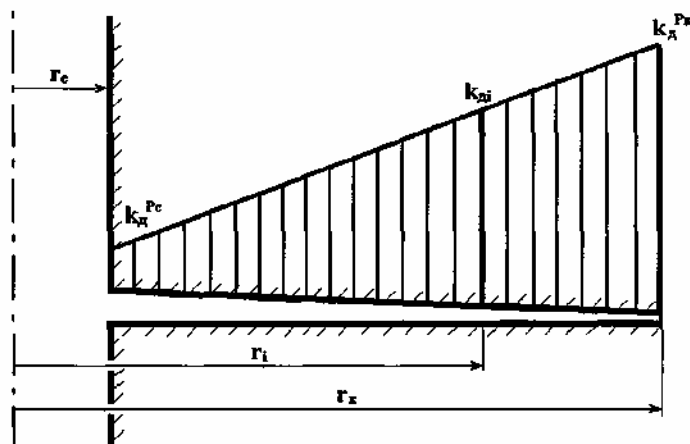


Рис. 8.17. Схема распределения коэффициента деконсолидации грунта вдоль канала разрыва

Получим:

$$k_{\partial i} = k_{\partial 1} \cdot \left(1 - \frac{P_c \cdot m_0 \cdot \gamma_{d1}}{\gamma_s} + \frac{(P_c - P_\kappa) \cdot m_0 \cdot \gamma_{d1}}{\gamma_s} \cdot \frac{(r_i - r_c)}{(r_\kappa - r_c)} \right), \quad (8.57)$$

где $k_{\partial 1}$ - коэффициент деконсолидации разуплотненного грунта.

Из уравнения (8.53) следует, что величина эквивалентной полости гидрорасчленения прямо пропорциональна давлению на стенки канала разрыва и соответственно имеет разные значения вдоль радиуса распространения тампонажного раствора. Определим эквивалентные полости гидрорасчленения в устье канала разрыва и на контуре влияния тампонажного раствора:

$$h_{\text{экв}}^{P_c} = \frac{P_c \cdot h_1 \cdot m_0 \cdot \gamma_{d1}}{\gamma_s} \quad (8.58)$$

$$h_{\text{экв}}^{P_\kappa} = \frac{P_\kappa \cdot h_1 \cdot m_0 \cdot \gamma_{d1}}{\gamma_s} \quad (8.59)$$

Средняя эквивалентная полость гидрорасчленения равна:

$$h_{\text{экв}}^{\text{средн}} = \frac{h_{\text{экв}}^{P_c} + h_{\text{экв}}^{P_\kappa}}{2} = \frac{(P_c + P_\kappa) \cdot h_1 \cdot m_0 \cdot \gamma_{d1}}{2\gamma_s} \quad (8.60)$$

Тогда необходимый объем тампонажного раствора для одной скважины равен:

$$V_1 = \pi \cdot r_\kappa^2 \cdot h_{\text{экв}}^{\text{средн}} \cdot k_s \cdot k_h \cdot \alpha_3 \cdot \zeta_s, \quad (8.61)$$

где k_s - коэффициент площадного разуплотнения;

k_h - коэффициент вертикального разуплотнения;

α_3 - коэффициент запаса раствора, связанный с потерями при формировании цилиндра и его несовершенством;

ζ_s - коэффициент, учитывающий перекрытие эффективных контуров распространения раствора.

Необходимое количество скважин $N_{\text{скв}}$ для ликвидации участка с разуплотненными зонами определяется графоаналитическим методом исходя из формы распространения тампонажного раствора с учетом минимального перекрытия эффективных контуров влияния раствора на 10-15 %.

Общий объем тампонажного раствора:

$$V_{\text{общ}} = N_{\text{скв}} \cdot V_1, \quad (8.62)$$

где V_1 - объем раствора для одной скважины, м³;

$N_{\text{скв}}$ - общее число скважин, шт.

Давление нагнетания тампонажного раствора при ликвидации разуплотненного участка пород:

$$P_n = P_c + \Delta P_{\text{тр}} - P_z, \quad (8.63)$$

где P_n - давление на насосе, Па;

P_c - давление в скважине, Па;

$\Delta P_{\text{тр}}$ - потери давления в нагнетательном трубопроводе, Па;

P_z - гидростатическое давление столба тампонажного раствора, Па.

Потери давления в нагнетательном трубопроводе равны:

$$\Delta P_{\text{тр}} = \frac{8}{3} \cdot \frac{\tau_0 \cdot L}{r_{\text{тр}}}, \quad (8.64)$$

где τ_0 - динамическое напряжение сдвига раствора после приготовления, Па;

L - длина трубопровода, м;

$r_{\text{тр}}$ - радиус трубопровода, м.

Гидростатическое давление столба тампонажного раствора:

$$P_z = \lambda_p \cdot H, \quad (8.65)$$

где λ_p - удельный вес тампонажного раствора, Н/м³;

H - глубина заложения разуплотненной зоны, м.

В процессе инъецирования вязкопластичного раствора в деконсолидированную зону происходит образование каналов гидрорасчленения, заполнение их тампонажным материалом и консолидация разуплотненных пород. В процессе консолидации происходит изменение физико-механических свойств разуплотненных пород, в частности, фильтрационные свойства уменьшаются, а прочностные — увеличиваются. Качественные кривые, описывающие данный процесс, представлены на рис. 8.18 и 8.19.

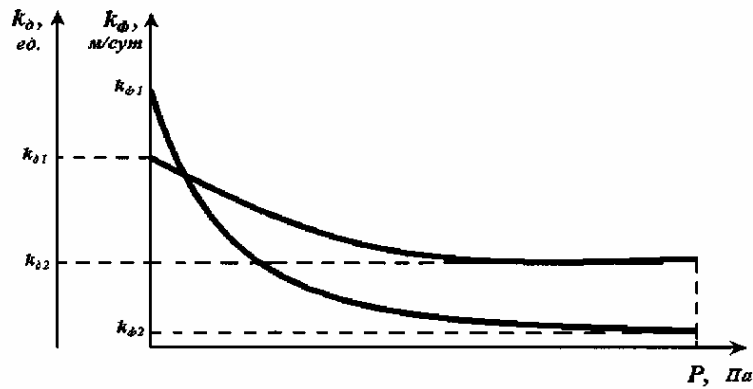


Рис. 8.18. Принципиальная зависимость коэффициента деконсолидации и коэффициента фильтрации от давления

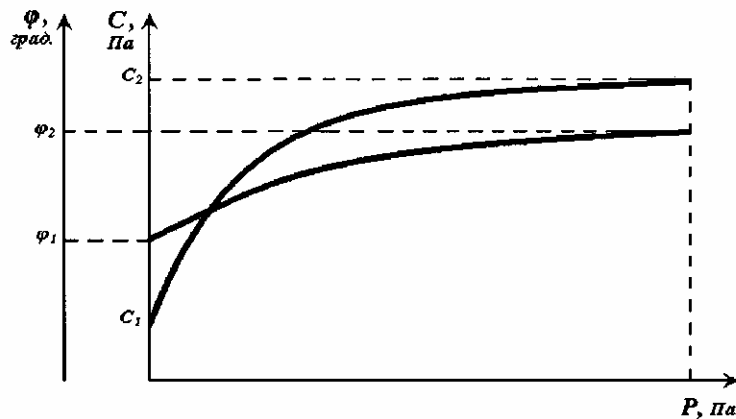


Рис. 8.19. Принципиальная зависимость угла внутреннего трения и сцепления от давления

8.3. Критерии моделирования и экспериментальный стенд для исследования процесса тампонажа аномальных зон горного массива

Тампонирувание аномальных зон горного массива осуществляется методом напорных инъекций. В процессе тампонажа аномальной зоны вязкопластичным раствором происходит ее консолидация в результате формирования каналов гидроразрыва и заполнения их раствором. Водные, физические и механические свойства аномальных зон изменяются и стремятся к первоначальным, соответствующим неразуплотненному состоянию. Данный процесс необходимо изучить экспериментально, что ранее не выполнялось. Для лабораторного исследования процесса консолидации аномальных зон вязкопластичными

растворами необходимо обоснование критериев подобия и создание физической модели на базе основных постулатов теории подобия.

Как следует из теоретического рассмотрения процесса, при уплотнении деконсолидированных пород тампонажным раствором определяющими являются силы давления. В связи с этим, при рассмотрении двух процессов течения вязкопластичной жидкости в натуре и на модели необходимо чтобы соблюдалось равенство критериев Эйлера, который определяется из выражения [26]:

$$Eu = \frac{P}{\rho \cdot v^2}, \quad (8.66)$$

где p - давление нагнетания жидкости, Па;

ρ - плотность жидкости, кг/м³;

v - скорость течения жидкости, м/с.

Отсюда следует, что для модели и для натуре должно выполняться равенство

$$\frac{P_n}{\rho_n \cdot v_n^2} = \frac{P_m}{\rho_m \cdot v_m^2}. \quad (8.67)$$

Учитывая, что в натуре и на модели будет применяться одинаковый глиноцементный раствор, уравнение (8.67) примет следующий вид:

$$\frac{P_n}{P_m} = \frac{v_n^2}{v_m^2} = a_v^2 \quad (8.68)$$

где a_v - масштаб скорости.

В свою очередь, масштаб скорости равен:

$$a_v = \frac{a_l}{a_t}, \quad (8.69)$$

где a_l - линейный масштаб; a_t - масштаб времени.

Задаваясь равенством давления нагнетания раствора в натуре и на модели, получим, что масштаб времени равен линейному масштабу, то есть $a_t = a_l$.

На практике радиус растекания раствора изменяется в достаточно широких пределах - от 1 до 30 м. Однако, учитывая небольшую глубину залегания

аномальных зон, а, следовательно, необходимость ограничения давления нагнетания, радиус распространения раствора достигает 3 м. При этом мощность аномальной зоны в среднем равна 2,5 м.

Таким образом, при радиусе распространения раствора в натуре 3 м, площадь воздействия сил давления на Деконсолидированный грунт составляет $F_H = 28,3 \text{ м}^2$. Принимая линейный масштаб a_l равным 12, получаем, что площадь воздействия сил давления на модель равна:

$$F_m = \frac{F_n}{a_l^2} = \frac{28,3}{12^2} = 0,2 \text{ м}^2, \quad (8.70)$$

где F_H — площадь воздействия сил в натуре, м^2 .

Значению $F_M = 0,2 \text{ м}^2$ соответствуют поперечные размеры модели 1 x 0,2 м^2 . Высота модели при мощности аномальной зоны в натуре 2,5 м равна:

$$h_m = \frac{h_n}{a_l} = \frac{2,5}{12} = 0,2 \text{ м}, \quad (8.70)$$

где h_M - мощность аномальной зоны в натуре, м.

Таким образом, линейные размеры модели равны: длина - 1 м; ширина - 0,2 м; высота - 0,2 м.

Из вышеизложенного следует, что время процесса тампонажа на модели необходимо уменьшить в 12 раз по сравнению с натурой.

Исследования деконсолидированных пород при их тампонаже проводятся на разработанном экспериментальном стенде (рис. 8.20). Стенд состоит из стального короба 1 длиной 1 м, шириной 0,2 м и высотой 0,2 м, заполненного пористым материалом. Сверху короб 1 закрывается стальной крышкой 7, на которой смонтированы для регистрации перепада давления манометры 2, 3 с масляными делителями 23, 24. Герметичность короба 1 достигается путем его сблочивания с крышкой 7 болтами 8. При этом для лучшей герметизации, в местах контакта короба 1 и крышки 7 проложены резиновые прокладки.

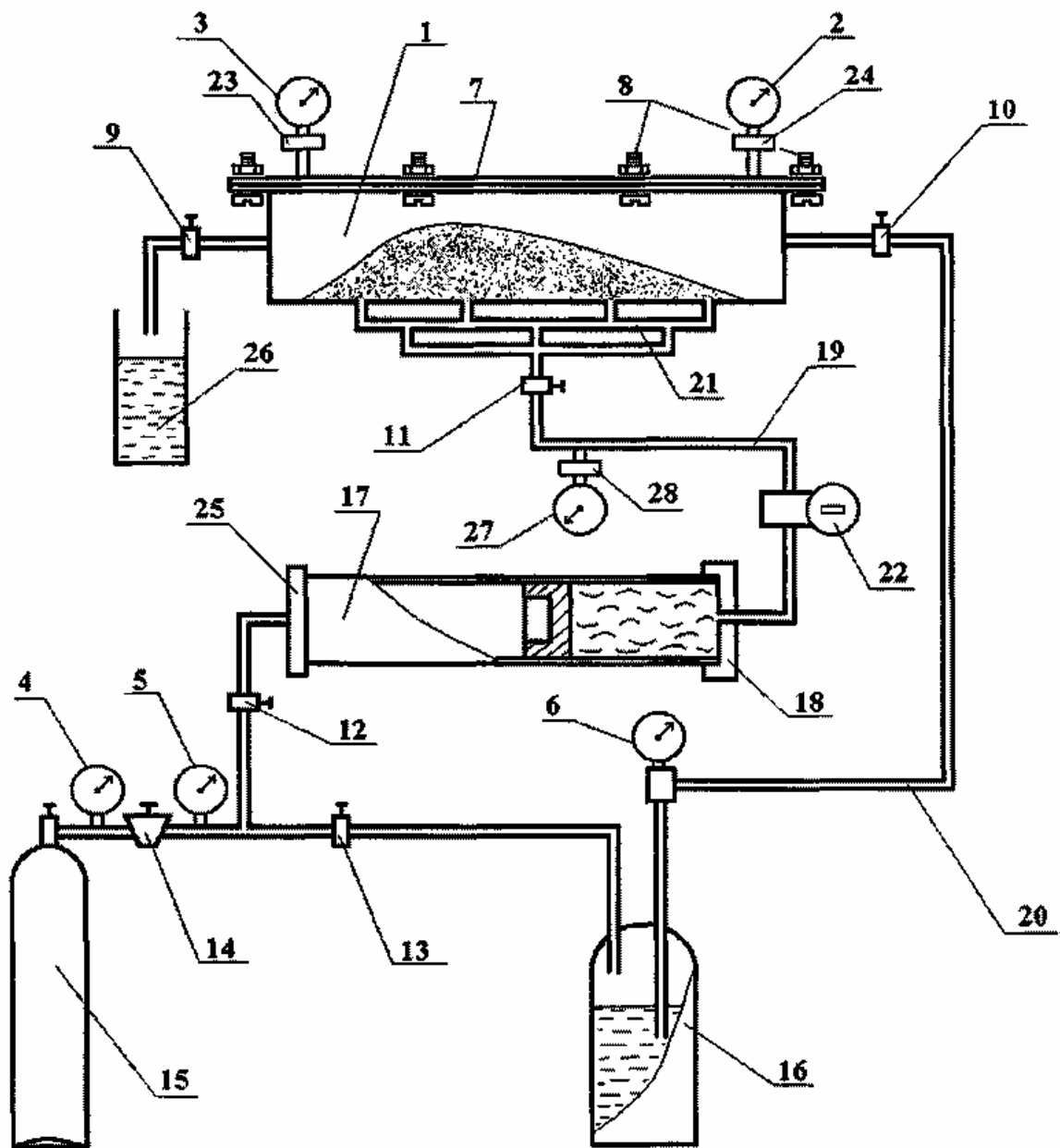


Рис. 8.20. Схема экспериментального стенда для исследования процесса тампонажа деконсолированных дисперсных пород

Нагнетание воды в короб 1 осуществляется при помощи сифона 16 по трубам высокого давления 20. Давление нагнетания воды регистрируется манометром 6.

Подача в короб 1 тампонажного раствора производится с помощью нагнетательного цилиндра с поршнем 17 по трубам высокого давления 19. С торцов нагнетательный цилиндр 17 закрывается крышками 18, 25. Для равномерного уплотнения породы в коробе 1 тампонажным раствором, подвод последнего осуществляется через пирамидообразную систему труб 21. Количество нагнетаемого в короб 1 раствора регистрируется расходомером 22, а его давление манометром 27.

Давление в сифоне 16 и нагнетательном цилиндре 17 создается при помощи сжатого воздуха в газовом баллоне 15 с редуктором. Давление сжатого воздуха регистрируется манометрами 4, 5.

Для манипуляций с перепуском сжатого воздуха, воды или тампонажного раствора используются краны 9, 10, 11, 12, 13.

Фильтрат из короба 1 собирается в аккумулирующей емкости 26.

Разработанный экспериментальный стенд предназначен для изучения основных свойств дисперсных пород при их консолидации тампонажным раствором.

Раздел 9. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И МЕТОДЫ РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ ДОБЫЧНОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕННЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ

9.1. Выбор и обоснование типа комплекса и расчет его эксплуатационных параметров

Сортность и качество добываемого угля зависит от многих факторов. Правильность и грамотность их учета дает положительный результат по обеспечению производительности ведения добычных работ, сортности и качества угля, рациональному использованию выемочной, транспортирующей и перерабатывающей техники. К основным факторам, влияющим на сортность угля относят: мощность пласта, наличие и расположение кливажных трещин, отжим угля, его хрупкость, вязкость, тип выемочного механизма, компоновка его исполнительных органов (схема отработки забоя), параметры резания, скорость подачи, тип погрузочных устройств, средства и характер транспортирования угля, конструкция исполнительного органа, инструмент (резцы), схема набора резцов и т.п.

В настоящее время уровень добычи из комплексно-механизированных очистных забоев составляет примерно 70...75%. С введением комплексов были механизированы самые трудоемкие процессы: отбойка и навалка угля, погрузка угля на конвейер, крепление кровли, передвижение крепи и конвейера.

Современный механизированный комплекс - это комплект сложного, дорогостоящего оборудования, предназначенного для работы в строго определенных горно-геологических и горнотехнических условиях. Подобрать соответствующий комплекс, знать его возможности, уметь заранее предопределять те показатели, которые можно получить с его помощью - очень важные начальные факторы, оказывающие влияние на показатели работы горнодобывающего предприятия.

На основании наблюдений было установлено, что в лавах с неустойчивыми кровлями возникла необходимость введения такого параметра, как остаточный подпор крепи при передвижении. Это вызвано тем, что любую крепь, прежде чем передвинуть, надо освободить от воздействия сил, направленных со стороны кровли и почвы. Самый простой способ - разгрузить ее полностью и передвинуть, но наблюдения показали, что при полной разгрузке крепи происходит просыпание породы в призабойное пространство, отделение крупных кусков породы от кровли - это приводит к засорению угля непосредственно в забое, кроме этого секции крепи наклоняются, перекашиваются и в результате этого снижается скорость крепления.

Ликвидация этих недостатков достигается при передвижке крепи с остаточным подпором. Проведенные исследования показали, что на пологих пластах с устойчивыми и средней устойчивости породами передвижку механизированных крепей целесообразно осуществлять без обеспечения активного подпора, а при наличии в кровле пород ниже средней устойчивости передвижку секций осуществлять с активным подпором. Величина подпора должны быть достаточной для удержания от обрушения породы на максимально возможном участке. Теоретически эта величина определяется выражением

$$g = 0,42 \cdot \gamma \cdot l, \quad (9.1)$$

где γ - объемная масса породы, т/м³;

l - расстояние между секциями, м.

При принятых в существующих крепях расстояниях между секциями 0,95... 1,35 м целесообразной является величина подпора 10...13кН/м².

Однако конструкции некоторых секций не позволяют вести передвижку с подпором, этот недостаток устраняется в крепях последних выпусков (К103, КД80, КД90 и т.д.).

Учитывая большое разнообразие горно-геологических условий разработки пологих пластов по мощности, углу падения, литологическому составу, строению и прочности боковых пород, геологическим нарушениям в настоящее время в отрасли принята единая классификация горно-геологических условий и проведена их типизация. На основании установленной исследованиями связи между литологическим составом массива и характером проявления горного давления представилась возможность распределить шахтопласты по условиям их разработки на три основных типа. Признаком типа условий выбрана категория обрушаемости породного массива со всеми возможными сочетаниями по устойчивости непосредственной кровли и почвы.

I тип условий - легкообрушаемые кровли категории А1, характеризующиеся массивом из чередующихся слоев небольшой мощности непрочных сланцев, углей, расслаивающихся песчаников и известняков без ярко выраженных осадков (коэффициент крепости $f_{cp} < 4$).

II тип условий - среднеобрушаемые кровли категории А2, характеризующиеся массивом чередующихся слоев из слабых и прочных не большой мощности сланцев, песчаников, известняков с выраженными вторичными осадками ($4 < f_{cp} < 6$).

III тип условий - труднообрушаемые и склонные к плавному прогибу кровли категории А3 ... А4, характеризующиеся достаточно однородным массивом слоев прочных песчаников, известняков или сланцев с ярко выраженными бурными вторичными осадками ($6 < f_{cp} < 10$), а также однородный массив монолитных, способных плавно прогибаться при вынимаемой мощности пластов менее 1 метра и малоустойчивых почвах ($6 < f_{cp} < 12$).

Каждый тип условий рассматривается в сочетании с устойчивостью нижних слоев непосредственной кровли и верхних слоев почвы.

По устойчивости нижних слоев непосредственной кровли они подразделяются на 5 категорий.

Категория B_1 (весьма неустойчивые кровли) характеризуется слоями углисто-глинистого или глинистого сланца с характерными зеркальными плоскостями ослабления ($f_{cp} < 2$). Кровля этой категории обрушается сразу вслед за проходом исполнительного органа комбайна.

Категория B_2 (неустойчивые кровли) характеризуется слоями непрочного глинистого или песчано-глинистого, реже непрочного песчаника или известняка ($2 < f_{cp} < 3$).

Категория B_3 (малоустойчивые кровли) характеризуется слоями непрочного глинистого или песчано-глинистого, реже непрочного песчаника или известняка ($2 < f_{cp} < 3$).

Категория B_4 (среднеустойчивые кровли) характеризуется слоями прочного сланца или песчаника, реже известняка ($5 < f_{cp} < 7$).

Категория B_5 (устойчивые кровли) характеризуется слоями прочного песчаника, реже известняка ($f_{cp} < 7$).

По устойчивости верхних слоев почвы подразделение произведено на три категории.

Категория P_1 (весьма неустойчивые почвы) характеризуется малопрочными сланцами, непригодными в качестве опоры для технологических средств ($f_{cp} < 2$). Сопротивление почвы вдавливанию, в этом случае, $\sigma < 10$ МПа.

Категория P_2 (малоустойчивые почвы) характеризуется сланцами, реже песчаниками. Как правило, наблюдается пучение почвы в рабочем пространстве лавы ($2 < f_{cp} < 4$, $10 < \sigma < 25$ МПа).

Категория P_3 (устойчивые почвы) характеризуется однородным массивом из прочных сланцев и песчаников, редко известняков. Пучение пород почвы в лаве не наблюдается или незначительно ($f_{cp} > 4$, $\sigma > 25$ МПа).

Учитывая приведенные горно-геологические условия, следует иметь в виду, что техническая характеристика каждой машины и тем более комплекса достаточно условна и рассчитана в основном на средние условия. Таким образом, исходя из конкретных условий, необходимо правильно выбрать механизированный комплекс для ведения очистных работ в угольной лаве.

Для достаточного представления о функциях, выполняемых механизированной призабойной крепью и процессах, происходящих в горном массиве при выемке угля, следует рассмотреть вопрос о распределении горного давления в зоне работы крепи.

Зону работы механизированной крепи с прилегающим к ней горным массивом в поперечном сечении очистного забоя можно разделить на пять участков (рис.9.1).

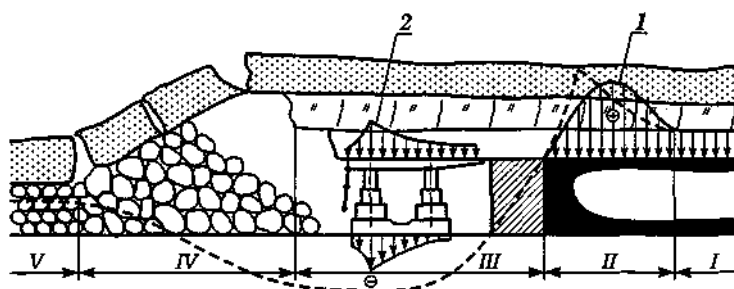


Рис. 9.1. Распределение горного давления в зоне работы крепи и по участкам поперечного сечения лавы

Горное давление на рассматриваемых участках распределяется неравномерно и является довольно сложной функцией технологических и конструктивных параметров соответственно очистного забоя и механического оборудования.

Первый участок - нетронутые горные породы, где очистные работы не оказывают никакого влияния.

Второй участок - подвержен активнейшей обработке аномалиями напряжений, в том числе повышенных, вызванных появлением и продвижением лавы. На этом участке рождаются деформации и разрушения угольного пласта и вмещающих его пород, которые затем частично или полностью проявляются на последующем третьем участке. Ширина второго участка достигает 30... 100 м и зависит от структуры горных пород и угольного пласта.

Третий участок - это породы, находящиеся над и под очистным забоем, непосредственно взаимодействующие с механизированной крепью. Поэтому при изучении поведения пород на этом участке необходимо рассматривать единую механическую систему: "кровля - крепь - почва - краевая часть угольного пласта и обрушенные породы". Максимум горного давления в этом случае будет приходиться на завальную часть перекрытия секции, что естественно вызывает максимум сопротивления (см. рис. 9.1, кривая 2) крепи, которое имеет место в зоне заднего ряда гидростойки секции крепи. Длина этой зоны составляет около 5...7 м.

Четвертый участок - представляет собой непрерывно деформирующиеся породы кровли, а на крутом падении и почвы.

На пятом участке наступает новое равновесие пород. Давление на почву опять достигает почти таких же значений, которые она испытывала до выемки полезного ископаемого. Этот участок начинается ориентировочно на расстоянии около 100 м позади лавы.

Основным опорным элементом гидрофицированной крепи является гидростойка, имеющая свою рабочую характеристику.

Рабочая характеристика может быть идеализированной, упрощенной и реальной.

I. Идеальная рабочая характеристика стойки (рис.9.2)

Начальное сопротивление F_n - сопротивление стойки опусканию пород кровли в момент установки стойки в рабочее положение, которое равно начальному распору стойки.

Номинальное рабочее сопротивление F_p - среднее значение при срабатывании предохранительного клапана.

Упругая податливость h_{ny} - уменьшение высоты (длины) гидростойки за счет упругого сжатия упругости цилиндра и других деталей.

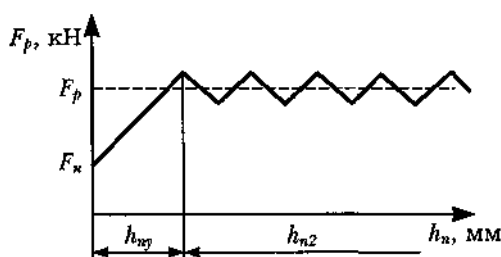


Рис. 9.2. Идеальная рабочая характеристика стойки

Гидравлическая податливость h_{n2} - суммарное уменьшение высоты стойки за счет срабатывания предохранительного клапана.

Суммарная податливость стойки $h_n = h_{ny} + h_{n2}$ определяется конструкцией стойки.

II. Реальная рабочая характеристика стойки (рис.9.3)

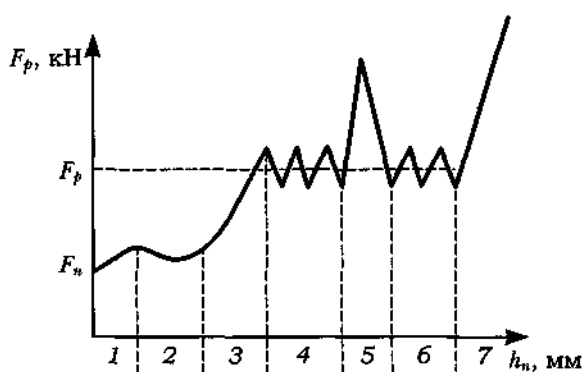


Рис. 9.3. Реальная рабочая характеристика стойки

Участки на характеристике расположены следующим образом:

1 - упругая податливость элементов стойки и кусочков породы, оказавшейся между кровлей и почвой, и опорными поверхностями стойки (секции крепи);

2 - податливость в результате раздавливания и уплотнения кусков в зоне контракта крепи с кровлей и почвой;

3 - упругая податливость;

4 и 6 - гидравлическая податливость;

5 - податливость за счет крупноблочной подвижности кровли;

7 - аварийная податливость после исчерпания рабочей податливости.

Как видно стойка гидравлической механизированной крепи работает в довольно сложных горно-геологических условиях и безопасное ведение горных работ требует правильности выбора типа и типоразмера механизированного комплекса.

Выбор типа и типоразмера механизированного комплекса

Выбор технологии работ в лаве по добыче полезного ископаемого с применением механизированного комплекса производят путем сравнения данных по горно-геологическим и горнотехническим условиям намеченного к отработке выемочного участка шахтного поля с данными технических характеристик механизированных комплексов.

Данные по горно-геологическим условиям принимаются из геолого-маркшейдерской документации и прогнозного геологического паспорта выемочного участка.

Горно-геологическими и горно-техническими данными при выборе типа и типоразмера механизированного комплекса являются: минимальная m_1 и максимальная m_2 мощности пласта; минимальный α_1 и максимальный α_2 углы падения пласта в пределах выемочного участка; сопротивляемость угля резанию \bar{A} ; управляемость основной кровлей, устойчивость непосредственной кровли, прочность почвы; водоносность пласта, его газообильность, склонность к

внезапным выбросам угля и газа, тектонические нарушения; принятая система разработки и ее параметры.

При отсутствии данных об изменении мощности пласта, следует исходить из вероятных колебаний мощности пласта, что для условий Донбасса составляет $\pm 15\%$ - для пологих и $\pm 30\%$ - для крутых пластов.

Основными параметрами комплекса и выбора его типа и типоразмера для данных горно-геологических условий являются:

- показатели нижнего m_{min} и верхнего m_{max} пределов вынимаемой мощности пласта;
- диапазон применения по углу падения пласта α_{min} и α_{max} ; сопротивляемость угля резанию;
- категория пород кровли по обрушаемости (А), устойчивости (Б) и прочность пород почвы на вдавливание ($\sigma_{вд}$);
- сопротивление поддерживающей части и посадочного ряда крепи, сопротивление секций крепи на конце передней консоли перекрытия;
- шаг установки; шаг, схема и способ передвижки секций крепи;
- коэффициент затяжки кровли;
- система разработки.

Определение нижнего предела мощности вынимаемого комплексом пласта

Сущность метода по определению m_{min} заключается в том, что для трех характерных сечений А-А, Б-В, В-В (рис.9.4) по конструктивным, технологическим параметрам и параметрам взаимодействия машин комплекса, с учетом физиологических возможностей человека и условий применения конкретной компоновки машин комплекса, определяются три расчетных значения минимальной мощности пласта, необходимой для работы комплекса из условий обеспечения: m_3 - необходимого технологического зазора H_3 между выемочной машиной и консолями перекрытий секций для нормального функционирования машин в зоне

работы выемочной машины под крепью; m_l - минимальной высоты H_l прохода для людей под механизированной крепью при работе комплекса; $m_{кр}$ - минимальной высоты работы механизированной крепи комплекса без посадки ее секций на-жестко при вторичных осадках кровли. Большая из этих расчетных величин принимается за показатель нижнего предела мощности вынимаемого комплексом пласта - m_{min} .

Минимальная мощность пласта в сечении А-А определяется по формуле:

$$m_3 = \frac{H_k + b_1 + H_3 + h_1}{1000}, \text{ м}, \quad (9.2)$$

где H_k - габаритная высота корпуса комбайна от почвы пласта, мм;

b_1 - толщина консолей перекрытия секций крепи в зоне прохода выемочной машины под крепью, мм;

h_1 - величина опускания кровли в сечении А-А, мм.

Необходимый технологический зазор определяется из выражения

$$H_3 = t_k + t_1 + h_y + h_2 + h_3, \text{ мм}, \quad (9.3)$$

где t_k - величина подштыбовки завальной боковины конвейера, мм;

t_1 - высота породной подушки на консоли перекрытия секции крепи в зоне прохода выемочной машины под крепью, мм;

h_y - величина свободного пространства для управления комбайном по простиранию пласта, мм;

h_2 - величина свободного пространства для прохода выемочной машины под крепью при изменении гипсометрии по падению пласта, мм;

h_3 - запас свободного пространства для прохода выемочной машины под крепью, принимается не менее 50 мм.

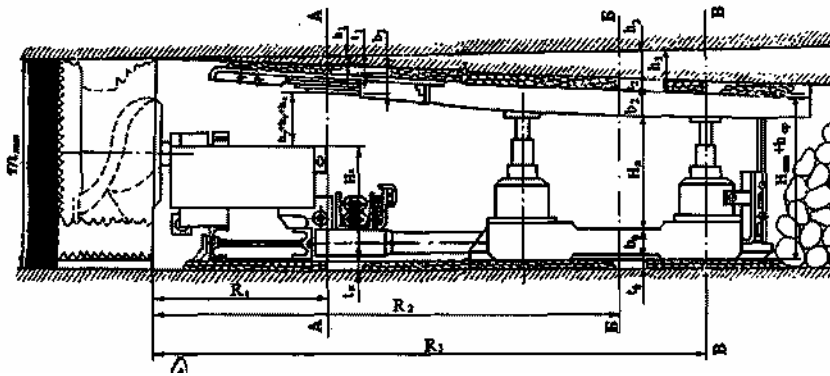


Рис. 9.4. Схема комплекса для определения m_{min}

Величина опускания кровли определяется по формуле

$$h_1 = 1000 - 0,05 \cdot m_3 \cdot R_1, \text{ мм}, \quad (9.4)$$

где $0,05$ - коэффициент, учитывающий свойства боковых пород, м^{-1} ;

R_1 - расстояние от забоя до сечения А-А, м.

Подставив (9.3) и (9.4) в формулу (9.2), после преобразований получим

$$m_3 = \frac{H_k + b_1 + t_k + t_1 + h_y + h_2 + h_3}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_1)}, \text{ м}. \quad (9.5)$$

Минимальная мощность пласта в сечении Б-Б определяется

по формуле

$$m_n = \frac{b_0 + b_2 + H_n + t_0 + t_2}{1000 \cdot (1 - 0,05 \cdot R_2)}, \text{ м}. \quad (9.6)$$

где b_0 и b_2 - соответственно толщины основания и перекрытия секции крепи, мм;

H_n - принимается равной 500 мм;

t_0, t_2 - соответственно высоты штыбовой подушки под основанием секции крепи и породной подушки на перекрытии, мм;

R_2 - расстояние от забоя до середины прохода для людей, м.

Минимальная мощность пласта в сечении В-В определяется с учетом повышенного опускания кровли (примерно на 10% мощности пласта) по формуле

$$m_{кр} = \frac{H_{min} + h_p}{1000 \cdot (0.9 - 0.05R_3)}, \text{ М,} \quad (9.7)$$

где H_{min} - конструктивная высота крепи в сдвинутом положении, мм;

h_p - запас гидравлической раздвижности стоек на разгрузку крепи от давления, для пластов мощностью менее 1 м принимается равным 30 мм, более 1 м - 50 мм;

R_3 - расстояние от забоя до заднего ряда стоек крепи, м.

Значения конструктивных параметров H_k , H_{min} , H_{max} для конкретного типа машин определены ГОСТом на эти машины, параметры b_0 , b_1 , b_2 , R_1 , R_2 , R_3 принимаются по чертежам, приведенным в "Руководстве по эксплуатации" на механизированный комплекс.

Значения технологических параметров, входящих в формулы (9.6) и (9.7), принимаются по справочной литературе. Меньшее значение подштыбовки t_K завальной боковины конвейера и высоты t_0 штыбовой подушки под основанием секций принимается для прочной, плотной почвы; большее - для слабых, неустойчивых, склонных к вспучиванию пород. Меньшее значение высоты породной подушки t_1 на консоли и t_2 на перекрытии секции принимается для пород кровли категории Б₄ и Б₅, большее значение - для категории пород кровли Б₂, Б₃.

Таким образом, полученные значения $m_л$, $m_з$, $m_{кр}$ сравниваются между собой и большее из них принимается за нижний предел мощности вынимаемого комплексом пласта m_{min} .

Верхний предел вынимаемой комплексом мощности пласта m_{max} должен быть равен или меньше максимальной высоты H_{max} механизированной крепи в сечении одной из стоек в раздвинутом положении, то есть $m_{max} < H_{max}$.

Крепь работает с запасом раздвижности, если ее максимальная высота H_{max} больше m_{max} и m_2 .

Выбранная ширина захвата комбайна должна соответствовать шагу передвижки механизированной крепи.

Порядок выбора типа и типоразмера механизированного комплекса

1. Основными критериями при выборе типа и типоразмера механизированного комплекса для конкретных горно-геологических условий являются m_1 , m_2 , α_1 и α_2 .

Значения критериев сопоставляются с показателями m_{min} и m_{max} (полученными расчетным путем) и α_{min} , α_{max} приведенными в технических характеристиках оборудования. Если, при сопоставлении параметров комплекса и исходных данных выемочного участка, выполняются требования

$$m_{min} \leq m_1; m_{max} \geq m_2; \quad (9.8)$$

$$\alpha_{min} \leq \alpha_1; \alpha_{max} \geq \alpha_2, \quad (9.9)$$

то предварительно выбирается один или несколько типов комплексов, которые можно применить в данных условиях.

2. Производится сравнение данных по сопротивляемости угля резанию

$$\bar{A} < \bar{A}', \text{ кН/м}, \quad (9.10)$$

где \bar{A} - сопротивляемость угля резанию на рассматриваемом участке (лаве предприятия), кН/м;

\bar{A}' - сопротивляемость угля резанию по применимости комплекса, кН/м.

3. Дальнейшее сравнение производится по категориям пород кровли по обрушаемости (А), устойчивости нижнего слоя кровли (Б) и прочности на вдавливание $\sigma_{\delta\delta}$ или устойчивости верхнего слоя почвы (П).

Категория пород кровли (А) определяет несущую способность (сопротивление поддерживающей части, посадочного ряда, начального распора) и тип механизированной крепи по характеру ее взаимодействия с кровлей

(поддерживающая, поддерживающе-оградительная, оградительно-поддерживающая).

Устойчивость нижнего слоя кровли (Б) определяет выбор комплекса с соответствующим шагом расстановки секций механизированной крепи, шагом, порядком и способом передвижки секций, коэффициентом затяжки кровли.

Для кровель категории (А₁, А₂), (Б₄, Б₃) целесообразно применять комплексы с крепями поддерживающего (1М103, МК98, МК97Д, 2МКД, 1М88, МК87УМ и др.) или поддерживающе-оградительного (КД80, МК75 и др.) типа с сопротивлением в поддерживающей части до 500 кН/м², посадочного ряда - до 950 кН/м². Для кровель категории (А₃) целесообразно применять комплексы с механизированными крепями поддерживающего и поддерживающе-оградительного типов с сопротивлением поддерживающей части 600 кН/м² и более, посадочного ряда - 1000 кН/м² и более.

Прочность на вдавливание $\sigma_{вд}$ и устойчивость верхнего слоя *II* пород почвы определяют выбор механизированной крепи комплекса по удельному давлению оснований секций на почву пласта. При почвах с незначительным сопротивлением на вдавливание следует применять комплексы, механизированная крепь которых обеспечивает удельное давление не более 0,8 МПа.

Наличие переходимых тектонических нарушений в пределах выемочного участка предопределяет выбор более маневренного механизированного комплекса.

При частичном несоответствии технической характеристики комплекса горно-геологическим условиям можно применять дополнительные технические решения.

Например, при слабой почве рекомендуется применение уширителей оснований; при трудноуправляемой кровле - ее разупрочнение, а при местных утонениях пласта - присечка боковых пород (которая нежелательна так, как это приводит к повышению зольности угля непосредственно при его отбойке).

В случае соответствия двух или более типов комплексов исходным данным выемочного участка, предпочтение отдается комплексам нового технического уровня 1КМ103, КД80, КД90, КМТ, 1УКП, КМ137, КМ138 или производится выбор компоновок по технической документации на комплекс.

Когда для условий выемочного участка выбран тип комплекса и один из его типоразмеров соответствует требованиям (9.8), то данный типоразмер принимается для отработки выемочного участка.

Если два или более комплекса соответствуют требованиям (9.8), экономическим расчетом выбирается наиболее эффективный тип и типоразмер.

Критерием экономической эффективности является минимум приведенных затрат

$$Z = C + E_n \cdot (K + A_2), \quad (9.11)$$

где Z - приведенные затраты на 1 тонну добываемого угля;

C - себестоимость 1 тонны угля, грн.;

E - нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, принимается для отрасли равным 0,15;

K - капитальные затраты в производственные фонды, грн;

A_2 - годовой объем добычи угля, т.

Мероприятия, направленные на повышение сортности угля

В настоящее время на угольных шахтах Украины для добычи угля подземным способом используются выемочные машины, оснащенные шнековыми, барабанными, корончатыми, баровыми исполнительными органами, струговые установки и выемочные агрегаты со специальными резцами крупного скола. Все эти средства ведут отбойку угля каждый со свойственной им спецификой работы. Качество и сортность угля зависит от крепости, сопротивляемости угля резанию, наличия прослоек породы в пласте.

Применение тех или иных исполнительных органов обуславливается условиями их работы, степенью переизмельчения угля, а также производительностью.

Шнековые исполнительные органы очистных комбайнов существенно измельчают уголь при разрушении массива. На тонких пластах при работе комбайнов 1К101У выход штыбов класса 0...6 мм может достичь 50...55% от всей массы отбитого угля. Более высокую сортность обеспечивают комбайны с вертикальной осью вращения исполнительных органов (МК-67, КА-80), которые разрушают уголь по напластованиям. Здесь выход штыбов на 5...7% меньше.

Лучшую сортность обеспечивают струговые установки. Выход штыбов класса 0...6 мм составляет 25...30%, а выход угля класса более 25 мм достигает 35%. Однако применение струговых установок не везде возможно из-за высокой сопротивляемости пласта резанию, наличия прослоек породы в пласте, его гипсометрии, отделяемости угля от почвы и кровли.

При всем этом, чем выше скорость подачи комбайна, тем лучше сортность отбитого угля благодаря большему заглублению резца в уголь за один оборот шнека. Так, при увеличении скорости подачи комбайна 2К52МУ с 0,5 до 2 м/мин. выход штыбов класса 0...6 мм уменьшается примерно на 4...6%. Однако чрезмерное увеличение скорости подачи комбайна находит ограничение в связи с различными факторами. К таким факторам относят: определение скорости подачи по тепловой нагрузке двигателя, по устойчивой мощности двигателя, по газовому фактору, по тяговой способности механизма подачи, по допустимой скорости передвижения машиниста, по производительности транспортных средств, по вылету резцов, по скорости крепления лавы. После расчета скорости

подачи из всех этих факторов выбирается наименьшая и принимается к эксплуатации.

Средством улучшения сортности является также изменение схемы набора резцов на исполнительных органах комбайна. Уменьшение количества резцов в линии резания приводит к улучшению сортности. Так, при двух резцах в линии резания на шнеках комбайна 1К101 выход штыбов класса 0...6 мм составляет 36,4%, а при одном резце в линии резания - 23%. Следует иметь в виду, что при уменьшении числа резцов в линии резания при крепких и вязких углях, присечках крепких пород или наличии в пласте больших породных прослоек возможно снижение скорости подачи комбайна и его производительности, в то же время сортность угля не будет улучшена.

Увеличение сортности угля может быть достигнуто также увеличением шага между линиями резания, однако, это связано с переделкой шнеков и, кроме того, при этом необходимо учитывать физико-механическое свойство пласта, иначе увеличение шага может привести к неустойчивой работе комбайна, отрыву кулаков из-за увеличения нагрузок на один резец.

Там, где это возможно, надо стремиться к применению на очистных комбайнах шнеков с тангенциальными резцами вместо радиальных. Выход штыбов при применении тангенциальных резцов уменьшается на 6... 10%.

Уменьшение величины захвата исполнительных органов (также связано с заменой шнеков на комбайне и изменением паспорта крепления лавы) приводит к повышению сортности угля и уменьшению выхода штыбов на 7... 10%.

Используя перечисленные мероприятия, как исходные данные после выбора типа и типоразмера выемочного комплекса, можно предложить некоторые более конкретизированные меры по повышению сортности угля,

выбору технологических параметров и режимов работы добычного оборудования.

Расчет максимальной скорости подачи угольного комбайна в зависимости от различных факторов

Производительность комплексно-механизированной лавы зависит от многих факторов. При заданной вынимаемой мощности пласта и ширине захвата исполнительного органа выемочной машины теоретическая, техническая и эксплуатационная производительность зависит от скорости подачи машины.

Скорость подачи выемочной машины ограничивается техническими, горно-геологическими и другими факторами и условиями. Действие большинства факторов является независимым друг от друга. Поэтому по каждому из них определяется максимально допустимая скорость подачи, а принимается наименьшее ее значение. Рекомендуется учитывать следующие факторы: мощность привода выемочной машины, газовый режим лавы, производительность забойного конвейера, скорость крепления выработанного пространства, технические возможности механизма подачи, максимальную толщину стружки, нагрузку и условия работы машиниста комбайна.

Расчет максимальной скорости подачи комбайна по тепловой нагрузке двигателя

Скорость подачи угольного комбайна по тепловой нагрузке зависит от максимальной мощности двигателя (двигателей) комбайна по нагреву, определяющейся числом эквивалентных пусков двигателя при различной продолжительности включения (например, $ПВ = 40\%$ и $ПВ = 60\%$)

$$v_{nm} = \frac{P_m}{60 \cdot t \cdot B \cdot \gamma_{nl} \cdot W_p}, \text{ м/мин.} \quad (9.12)$$

Максимальная мощность двигателя комбайна по нагреву определяется следующим образом:

- находится эквивалентное число пусков двигателя

$$Z_3 = \frac{Z_p \cdot t_p + Z_6 \cdot t_6}{t}, \text{ м/мин.}, \quad (9.13)$$

где Z_p, Z_6 - соответственно число рабочих и вспомогательных пусков двигателя в час;

t_p, t_6 - длительность соответствующих пусков, с;

t_3 - длительность эквивалентного пуска, с.

Примечание: При отсутствии фактических данных можно принимать:

$$t_p = 1 \text{ с}; t_6 = 0,2 \text{ с}; t_3 = 0,65 \text{ с}.$$

$$\text{Обычно } Z_p = 5 \dots 15; Z_6 = 30 \dots 60;$$

б) допустимую мощность двигателя при полученном Z , находим по зависимостям, приведенным на рис. 9.5, для каждого из значений $ПВ = 40\%$ и $ПВ = 60\%$. Далее строим зависимость мощности $P_m = f(ПВ)$, по которым определяем P_m для данных условий работы исходя из того, что при равномерном распределении простоев комбайна $77В = K_m$. Коэффициент машинного времени K_m обычно находится в пределах $K_m = 0,45 \dots 0,62$ или $K_m = (0,9 \dots 0,92) - K_{mex}$, где K_{mex} - коэффициент технически возможной непрерывной работы в конкретных условиях эксплуатации.

$$K_{mex} = \frac{1}{\frac{1}{K_1} + \frac{(T_{з.и.} + T_{к.о.} + T_{мо}) \cdot V_n}{L_m}}, \quad (9.14)$$

где K_1 - коэффициент готовности комплекса;

$T_{з.и.}$ - время замены изношенных инструментов, мин.,

$$T_{з.и.} = L_m \cdot m \cdot B \cdot \gamma_{пл} \cdot g_p \cdot t \cdot 10^{-3}, \quad (9.15)$$

где L_m - машинная длина лавы, м;

g_p - расход резцов на одну тысячу тонн добычи;

t - время замены одного резца (примерно 1 мин.);

$T_{к.о.}$ - суммарное время концевых операций (20...30 мин.);

$T_{мо}$ - время маневровых операций; при двухсторонней работе комбайна $T_{мо} = 0$, при односторонней работе.

$$T_{мо} = \frac{L_m}{V_{нм}}, \quad (9.16)$$

$V_{нм}$ - маневровая скорость подачи, м/мин.;

V_n - среднее значение скорости подачи для принятого типа комбайна.

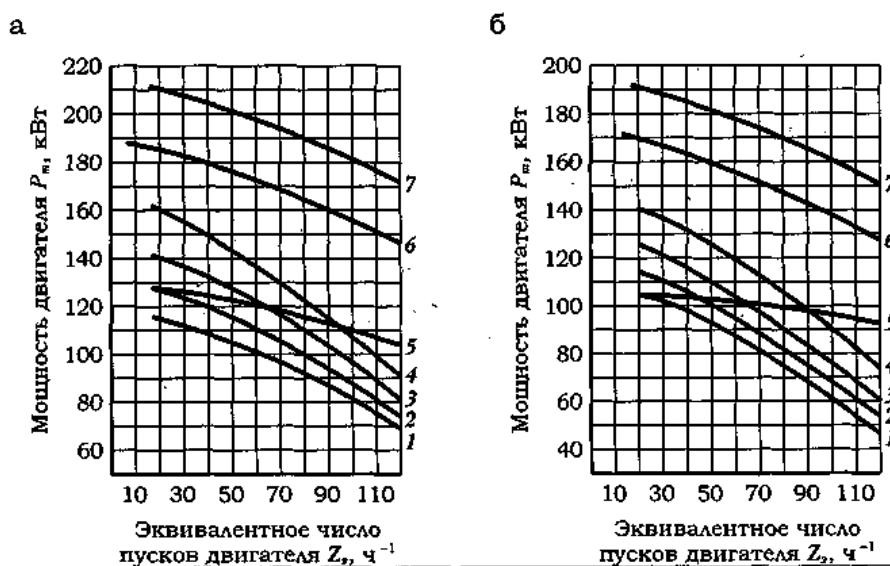


Рис. 9.5. Мощность электродвигателей в функции от разной продолжительности их включения: 1 - ЭДК04Р-МК67У5; 2 - ЭДК04-4МУ5; 3 - ЭДК04-100У5; 4 - ЭДК04-125У5; 5 - ЭДКО-2МУ5; 6 - ЭКВ4УУ5, ЭКВ3, 5-125У5; 7 - ЭКВ4-160-4У5

Примечание: Если на рис. 9.5 отсутствует графическая зависимость, характеризующая $P_m = f(Z_э)$, то можно ориентироваться на подобный двигатель, имея в виду, что паспортная номинальная мощность новых двигателей дается при $ПВ = 60\%$ и количество включений 120 в час. Комбайн может иметь два и более двигателей - полученное значение мощности необходимо соответственно увеличить.

$\gamma_{пл}$ - плотность вынимаемого пласта, т/м³

$$\gamma_{пл} = \frac{\gamma_y \cdot m_y + \gamma_n \cdot m_n}{m}, \quad (9.17)$$

W_p - удельный расход энергии на выемку пласта; для современных комбайнов со шнековыми и барабанными исполнительными органами, работающими в нормальном режиме, он равен

$$W_p = 0,00185 \cdot \bar{A}_{пл} \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R), \quad \text{кВт} \cdot \text{ч/т}. \quad (9.18)$$

Нормальный режим работы исключает работу на малой скорости подачи, в режиме заштыбовки исполнительного органа с большим затуплением резцов. Кроме того, W_p можно рассчитать по или определить по графическим зависимостям $H_w = f(\bar{A})$.

Расчет максимальной скорости подачи комбайна по устойчивой мощности двигателя

Устойчивая мощность двигателя определяется его характеристиками и параметрами питающей его сети

$$P_y = \frac{M_y \cdot n_y}{9550}, \text{ кВт}, \quad (9.19)$$

где M_y - устойчивый момент, Н·м;

n_y - устойчивая частота вращения, об./мин.

Устойчивый момент можно определить по следующей формуле

$$M_y = \frac{M_{мф} \cdot \kappa_y}{\kappa_n \cdot (1 + \kappa_e \cdot \kappa_{ев})}, \text{ Н·м}, \quad (9.20)$$

где $M_{мф}$ - максимальный вращающий момент двигателя в условиях шахтной

сети, зависящий он от характеристики кабелей питания, типа подстанции и мощности двигателя. Для подстанции ТСШВП - 250/6

$$M_{мф} = M_m \cdot K_{250}, \text{ Н·м}, \quad (9.21)$$

где M_m - максимальный момент, определяемый по паспорту;

K_{250} - коэффициент, определяемый по зависимостям на рис. 9.6,

где l_{np} - приведенная длина кабеля

$$l_{np} = 0,02 \cdot S \cdot l, \text{ м},$$

где S - сечение рабочей жилы используемого кабеля, мм;

l - его длина, м.

Для подстанций ТСШВП-400/6 и ТСШВП-630/6 коэффициенты снижения максимального момента можно получить соответственно по формулам:

$$K_{400} = K_{250} + 0,04 \text{ и } K_{630} = K_{250} + 0,06.$$

K_y - коэффициент, учитывающий качество управления комбайном
(при автоматическом управлении $K_y = 0,9$, при ручном - $0,8$);

$K_n = 1,1-1,5$ - коэффициент, учитывающий колебания
низкочастотной нагрузки;

$K_{\text{вв}}$ - коэффициент выравнивания высокочастотной слагающей
нагрузки (для однодвигательных комбайнов $K_{\text{вв}} = 0,2...0,4$;
для двухдвигательных $K_{\text{вв}} = 0,6...0,8$);

n_y - частота вращения вала двигателя при устойчивом
моменте, определяемая по формуле

$$n_y = 1500 \cdot (1 - S_y), \text{ об./мин.}, \tag{9.22}$$

где S_y – скольжение при n_y .

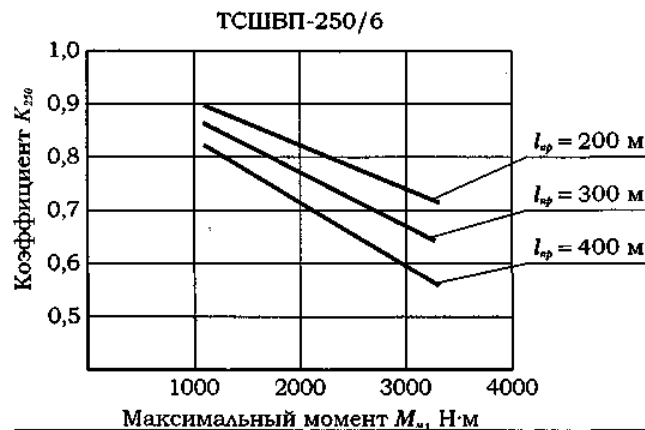


Рис. 7. 6. Графические зависимости к определению поправки K_{250}

Можно принять по технической характеристике S_y скольжение в режиме $S = 4-60\%$.

Примечание: При подключении к трансформаторной подстанции других потребителей энергии в формулу для M_y необходимо подставлять не $M_{мф}$, а $M'_{мф}$, который определяется по формуле

$$M'_{мф} = M_{мф} \left(1 - 0,007 \cdot \frac{P_{кВт}}{P_{кВа}} \right), \quad (9.23)$$

где $P_{кВт}$ - суммарная мощность двигателей прочих потребителей, кВт,

$P_{кВа}$ - кажущаяся мощность подстанции, кВт.

При ориентировочных расчетах можно принять $P_y = 1,15 \cdot P_{дл}$ для двигателей типа ЭДКО и $P_y = P_n$ для двигателей ЭКВ, где $P_{дл}$ -длительная мощность, P_n - номинальная мощность в режиме $S = 4-60\%$.

$$V_{ny} = \frac{P_y}{60 \cdot m \cdot B \cdot \gamma_{пл} \cdot W_p}, \text{ м/мин.} \quad (9.24)$$

Расчет максимальной скорости подачи по газовому фактору

В результате действия местных условий или специальных мер по дегазации, каждый добычной участок характеризуется своим значением удельной газообильности лавы $q_{ог}$. По его величине можно установить газовую категорию шахты. Значение газовой категории определяет меры по охране труда и технике безопасности.

Значение удельной метанообильности лавы можно получить и расчетом, исходя из значений природной метанообильности пласта X .

При времени транспортирования 5 минут и шнековых исполнительных органах комбайнов можно принять

$$X_0 = 0,5 \cdot X.$$

Удельная газообильность лавы равна

$$q_{ог} = q_{пл} \cdot (1 - K_{дег.пл.}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (9.25)$$

где $q_{пл}$ - относительное газовыделение из разрабатываемого

пласта в призабойное пространство очистной выработки (лавы),

$\text{м}^3/\text{т}$; при разработке пласта без разделения на слои:

$$q_{nl} = \frac{m_{nl}}{m} \cdot K_{nl} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (9.26)$$

$K_{дег.пл.}$ - коэффициент, учитывающий эффективность дегазации разрабатываемого пласта, определяется по специальным инструкциям;

m_{nl} - полная мощность угольного пласта, м;

K_{nl} - коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из пласта (при сплошной системе разработок принимается равным 1);

m - вынимаемая мощность пласта, м.

Максимальная скорость подачи комбайна определяется по формуле

$$v_{nz} = \frac{0,6 \cdot v_{max} \cdot S_{оч} \cdot C}{m \cdot B \cdot \gamma_{nl} \cdot q_{оз} \cdot K_{оз}}, \text{ м/мин.}, \quad (9.27)$$

где v_{max} - максимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха в очистной выработке, м/с (по ПБ в угольных шахтах $v_{max} = 4$ м/с);

$S_{ов}$ - площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в свету, м²;

C - допустимая концентрация газа в исходящей вентиляционной струе, % (допустимая концентрация метана по ПБ $C = 1\%$, если на участке установлена автоматическая газовая защита – $C = 1,35\%$).

Можно принять

$$K_{оз} = \frac{K_n}{K_{вн}},$$

где K_n - коэффициент, учитывающий неравномерность выделения метана в лаве (можно принимать равным 1,4 - при добыче каменных углей, 1,6 - при добыче антрацитов);

K_m - коэффициент, учитывающий движение воздуха по выработанному пространству (можно принимать равным 1,2... 1,3 при полном обрушении кровли, 1,15 - при плавном опускании, 1,1 - при

частичной закладке и 1,05 - при полной).

Расчет максимальной скорости подачи комбайна по тяговой способности механизма подачи

Можно рассчитать максимальную скорость подачи V_{nz} по мощности двигателя и соответствующую ей суммарную силу подачи на исполнительном органе комбайна Y_u . В нашем случае в качестве V принимается меньшее значение из полученных по нагреву двигателя и устойчивой мощности.

Необходимое усилие подачи для этой скорости можно определить по формуле

$$Y_u = B \cdot m \cdot (3,5 + 0,01 \cdot \bar{A}_{nl}), \quad (9.28)$$

Возможное усилие подачи на исполнительном органе комбайна

$$F_u = F_m - R, \text{ т}, \quad (9.29)$$

где F_m - максимальная тяговая способность принятого механизма подачи, т;

R - внешняя наибольшая сила сопротивления комбайна движению, т.

С учетом угла падения пласта

$$R = K_{don} \cdot G \cdot (f_{mp} \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha), \text{ т}, \quad (9.30)$$

где $K_{don} = 1,4$ - коэффициент, учитывающий сопротивление траковой цепи и другие дополнительные сопротивления;

G - вес комбайна, т;

$f_{mp} = 0,2$ - коэффициент трения.

Фактическому усилию подачи F_u соответствует искомое значение скорости подачи $V_{,,m}$. Можно составить пропорцию

$$\frac{V_{nm}}{V_{nd}} = \frac{F_u}{Y_u}, \quad (9.31)$$

из которой получим

$$V_{nm} = V_{nd} \cdot \frac{F_m - 1,4 \cdot (f_{mp} \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha)}{Y_u}, \text{ м/мин.} \quad (9.32)$$

Окончательно

$$V_{nm} = V_{nd} \cdot \frac{F_m - 1,4 \cdot (f_{mp} \cdot \cos \alpha \pm \sin \alpha)}{B \cdot m \cdot (3,5 + 0,01 \cdot \overline{A_{nl}})}, \text{ м/мин.} \quad (9.33)$$

Может оказаться, что полученная скорость будет больше максимальной для заданного механизма подачи. В этом случае в расчет принимается максимальное значение из технической характеристики .

Расчет скорости подачи по допустимой скорости передвижения машиниста

<i>m</i> , м	0,7	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,3	1,35	1,4
<i>V</i> , п.м.	1,6	1,7	1,85	2,05	2,3	2,7	4,5	6,0	6,0

Расчет максимальной скорости комбайна по производительности транспортных средств участка

Для обеспечения нормальной работы комбайна с конвейером допустимая производительность забойного конвейера должна быть на 20...30% выше производительности выемочной машины, то есть производительность конвейера:

$$Q_k = (1,2 \dots 1,3) \cdot V_{нк} \cdot m \cdot B \cdot \gamma_{nl}, \text{ т/мин.},$$

откуда скорость подачи комбайна по производительности конвейера

$$V_{нк} = \frac{Q_k}{(1,2 \dots 1,3) \cdot m \cdot B \cdot \gamma_{nl}}, \text{ м/мин.} \quad (9.34)$$

Расчет максимальной скорости подачи комбайна по вылету резцов

Принимается типовая или индивидуальная схема расположения резцов на исполнительном органе. Устанавливается наименьшее количество резцов в линии резания - m'_{min} .

Рассчитывается l_{max} - наибольшее по схеме расположения резцов расстояние между резцами в одной линии резания

$$l_{max} = \frac{\pi \cdot D_{u.o.}}{m'_{min}}, \text{ м} \quad (9.35)$$

где $D_{U.o.}$ - диаметр исполнительного органа по резцам, м. Из соотношения

$$\frac{h_{\max}}{100 \cdot l_{\max}} = \frac{v_{np}}{60 \cdot v_p}$$

находим максимальную скорость по вылету резцов

$$v_{np} = \frac{h_{\max} \cdot v_p \cdot 60}{100 \cdot l_{\max}}, \text{ м/мин.} \quad (9.36)$$

где v_p - паспортная скорость резания, м/с.

Расчет максимальной скорости подачи по скорости крепления лавы

Техническая скорость крепления при последовательной схеме передвижки секций равна:

$$v_{кр} = \frac{l_c}{T_c}, \text{ м/мин.}, \quad (9.37)$$

где l_c - расстояние между осями двух соседних секций, м;

T_c - время закрепления кровли одной секции, мин.

Скорость подачи комбайна по креплению зависит от ряда условий. Ее можно определить по следующей формуле:

$$v_{н.кр} = v_{кр} \cdot K_{cx} \cdot K_{yn} \cdot K_{уст}, \text{ м/мин.}, \quad (9.38)$$

где K_{cx} - коэффициент, учитывающий схему передвижки секций (при последовательной схеме $K_{cx} = 1,0$; при передвижке через 1-2 секции можно принять соответственно $K_{cx} = 1,7$ и $2,2$);

K_{yn} - коэффициент снижения скорости крепления с увеличением угла падения пласта α ; при работе комплексов по простиранию

$$K_{yn} = 1,0 \text{ при } \alpha \leq 9^\circ;$$

$$K_{yn} = 1,0 - 0,013 \cdot (\alpha - 9^\circ) \text{ при } 9^\circ < \alpha < 35^\circ;$$

при работе по падению пласта

$$K_{yn} = 1,0 \text{ при } \alpha \leq 6^\circ;$$

$$K_{yn} = 1,0 - 0,00066 \cdot (\alpha - 6^\circ) \text{ при } 6^\circ < \alpha < 15^\circ;$$

$K_{уст}$ - коэффициент снижения скорости крепления при неустойчивых

породах (в благоприятных условиях, когда кровля устойчивая, а сопротивление почвы вдавливанию σ_n больше или равно опорному давлению крепи $\sigma_{кр}$, $K_{уст} = 0,9$; в неблагоприятных условиях, при слабых боковых породах $K_{уст} = 0,4...0,2$; в средних условиях $K_{уст} = 0,8...0,6$).

Расчет теоретической производительности комбайна

$$Q_{теор} = v_n \cdot m \cdot B \cdot \gamma_{пл} \cdot K_{\epsilon}, \text{ Т/МИН.}, \quad (9.39)$$

где

$$v_n = \min\{v_{нт}; v_{пу}; v_{нт}; v_{не}; v_{лм}; v_{нк}; v_{пр}; v_{п.кр}\};$$

K_{ϵ} - коэффициент, учитывающий использование захвата комбайна (при разработке по восстанию $K_{\epsilon} = 0,93$; для остальных случаев $K_{\epsilon} = 1,0$).

Расчет технической производительности комбайна

1. По условию технического совершенства выемочного комплекса

$$Q'_{тех} = Q_{теор} \cdot K_{тех}, \text{ Т/МИН.}, \quad (9.40)$$

$K_{тех}$ - определен ранее для условий лавы с учетом окончательно принятой

V_n .

2. По условию работы транспортных средств

$$Q''_{тех} = \min\{Q_{теор} \cdot K_{нс}; Q_{сб.к}; Q_{у.к}\}, \text{ Т/МИН.}, \quad (9.41)$$

$K_{нс}$ - коэффициент снижения производительности комбайна из-за недостатка пропускной способности участковой конвейерной линии; его можно определить по таблице

$K_p^{нс}$	0,5	0,75	1,0	1,25	1,50	1,75
$K_{нс}$	0,55	0,7	0,85	0,93	0,97	0,98

где $K_p^{нс}$ - коэффициент резерва пропускной способности участкового конвейерного транспорта. Определяется по формуле

$$K_p^{nc} = \frac{\min\{Q_{cb.k}; Q_{y.k}\}}{Q_{теор}}, \text{ т/мин.}, \quad (9.42)$$

где $Q_{cb.k}$ - пропускная способность сборных конвейерных линий, т/мин.;

$Q_{y.k}$ - пропускная способность участковой конвейерной линии, принимается равной наименьшей из пропускных способностей каждой отдельной конвейерной установки, т/мин.

Техническая производительность комбайна принимается равной

$$Q_{mex} = \min\{Q'_{mex}; Q''_{mex}\}, \text{ т/мин.} \quad (9.43)$$

Расчетный коэффициент технического использования комбайна

$$K_{mex.p} = \frac{Q_{mex}}{Q_{теор}}. \quad (9.44)$$

Транспортные средства подбираются такие, чтобы $K_{mex.p}$ не был значительно меньше K_{mex} , принятого ранее.

Расчет эксплуатационной производительности комбайна

Данная производительность определяется обычно за сутки:

$$Q_в = Q_{теор} \cdot T_{см} \cdot n \cdot K_m \cdot K_э, \text{ т/сут.}, \quad (9.45)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, мин.;

n - количество добычных смен;

K_m - коэффициент использования машинного времени, учитывающий

простои в добыче не только по техническим, но и по другим причинам

$$K_m = (0,9 \dots 0,92) \cdot K_{mex};$$

$K_э$ - коэффициент уменьшения нагрузки в особо сложных горно-геологических

условиях при разработке пластов III группы, при дизъюнктивных нарушениях, ложной кровле, утонении пласта, мульдах, карстовых нарушениях, размывах пласта и др. Определяется по эмпирическим зависимостям, основанным на систематизированных наблюдениях.

При нормальных горно-геологических условиях $K_2 = 1,0$; иногда при этом производительность определяют с учетом потерь добытого угля, принимая коэффициент потерь $K_2 = 0,98$.

9.2. Математическое моделирование систем гидропривода добычных комплексов

Дальнейшее развитие и совершенствование горной техники в современных условиях требует расширения исследований ее параметров, углубления детализации. На определенном этапе громоздкие натурные и стендовые исследования эффективно заменяются исследованиями на математических моделях.

Применение метода математического моделирования позволяет получить обширный спектр характеристик при небольших трудовых и материальных затратах. В последние 2-3 десятилетия метод активно используется ведущими учеными в области горного машиностроения. Широко известны работы в этом направлении, выполненные в ДонНТУ, Донгипроуглемаш, других организациях Украины, России, Германии, Польши.

В исследованиях используется 2 типа математических моделей:

- динамические модели, основанные на системах обыкновенных дифференциальных уравнений (применимы для механизированных крепей комплексов);
- модели систем с распределенными параметрами, основанные на уравнениях математической физики (применимы для очистных машин комплексов).

Примером модели 1-го типа является модель исследования гидросистемы 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.

Так как гидросистема крепи является многосекционной, то работу всей системы можно рассматривать на примере выполнения операций технологического цикла одной секцией крепи. На рис. 9.7 представлена гидромеханическая схема типовой гидросистемы механизированной крепи.

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. 9.7, состоит из N отдельных ветвей, моделирующих работу гидроцилиндров участков напорной и сливной магистралей.

Движение рабочей жидкости от насоса до гидрораспределителя секции крепи описывается системой трех нелинейных дифференциальных уравнений:

$$\begin{aligned} \frac{dp}{dt} &= a \cdot [q_n(p) - q]; \\ \frac{dq}{dt} &= b \cdot (p - p_в) - lq^2; \\ \frac{dp_в}{dt} &= n_s \cdot \left(q - \sum_{i=1}^n q_{i1} \right), \end{aligned} \tag{9.46}$$

где p - давление жидкости в напорной магистрали у насосной станции;

$p_в$ - давление жидкости на входе гидрораспределителя;

$q_n(p)$ - расходная характеристика насосной станции;

q - расход жидкости в напорной гидромагистрали;

q_{i1} - расход жидкости в рукаве высокого давления, соединяющего распределитель с напорной полостью i -го гидроцилиндра;

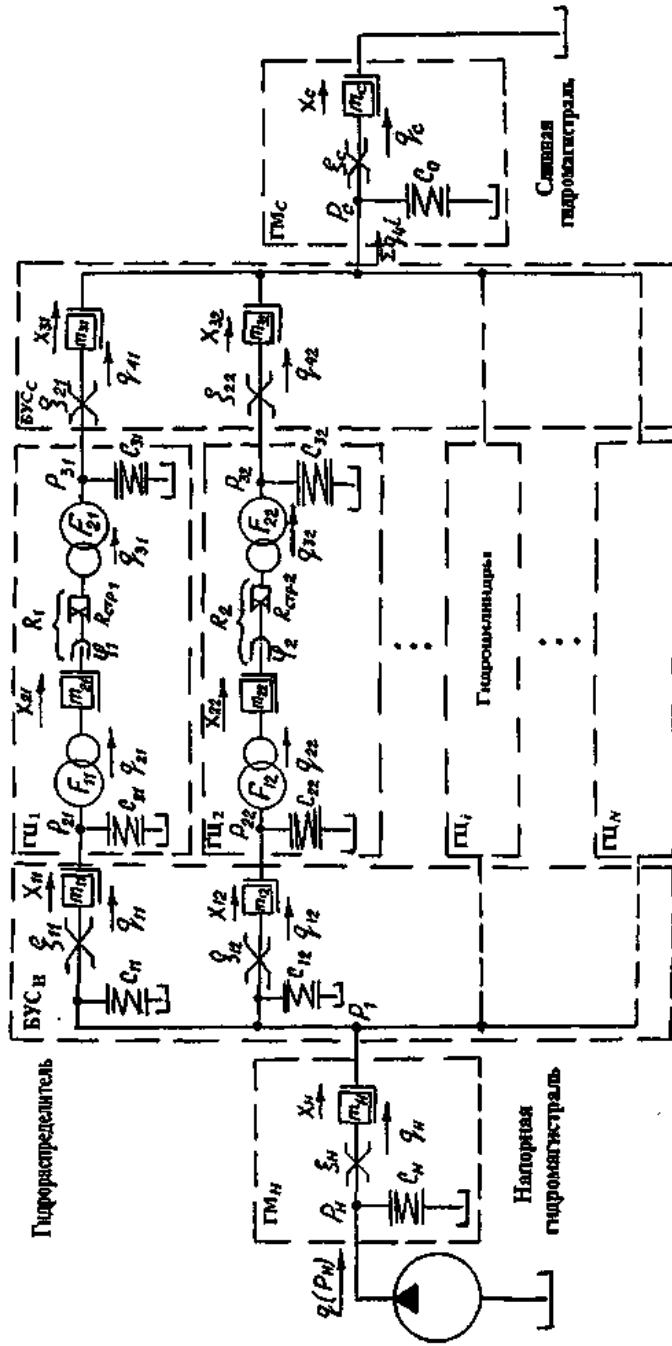


Рис. 9.7. Гидромеханическая схема системы механизированной крени

$$a = \frac{1}{C_n},$$

где C_n - коэффициент упругости напорной гидромагистрالی;

$$n_s = \frac{1}{C_s},$$

где C_s - суммарный коэффициент упругости рукавов высокого давления, соединяющих гидрораспределитель с напорными полостями гидроцилиндров;

$$b = \frac{f_n^2}{m_n}; \quad l = \xi_n \cdot b,$$

где ξ_n - коэффициент гидравлического сопротивления напорной гидромагистрالی;

m_n - масса жидкости в напорной гидромагистрالی;

f_n - площадь сечения напорной гидромагистрالی;

N - количество одновременно работающих гидроцилиндров.

Математическая модель работы каждого гидроцилиндра состоит из системы шести дифференциальных уравнений первого порядка:

$$\begin{aligned} \frac{dq_{1i}}{dt} &= \gamma_1 \cdot (p_6 - \xi_{1i} \cdot q_{1i}^2 - p_{2i}); & \gamma_1 &= \frac{(f_n^h)^2}{m_{1i}}; \\ \frac{dp_{2i}}{dt} &= \gamma_2 \cdot (q_{1i} - q_{2i}); & \gamma_2 &= \frac{1}{C_{2i}}; \\ \frac{dq_{2i}}{dt} &= \gamma_3 \cdot [p_{2i} - \beta_i \cdot R_i(x_{2i}, \dot{x}_{2i}) - \alpha_i \cdot p_{3i}]; & \gamma_3 &= \frac{F_{2i}^2}{m_{2i}}; \\ \frac{dx_{2i}}{dt} &= \beta_i \cdot q_{2i}; \\ \frac{dp_{3i}}{dt} &= \gamma_4 \cdot (\alpha_i \cdot q_{2i} - q_{4i}); & \gamma_4 &= \frac{1}{C_{3i}}; \\ \frac{dq_{4i}}{dt} &= \gamma_5 \cdot (p_{3i} - \xi_{2i} \cdot q_{4i}^2 - p_c); & \gamma_5 &= \frac{(f_n^c)^2}{m_{3i}}; \end{aligned} \quad (9.47)$$

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;

ζ_1, ζ_2 - соответственно коэффициенты гидравлических сопротивлений каналов подключения i -го гидроцилиндра к напорной и сливной гидромагистралям;

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 -ым гидроцилиндром;

x_{2i} - величина перемещения поршня i -го гидроцилиндра;

$f_{РВДi}^n, f_{РВДi}^c$ - 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;

$$\alpha_i = \frac{F_{1i}}{F_{2i}}; \beta_i = \frac{1}{F_{1i}},$$

a_i - коэффициент мультипликации i -го гидроцилиндра;

$R(x_{2i}, \dot{x}_{2i})$ - сопротивление перемещению i -го гидроцилиндра, зависящее от самой величины перемещения x_{2i} и от скорости перемещения \dot{x}_{2i} .

Течение жидкости по сливной гидромагистрали от секции крепи в бак гидронасоса описывается системой дифференциальных уравнений:

$$\begin{aligned} \frac{dp_c}{dt} &= \gamma_6 \cdot \left(\sum_{i=1}^N q_{4i} - q_c \right); \quad \gamma_6 = \frac{1}{C_c}; \\ \frac{dq_c}{dt} &= \gamma_7 \cdot (p_c - \xi_c \cdot q_c^2); \quad \gamma_7 = \frac{f_c^2}{m_c}, \end{aligned} \quad (9.48)$$

где q_c - расход жидкости в сливной гидромагистрале;

C_c, ξ_c - соответственно коэффициенты упругости и гидравлического сопротивления сливной гидромагистрале;

m_c - масса жидкости в сливной гидромагистрале;

f_c - площадь сечения сливной гидромагистрале.

Приведенные системы дифференциальных уравнений 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 выдвижки конвейера на забой и определяется по формуле:

$$n = 6 \cdot N + 5. \quad (9.49)$$

В математическую модель гидросистемы механизированной крепи входят семь групп параметров:

- давления жидкости в характерных точках гидросистемы;
- расходы жидкости на отдельных участках гидросистемы;
- коэффициенты упругости элементов гидросистемы;
- коэффициенты гидравлических сопротивлений участков гидросистемы;
- массы жидкости, перемещаемые на отдельных участках гидросистемы;
- площади поперечных сечений элементов гидросистемы;
- сопротивления перемещению гидроцилиндров.

Реализация модели заключается в совместном решении систем, которое возможно на основе разностных методов с применением ПЭВМ. Учитывая, что уравнения представлены в виде

$$\frac{dy'_k}{dt} = f_k(t, y),$$

здесь эффективно применение метода Рунге-Кутты с погрешностью порядка $O(h^4)$, где h - шаг аппроксимации.

Моделирование работы гидросистемы 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.

Полученная в результате исследований 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 статистических 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 являются математической базой для разработки систем управления гидроприводом механизированных крепей автоматизированных комплексов, обеспечивающих повышение скорости крепления лавы в различных горно-геологических условиях эксплуатации.

Примером модели 2-го типа является математическая модель переходного процесса в длинных трансмиссиях 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:

$$-\frac{\partial \omega}{\partial x} = k_1 \cdot \frac{\partial M}{\partial t}; -\frac{\partial M}{\partial x} = k_2 \cdot \frac{\partial \omega}{\partial t}; 0 \leq x \leq L, \quad (9.50)$$

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, $(\text{Н} \cdot \text{м}^2)^{-1}$;

k_2 - коэффициент инерции единицы длины вала, $\text{Н} \cdot \text{с}^2$.

Граничные условия:

$$\text{при } x = 0: I_d \cdot \frac{\partial \omega}{\partial t} = M_d - M_n;$$

$$\text{при } x = L: M_k = M_c(t); \omega(t) = \omega_k;$$

где ω_H 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.

Начальные условия имеют вид:

$$\omega(x;0) = \omega_{нач}; M(x;0) = M_{нач}.$$

Решение приведенной системы выполняется на основе метода конечных разностей, обоснованного А.А.Самарским, с применением ПЭВМ. Для аппроксимации частных производных следует применять сеточную модель с погрешностью порядка $O(h^2)$.

Для этого система сводится к виду:

$$\begin{aligned} \frac{\partial^2 \omega}{\partial t^2} &= \alpha \frac{\partial^2 \omega}{\partial x^2}; \quad \alpha = \frac{1}{h_1 h_2}; \\ \frac{\partial^2 M}{\partial t^2} &= \alpha \frac{\partial^2 M}{\partial x^2}; \\ x &\in [0; L]; \quad t > 0, \end{aligned} \quad (9.51)$$

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:

$$\frac{\omega_{i,j+1} - 2 \cdot \omega_{i,j} + \omega_{i,j-1}}{h_t^2} = \alpha \cdot \frac{\omega_{i+1,j} - 2 \cdot \omega_{i,j} + \omega_{i-1,j}}{h_x^2},$$

$$\frac{M_{i,j+1} - 2 \cdot M_{i,j} + M_{i,j-1}}{h_t^2} = \alpha \cdot \frac{M_{i+1,j} - 2 \cdot M_{i,j} + M_{i-1,j}}{h_x^2} \quad (9.52)$$

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 детализация, 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 10. МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ И РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УЗЛОВ И АГРЕГАТОВ ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ

10.1. Особенности постановки задачи

Горнопроходческие машины и комплексы предназначены для проведения горизонтальных, наклонных и крутых (до 70°) горных выработок, а также при строительстве тоннелей и других подземных сооружений.

Существующие горно-геологические условия эксплуатации горных комбайнов и комплексов обуславливают необходимость существенного повышения их технического уровня и качества изготовления, а также достаточной надёжности в работе при максимальной производительности.

Основным техническим направлением совершенствования горноподготовительных работ является внедрение проходческих комбайнов и комплексов, позволяющих повысить в возможной области их применения темпы проведения выработок и производительность труда рабочих в 1,5...2 раза по сравнению с буровзрывным способом.

В настоящее время наибольшее распространение получили комбайны со стреловидным исполнительным органом, обеспечивающие проведение выработок по углю с присечкой пород до $f = 4...6$ по шкале профессора М.М.Протодяконова. В качестве исполнительных органов проходческих комбайнов служат одна или две конические, биконические, полусферические или комбинированные режущие коронки, оснащенные радиальными, тангенциальными или специальными проходческими резцами, устанавливаемыми в соответствие со схемой их набора на коронке.

Различным аспектам создания и совершенствования проходческих комбайнов со стреловидным исполнительным органом посвящены работы Я.И.Алыница, Л.И.Барона, Л.Б.Глатмана, Ю.Д.Красникова, Н.А.Малевица, Е.З.Позина, В.И.Зайкова, Н.И.Петухова, В.В.Солодухина, Ю.Г.Храпова и других учёных. Выполненные исследования посвящены, в основном,

разработке совершенных исполнительных органов, резцов, ходовых частей (гусеничных, распорно-шагающих), редукторов режущей части и трансмиссий механизмов перемещения, распорных устройств, механизмов временного крепления горных выработок и другим направлениям. Однако практически отсутствуют научные исследования и конструктивные решения при разрушении горных пород, направленные на уравнивание реактивных моментов, возникающих на исполнительных органах.

10.2. Анализ существующих конструкций исполнительных органов проходческих комбайнов избирательного типа

Исполнительными органами проходческих комбайнов (исполнительным оборудованием) производится разрушение горного массива. Остановимся на анализе конструктивных особенностей исполнительных органов избирательного действия. Данные исполнительные органы можно рассматривать как две основные группы:

- перемещающиеся при обработке забоя в одной плоскости;
- перемещающиеся в двух плоскостях.

Первые при обработке забоя перемещаются либо в горизонтальной, либо в вертикальной плоскости.

Сечение проводимой выработки определяется амплитудой качания или размерами исполнительного органа, а иногда и тем и другим.

Некоторые комбайны для придания выработке необходимой формы оснащены дополнительными разрушающими устройствами кровли, почвы выработок или выравнивающими боковые стенки.

В общем случае исполнительные органы как одной, так и другой группы можно классифицировать следующим образом (рис. 10.1).



Рис. 10.1. Классификация исполнительных органов проходческих комбайнов

Схемы избирательных исполнительных органов, перемещающихся в одной плоскости, представлены на рис. 10.2.

Исполнительные органы, перемещающиеся в двух плоскостях, представлены на рис. 10.3.

В настоящее время наибольшее распространение получили однокорончатые и двухкорончатые исполнительные органы проходческих комбайнов в различном конструктивном исполнении.

Проходческие комбайны избирательного действия уступают в производительности комбайнам бурового действия, но вместе с тем обладают рядом преимуществ: возможность проведения выработок любой формы и размеров поперечного сечения, позволяют проводить выработки с небольшими радиусами закругления, дают возможность селективной выемки угля и породы с образованием разгрузочных полостей (щелей) при проведении противовыбросных мероприятий, позволяют переводить комбайн из одной выработки в другую без больших капитальных затрат на монтаж и демонтаж, имеют относительно небольшую массу и металлоёмкость.

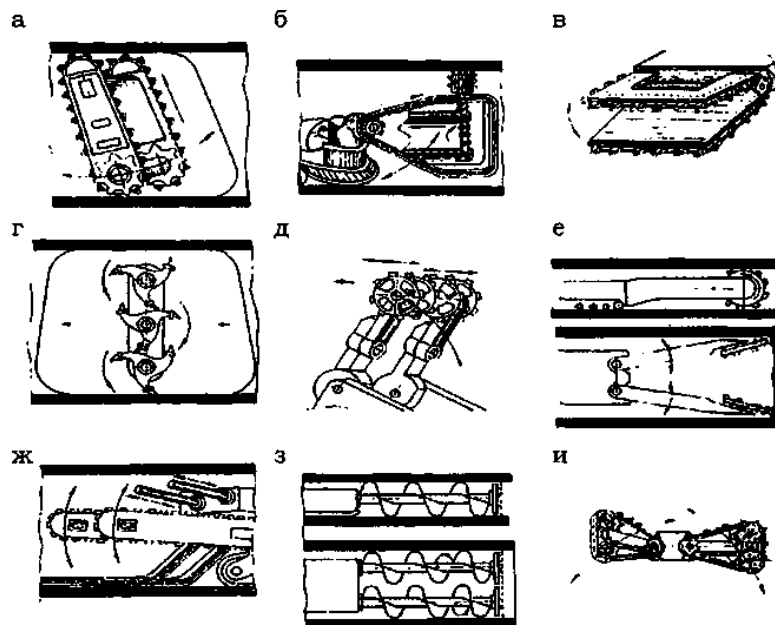


Рис. 10.2. Схемы избирательных исполнительных органов, перемещающихся в одной плоскости: а, б, в - боровые; г, д - корончатые; е, ж, и- комбинированные; з – шнековые

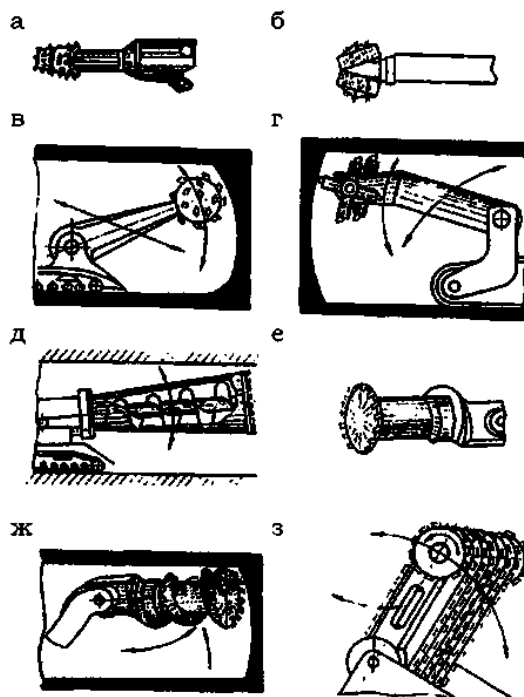


Рис. 10.3. Схемы избирательных исполнительных органов, перемещающиеся в двух плоскостях: а - однобарабанные; б, в- двухбарабанные; г - лучевые; д - кольцевые; е - дисковые; ж, з – комбинированные

В современной угольной промышленности наибольшее распространение получили отечественные проходческие комбайны избирательного действия 4ПП-2 - Ясиноватского машиностроительного завода и ГПКС - Копейского машиностроительного завода (Россия).

Комбайны избирательного действия оснащены режущими коронками - продольными (аксиальными) или поперечными.

Анализ работы серийных коронок в различных горно-геологических условиях позволяет установить высокую динамичность работы исполнительного органа, что делает невозможным достижение и поддержание высокопроизводительного режима работы, особенно при разрушении горных пород в верхних пределах области применения данных комбайнов (100 МПа).

Главной причиной этого является неравномерность погружения коронки, которая имеет ярко выраженный периодический характер. При этом неравномерность нагрузки с увеличением скорости подачи и мощности привода исполнительного органа возрастает. Увеличение периодических колебаний нагрузки является следствием того, что заложенные конструктивные параметры коронки, и в первую очередь, существующие схемы расстановки резцов на коронке по линейному или угловому шагу, не обеспечивают оптимальные режимы работы как по энергоёмкости процесса разрушения, так и по равномерности формирования нагрузки, а следовательно, производительности отбойки горной массы.

Прилагаемые в последние годы усилия, направленные на дальнейшее расширение области применения проходческих комбайнов избирательного действия при разрушении более прочных и абразивных пород ограничиваются увеличением энерговооруженности и, как следствие, массы комбайна. Это определяет активность поиска путей и методов совершенствования оптимизации техники разрушения резцовым инструментом, используя при этом в большей степени естественное напряжённо-деформированное состояние и трещиноватость горных пород.

Основными направлениями совершенствования резцовых исполнительных органов проходческих комбайнов являются:

- совершенствование схемы размещения резцов на резцовых коронках (барабанах) с целью снижения динамичности работы и сбережения затрат энергии на процесс разрушения горного массива резанием;
- сокращением расхода дорогостоящего твердосплавного горно-режущего инструмента;
- унификация конструкций резцовых коронок и применяемого горно-режущего инструмента;
- повышение межремонтных сроков службы дорогостоящего и сложного в изготовлении изделия, каким является многорезцовая коронка проходческого комбайна;
- совершенствование технологичности конструкций резцовых коронок в части выбора материалов, режимов термообработки и сварки элементов конструкции.

Исходя из перечисленных задач, в настоящее время разработаны оптимизированные конструкции резцовых коронок для различных типов проходческого оборудования.

10.3. Расчёт исполнительного органа проходческого комбайна избирательного действия

10.3.1. Определение диаметра и длины коронки

В зависимости от требуемой производительности комбайна и мощности электродвигателя режущей части диаметр режущей коронки принимается из типового ряда.

Так как большинство резцовых коронок проходческих комбайнов представлены в виде усечённого конуса, то в расчётах принимают средний диаметр коронки D_{cp} определяемый как:

$$D_{cp}^{зад} = \frac{D+d}{2}, \text{ мм.} \quad (10.1)$$

Если коронка имеет сферическую конструкцию, то средний диаметр принимается как:

$$D_{cp}^{перед} = (0,85...1,0) \cdot D, \text{ мм.} \quad (10.2)$$

Длина переднего l_1 и заднего l_2 участков исполнительного органа комбайна определяется в соответствии из схемы набора резцов, шагов между соседними линиями резания и степени уравнивания реактивных моментов.

Для неразделённых коронок (сплошных) конических и биконических соответственно длина l или длины l_1 и l_2 определяются в зависимости от хода стрелы или установленной глубины забуривания $l_{заб}$ (рис. 10.4).

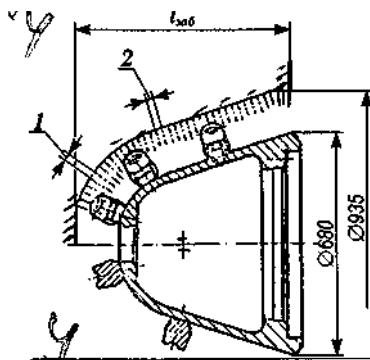


Рис. 10.4. Схема конической коронки

10.3.2. Выбор шага между линиями резания

Резцы исполнительного органа проходческого комбайна работают в неодинаковых условиях. В глубине забоя из-за более стеснённых условий и напряжённого состояния горного массива резец работает в более тяжелых условиях. По мере приближения к обнаженной поверхности выработки напряженное состояние горной породы снижается, появляются микро- и макротрещины из-за отжима горных пород горным давлением, условия работы резцов улучшаются, увеличивается объём разрушений горной массы.

Приведенное выше необходимо учитывать при назначении геометрического расстояния (шага) между линиями резания и числом резцов в линии резания. Последнее оказывает влияние на толщину стружки при резании.

В кутковой (глубинной) части забоя, как правило, необходимо устанавливать меньший шаг резания (в зависимости от ширины резца) и по мере приближения к обнаженной поверхности выработки увеличивать.

Обычно рекомендуют для кутковых резцов минимальный шаг установки

$$t_{кут} = 0,2 \cdot \left(1 + \frac{t}{h_{ср}} \right) \cdot h_{ср}. \quad (10.3)$$

Такая величина линейного шага обеспечивает усилия резания на кутковых резцах, примерно равное усилиям на линейных резцах.

Увеличение шага резания должно производиться таким образом, чтобы появляющиеся межщелевые целики скалывались.

Допускается в забойной части исполнительного органа принимать несколько одинаковых соседних шагов резания. Возможно применение одинаковых шагов отдельно для передней и для задней частей l_1 и l_2 .

Для исполнительных органов корончатого типа шаг установки резцов желательно принимать:

- для кутковой части (3...4 линии резания) от 10 до 25 мм;
- для забойной части от 15 до 45 мм.

10.3.3. Определение числа линий резания на коронке

Исходя из длин коронки l , или l_1 и l_2 и принятых шагов между линиями резания, определим число линий резания на коронке:

а) для конических неразъемных коронок число забойных линий резания

$$n_{л.р} = n_{л.р.к} + n_{л.р.з}, \quad (10.4)$$

где $n_{л.р.к}$, $n_{л.р.з}$ - число линий резания, соответственно в кутковой и забойной частях.

$n_{л.р.п}$, $n_{л.р.з}$ - число линий резания в передней (l_1) и задней (l_2) частях

исполнительного органа.

$$n_{л.р} = (3...4) + (2...3) \cdot 20 + (2...3) \cdot 25 + (2...3) \cdot 30 + \\ + (2...3) \cdot 30 + \dots + (2...3) \cdot l_1^n.$$

В общем случае, если шаги между линиями резания по длине коронки l или её участков l_1 и l_2 одинаковы, то числа линий резания соответственно будут

$$n_{л.р} = \frac{1}{t}; \quad n_{л.р.н} = \frac{l_1}{t_n}; \quad n_{л.р.з} = \frac{l_2}{t_3};$$

где t, t_n, t_3 - соответственно шаги на сплошной коронке, шаг резания передней и задней части коронки.

10.3.4. Определение углового шага установки резцов

Определение углового шага установки резцов α_l производится из условия, что приращение радиуса установки резца Δr должно соответствовать пропорциональному приращению углового шага $\Delta \alpha$, которое обеспечивало бы соблюдение того, что величина момента на коронке должна оставаться постоянной при любом значении угла её поворота, то есть:

$$\sum_0^{360^\circ} Z_i \cdot r_i = const, \quad (10.5)$$

где Z_i - усилие на резце, Н;

r_i - радиус установки резца относительно продольной оси стрелы исполнительного органа.

Приняв для первого раза угловой шаг $\alpha_l = \alpha_0$, получим для последующих резцов

$$\alpha_2 = \alpha_0 + \Delta \alpha; \alpha_3 = \alpha_0 + 2 \cdot \Delta \alpha; \dots; \alpha_m = \alpha_0 + (m-1) \cdot \Delta \alpha. \quad (10.6)$$

Сумма же всех углов должна составлять 360° , то есть

$$\sum_{i=1}^m \alpha = m \cdot \alpha_0 + (m-1) \cdot \frac{m}{2} \cdot \Delta \alpha = 360^\circ, \quad (10.7)$$

откуда

$$\alpha_0 = \frac{360 - (m-1) \cdot \frac{m}{2} \cdot \Delta\alpha}{m}, \quad (10.8)$$

где m - число резцов в одной заходе.

Построение схемы установки резцов с полученными параметрами t и α даёт одновитковую схему набора резцового инструмента (рис. 10.5). Для выбора оптимальной величины $\Delta\alpha$ за даются несколькими произвольными величинами углового приращения в пределах $0...20^\circ$. Из схемы набора инструмента видно, что при нахождении в контакте с забоем правой части коронки в работе находятся 1-6 и 12-13 резцы, то есть восемь резцов, а при левой - пять (7-11). Это приводит к явной неравномерности нагружения коронки. Для устранения этого недостатка схемы необходимо перейти от одновитковой к многовитковой (рис. 10.6).

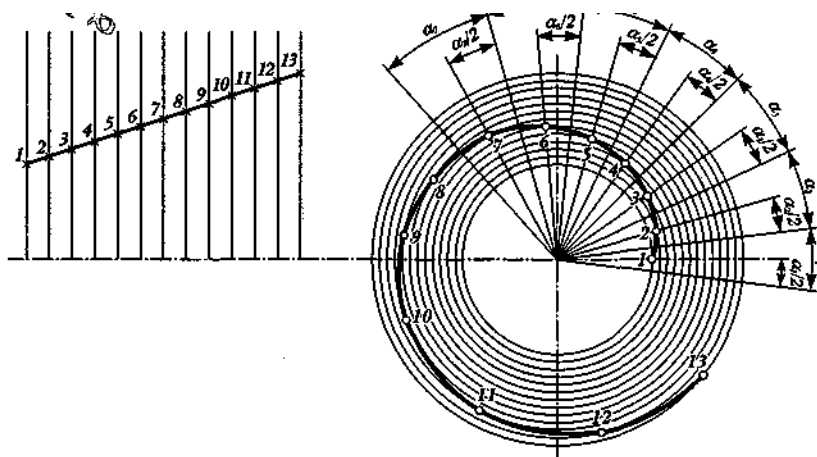


Рис. 10.5. Схема многовитковой установки резцов

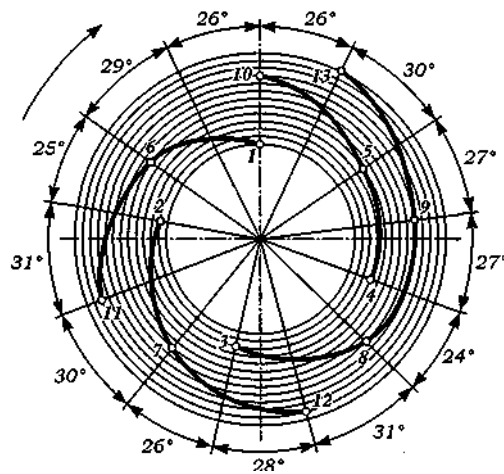


Рис. 10.6. Схема одновитковой установки резцов

Приведенная схема, или предложенная ранее в обзоре, позволяют равномерно размещать резцы по боковой поверхности коронки и, тем самым, выровнять нагрузку.

Выравнивание нагрузки на коронке в течение одного оборота ведёт к существенному увеличению технической производительности комбайна как благодаря снижению динамики работы органа разрушения и соответствующему повышению устойчивости машины, так и возможности повышения уровня эффективно реализуемой мощности привода. Кроме того, выравнивание нагрузки повышает долговечность узлов и трансмиссий рабочего органа, его привода и всего комбайна в целом.

Пример расчёта трёхзаходной коронки

Исходные данные:

$D = 1000$ мм - диаметр сферической части коронки по хорде;

$d = 800$ мм - диаметр меньшего основания усечённого конуса коронки

D_{cp} - средний диаметр режущей части коронки

Если коронка имеет сферическую конструкцию, то средний диаметр принимается как:

$$D_{cp}^n = 0,85 \cdot d = 0,85 \cdot 1000 = 850, \text{ мм};$$

- средний диаметр задней части коронки

$$D_{cp}^{зад} = \frac{D + d}{2} = \frac{1000 + 800}{2} = 900, \text{ мм};$$

- длина переднего l_1 и заднего l_2 участков коронки принимаются из расчёта уравнивающих моментов. Соответственно - $l_1 = 320$ мм, $l_2 = 600$ мм;

- шаг резания принимается:

- для передней части $t_3 = 25$ мм;

- для задней части $t_2 = 45$ мм;

- число линий резания:

- для передней части коронки

$$n_{л.п.н} = \frac{l_1}{t_1} = \frac{320}{25} = 13;$$

- для задней части коронки

$$n_{л.п.з} = \frac{l_2}{t_2} = \frac{600}{45} = 13;$$

- принимаем число резцов в линии резания $m'_{min} = 1$;
- число заходов траекторий расположения резцов с учётом одинакового в контакте с массивом при повороте $N_3 = 3$;
- смещение одной траектории относительно другой $a = 120^\circ$;
- m - число угловых шагов в одной заходке (для одной заходки $m = 4$, для двух других $m = 3$ в каждой);
- $n_{л.п.н}$ - число линий резания в одной заходке $n_{л.п.н} = m + 1$;

- определение углового шага установки резцов $\alpha_{ин}$ производится из условия, что приращение радиуса установки резца Δr должно соответствовать пропорциональное приращение углового шага $\Delta \alpha$.

Приняв $\Delta\alpha = 2^\circ$ определим

$$\alpha_0 = \frac{120^\circ - (m-1) \cdot \frac{m}{2} \cdot \Delta\alpha}{m};$$

а) для передней части коронки – 1-й заход

$$\alpha_0 = \frac{120^\circ - (4-1) \cdot \frac{4}{2} \cdot 2}{4} = 27^\circ;$$

- угловой шаг

$$\alpha_1 = \alpha_0 = 27^\circ;$$

$$\alpha_4 = \alpha_0 + \Delta\alpha = 27^\circ + 2^\circ = 29^\circ;$$

$$\alpha_7 = \alpha_0 + 2 \cdot \Delta\alpha = 27^\circ + 2 \cdot 2^\circ = 31^\circ;$$

$$\alpha_{10} = \alpha_0 + 3 \cdot \Delta\alpha = 27^\circ + 3 \cdot 2^\circ = 33^\circ;$$

- углы установки

$$\alpha'_1 = 0^\circ; \alpha'_4 = 27^\circ; \alpha'_7 = 56^\circ; \alpha'_{10} = 87^\circ; \alpha'_{13} = 120^\circ.$$

б) 1-й и 2-й заходы

$$\alpha_0 = \frac{120^\circ - (3-1) \cdot \frac{3}{2} \cdot 2}{3}$$

- угловой шаг

$$\alpha_2 = \alpha_0 = 38^\circ;$$

$$\alpha_5 = \alpha_0 + \Delta\alpha = 38^\circ + 2^\circ = 40^\circ;$$

$$\alpha_8 = \alpha_0 + 2 \cdot \Delta\alpha = 38^\circ + 2 \cdot 2^\circ = 42^\circ;$$

- углы установки (2-й заход)

$$\alpha'_2 = 120^\circ; \alpha'_5 = 158^\circ; \alpha'_8 = 198^\circ; \alpha'_{11} = 240^\circ;$$

- углы установки (3-й заход)

$$\alpha'_3 = 240^\circ; \alpha'_6 = 278^\circ; \alpha'_9 = 318^\circ; \alpha'_{12} = 360^\circ.$$

Примечания:

1. Для задней части коронки угловой шаг и углы установки резцов аналогичны передней части.

2. Если необходимо расположить 2 резца в линии резания, то требуется дополнить ещё 3 захода траекторий. Они смещаются на 180° относительно

первых трёх, сохраняя свою нумерацию.

Примеры схем наборов резцов представлены на рис. 10.7.

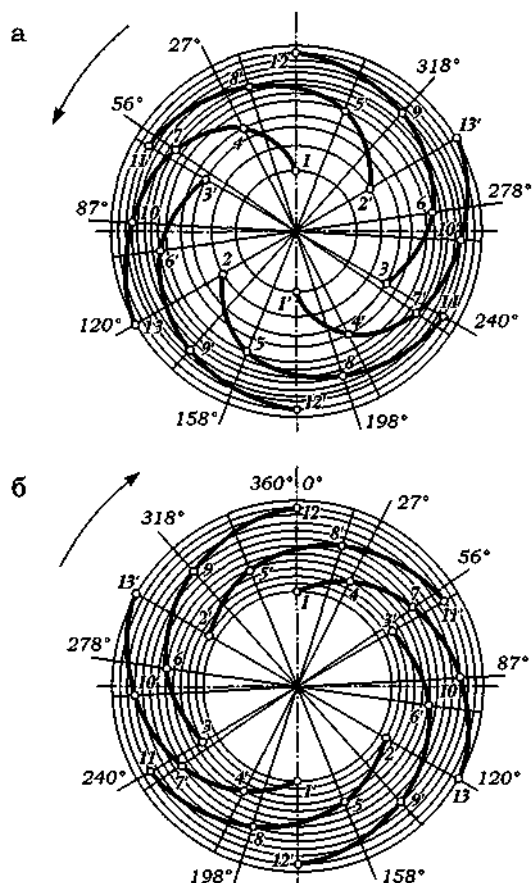


Рис. 10.7. Схемы установки резцов

10.3.5. Расчёт и выбор основных параметров исполнительного органа

Расчёт сил резания и подачи на исполнительном органе может производиться по каждому i -тому резцу в соответствии со схемой расстановки резцов по значениям толщины стружки h_i в каждом рассматриваемом γ -м положении за один оборот исполнительного органа.

При проверочных расчётах с целью определения потребляемой мощности двигателя исполнительного органа комбайна удовлетворительную точность даёт расчёт по упрощённой конструктивной схеме, в которой сохранены все

основные параметры реального исполнительного органа. В этом случае расчёт сил резания и подачи выполняется для одного острого резца и с учётом его затупления. При расчёте необходимо учитывать число резцов в одной линии резания, что влияет на глубину резания h , шаг t между линиями резания, а также угол установки (для тангенциальных резцов) β . После определения усилия на единичном резце, суммарное усилие резания на всём исполнительном органе определяется с учётом угла охвата $\gamma_{охв}$, разрушающего массив исполнительного органа, или коэффициентом $K_{охв}$, учитывающим число резцов, участвующих в разрушении массива (для наиболее нагруженного случая $K = 0,5$).

В общем случае усилие резания на исполнительном органе

$$Z_{ci} = Z_{zi} \cdot n'_{л.р} \cdot m' \cdot K_{\gamma_{охв}}, \text{ Н}, \quad (10.9)$$

где Z_{ci} - определяется в зависимости от разрушения, угля или породы (Z_{cy} или Z_{cn}), Н;

Z_{zi} - усилие резания с учётом затупления резца (для коронки, состоящей из двух участков Z_{zi} , определяется отдельно Z_{zn} , Z_{zz} - соответственно для передней и задней частей),

$$Z_{zi} = Z_{zn} + Z_{zz}, \text{ Н};$$

$n'_{л.р}$ - суммарное число линий резания на исполнительном органе (на передней и задней частях);

m' - число резцов в линии резания (m'_n , m'_z - в передней и задней частях);

$K_{\gamma_{охв}}$ - коэффициент угла охвата.

В общем случае усилия на резцах определяют по методике согласно ОСТ 24.070.03.

1. Среднее значение сил резания Z и подачи Y для угля на одном остром резце определяется по формулам ОСТ 12.47.001.73

а)

$$\begin{cases} Z_{oy}^i = \bar{A}_p \cdot \frac{0,035 \cdot b_p + 0,3}{(b_p + 0,45h + 23) \cdot K_\psi} \cdot h \cdot t_i \cdot K_3 \cdot K_{oy} \cdot K_\phi \cdot K_c \cdot K_{om}, \text{ Н}; \\ Y_{oy}' = K_n \cdot Z_0, \text{ Н}. \end{cases} \quad (10.10)$$

Для исполнительных органов, состоящих из двух частей (передней и задней), вращающихся в разных направлениях, биконических исполнительных органов, а также для всех других коронок бурового типа, в которых не одинаковы шаги между линиями резания, среднее значение сил резания и подачи на одном остром резце определяются с учётом шага t резания.

Суммарное усилие на исполнительном органе определяется для каждого участка исполнительного органа отдельно по группам в соответствии с изменением шага t .

Средняя сопротивляемость угля резанию \bar{A}_p в неотжатой зоне, принимается по данным шахтных замеров, кН/м (Н/мм).

Расчётная ширина режущей части резца b_p (мм) - для крупных тангенциальных резцов $b_p = d/2$, где d - диаметр державки резца (РКС-1 – $d = 25$ мм; РКС-2 – $d = 32$ мм; РКС-3 – $d = 38$ мм).

K_ψ - коэффициент, учитывающий хрупко-пластические свойства угля.

Проходческие комбайны предназначены для работы в широком диапазоне углей от $\bar{A}_p = 60$ до 360 кН/м и с самыми различными хрупко-пластическими свойствами. Поэтому для расчёта силовых и энергетических параметров резания рекомендуется принимать вязкие угли с граничным значением средней сопротивляемости пласта резанию в неотжатой зоне $\bar{A}_p = 240$ кН/м и соответствующем ему значением временного сопротивления угля одноосному сжатию $R_{сж} = 20$ МПа (или по результатам шахтных замеров). Исходя из этого $K_\psi = 0,85$.

h и t_i - значение толщины стружки и шага резания

$$h = \frac{1000 \cdot V_n}{m' \cdot n_{u.o.}} \cdot \cos \beta_i, \text{ мм}, \quad (10.11)$$

где V_n - скорость поперечной подачи коронки, м/мин. (для комбайнов типа: 4ПП-2 – $V_n = 0,69$ м/мин., 4ПП-5 – $V_n = 0,59$ м/мин., ГПКС – $V_n = 1,27$ м/мин.);

$n_{и.о.}$ - частота вращения коронки, об./мин.

Значение среднего шага t , определяется исходя из принятой схемы набора резцов.

K_z - коэффициент обнажения забоя; при ширине режущей кромки резца $b_p = 10... 15$ мм с увеличением шага резания от 20 до 35 мм уменьшается от 0,68 до 0,52; а при $b_p = 20..30$ мм - от 0,77 до 0,58;

$K_{\alpha y}$ - коэффициент влияния угла резания α на удельную энергоёмкость резания угля; для радиальных резцов при

α , град.	60	70	80	90
$K_{\alpha y}$	0,9	0,93	1,08	1,24

для тангенциальных резцов угол резания α определяется, исходя из значения угла установки резца β следующим образом

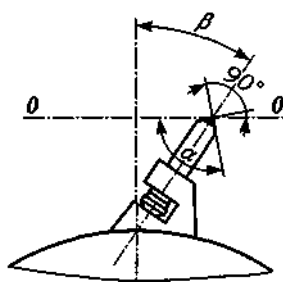


Рис. 10.8. Схема для определения угла резания тангенциальных резцов

K_ϕ - коэффициент формы режущей грани резца; значение коэффициента K_ϕ принимается равным 1 при плоской передней грани резца; 0,9...0,95 - при овальной и 0,85...0,9 - при клиновидной;

K_c - коэффициент, учитывающий схему резания; значение коэффициента K_c составляет 1,0 при последовательной схеме резания и 1,25 - при шахматной;

K_{om} - коэффициент отжима угля

$$K_{om} = \bar{K}_{omi} + \left[1 - \frac{1,1}{\left(\frac{l_i}{D_{cpi}} + 1 \right)^2} \right], \quad (10.12)$$

где K_{omi} - средний коэффициент отжима

$$\bar{K}_{omi} = \frac{0,25 \cdot E}{E - 0,8}; \quad (10.13)$$

где E - показатель степени хрупкости разрушаемых углей;

l_i - длина коронки или её участков l_1 и l_2 ;

D_{cpi} - средний диаметр коронки или её участков.

Показатели степени хрупкости делятся на три группы:

- вязкие при $E < 2,1$ ($E_{cp} = 1,65$);
- хрупкие при $2,1 < E < 3,5$ ($E_{cp} = 2,8$);
- весьма хрупкие при $E > 3,5$ ($E_{cp} = 4,2$).

β_i - угол установки резца; принимается не больше 45° для устранения трения задней части резца о массив, максимальный угол β_i следует принимать $35...39^\circ$;

K_n - коэффициент, характеризующий отношение силы подачи к силе резания на остром резце, $K_n = 0,7$;

б) среднее значение сил резания и подачи на одном затупленном резце

$$\begin{cases} Z_{zy}^i = Z_{oy}^i + \mu_p \cdot R_{сж} \cdot (0,8 \cdot S_3 + u), \text{ Н;} \\ Y_{zy}^i = Y_{oy}^i + R_{сж} \cdot (0,8 \cdot S_3 + u), \text{ Н;} \end{cases} \quad (10.14)$$

где $R_{сж}$ - временное сопротивление угля одноосному сжатию, $R_{сж} = 20$ МПа;

μ_p - коэффициент сопротивления резанию, $\mu_p = 0,4$;

S_3 - проекция площадки затупления резца по задней грани на плоскость резания; величина S_3 находится в пределах $30...40 \text{ мм}^2$, для круглых резцов она составляет $15...20 \text{ мм}^2$;

u - параметр, учитывающий объёмное напряженное состояние массива, $u = 35$.

2. Разрушение пород резцовым инструментом

а) силы резания и подачи при разрушении пород острым резцом

$$\begin{cases} Z_{on}^i = p_k \cdot K_{cn} \cdot \cos \beta_i \cdot (0,92 + 0,01b_p) \cdot (0,25 + 0,018 \cdot t_i \cdot h), \text{ Н;} \\ Y_{on}^i = Z_{on}^i, \text{ Н,} \end{cases} \quad (10.15)$$

где p_k – контактная прочность пород, МПа;

$$p_k = 44f^{1,5}, \text{ (МПа)}$$

f – коэффициент крепости угля;

K_{on} - коэффициент, учитывающий влияние угла резания, принимается равным

α_n , град.	60	70	80	90	100
K_{on}	0,62	0,74	0,86	1,0	1,2

б) Значение сил резания и подачи на затупленном резце:

$$\begin{cases} Z_{zn}^i = Z_{on}^i + 0,25 \cdot \mu_p \cdot p_k \cdot S_3, \text{ Н;} \\ Y_{zn}^i = Y_{on}^i + 0,25 \cdot p_k \cdot S_3, \text{ Н,} \end{cases}$$

$K_p = K_{cn} \cdot (0,92 + 0,001 \cdot b_p)$ - интегральный коэффициент, учитывающий геометрию резца.

В зависимости от типа резца, значение коэффициента K_p принимают следующим:

Тип резца	ШБМ-2	РКС-1	РКС-2	РПП	РПП-1К	РКС-3
K_p	1,0	0,95	1,1	1,3	1,15	1,15

Значения коэффициента сопротивления резанию породы и величины площадок затупления резцов принимаются такими же, как и при разрушении углей.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Угольная промышленность Украины переживает сложный период вхождения в международную систему рынка энергоносителей, и темпы ее прогрессивного развития напрямую определяются уровнем развития технологии и экономики угледобычи.

Магистральным путем решения проблемы является развитие научных основ всех компонент процесса от проектирования предприятия через технологию и безопасность труда до социально-экономических показателей. В свою очередь, развитие научных основ на современном этапе невозможно без широкого применения последних достижений теории математического моделирования и компьютерных технологий.

Авторы выражают надежду, что скромные результаты их исследований, изложенные в данной книге, внесут свою лепту в дальнейший прогресс угольной отрасли.

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 Дл. 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. Гребенкин 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.Абдурашитов С.А. и др. Насосы и компрессоры. – М.: Недра, 1974.
- 38.Алемасов В.Е., Дрегалин А.Ф., Тишин А.П., Худяков В.А. Термодинамические и теплофизические свойства продуктов сгорания. – М.: АН СССР ВИНТИ, 1971.
- 39.Борисенко К.С. Взрывы на компрессорных установках. – Киев: Наукова думка, 1973.
- 40.Булат А.Ф., Курносков А.Т. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов. – Киев: Наукова думка, 1987.
- 41.Воскобоев Ф.Н. О рациональных схемах взаимодействия с породами кровли и расчетных параметрах сопротивления механизированных крепей щитовых комплексов для разработки крутых пластов. //Уголь, – 1974.
- 42.Воскобоев Ф.Н. Управление горным давлением при разработке тонких и средней мощности крутых пластов в сложных горно-геологических условиях. – М.: ЦНИЭИуголь, – 1974.
- 43.Гелюх В.С, Иванов В.Л. Новая техника для комплексной механизации очистных работ на тонких крутых пластах. //Уголь Украины. – 1990, № 3.
- 44.Гетопанов В.Н., Гудилин Н.С., Чугреев Л.И. Горные и транспортные машины и комплексы: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1991.
- 45.Глушко В.Т., Курносков А.Т., Яланский А.А. Особенности отработки крутых пластов Центрального района Донбасса щитовыми агрегатами // Технология добычи угля подземным способом. – Л., 18, 1976.
- 46.Горнопроходческие машины и комплексы: Учебник для вузов/Грбчак Л.Г., Несмотряев В.И., Шендеров В.И., Кузовлев Б.Н. – М.: Недра,1990.
- 47.Гребенкин С.С. Методика выбора и расчета рациональных параметров кинематических систем механизированных крепей для тонких крутых пластов. – Люберцы: Минуглепром СССР, 1990.
- 48.Гребенкин С.С. и др. Механизация и электрификация очистных работ на крутых пластах – Донецк: Донбасс, 1988.
- 49.Гребенкин С.С., Иванов В.Л., Самисько В.В. Пути повышения эффективности использования очистного оборудования в комплексно-механизированных забоях шахт Центрального района Донбасса. – Тула: ТПИ, 1985.
- 50.Гребенкин С.С. и др. Ремонт горношахтного оборудования. Справ, пособие – Донецк: Донбасс, 1993.
- 51.Гребенкин С.С. Синтез механизма передвижения гидрофицированной крепи типа КГУ на тонком крутом пласте. – Донецк: Минуглепром СССР, ЦБНТИ, 1991.
- 52.Гребенкин С.С. и др. Улучшение использования средств механизации на угольных шахтах. – Киев: Техніка, 1986.
- 53.Добровольский М.В. Жидкостные ракетные двигатели. – М.: Машиностроение, 1968.
- 54.Зиневич В.Д., Гешлин Л.А. Поршневые и шестеренные пневмодвигатели горношахтного оборудования. – М.: Недра, 1982.

55.Ильин А.И., Горячий В.Г., Керкез С.Д. Угольные комбайны для крутых пластов. – Донецк: Донбасс, 1995.

56.Ильин А.И. Механизация выемки пропластков с целью защиты выбросоопасных угольных пластов //Вибрация в технике и технологии: Днепропетровск: НАН Украины, 1998.

57.Исполнительные органы очистных комбайнов для тонких пологих пластов /Бойко Н.Г., Болтян А.В., Шевцов В.Г., Марков Н.А. – Донецк: «Донеччина», 1996.

58.Казаков С.С., Элькин И.Л. Справочник машиниста угледобывающих комплексов. – Киев: Техника, 1989.

59.Кантович Л.И., Гетопанов В.Н. Горные машины. – М.: Недра, 1989.

60.Карлов А.И. Исследование влияния горного давления на смещение контура пластового штрека с целью создания безопасных условий труда. Автореферат, дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск, ДГИ, 1978.

61.КД12.10.040-99. Изделия угольного машиностроения. Комбайны очистные. Методика выбора параметров и расчета сил резания и подачи на исполнительных органах (взамен ОСТ12.44.258-84). Введен с 01.01.2000. – Донецк: Минуглепром Украины, 1999.

62.Керкез С.Д. Разработка научно-технической концепции технологии комплексно-механизированной выемки крутонаклонных угольных пластов. Автореферат дис... канд. техн. наук. – Донецк, ПО Донецкуголь, 1997.

63.Комплексная механизация и автоматизация очистных работ на угольных шахтах /Под ред Б.Ф.Батченко. – М.: Недра, 1981.

64.Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев. – М.:Недра,1990.

65.Кошелев К.В., Томасов А.Г. Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок. – М.: Недра, 1985.

66.Крапивин М.Г., Раков И.Я., Сысоев Н.И. Горные инструменты. – М.: Недра, 1990.

67.Малевич Н.А. Горнопроходческие машины и комплексы.: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1980.

68.Машины и оборудование для проведения горизонтальных и наклонных выработок //Под. ред. Б.Ф.Братченко – М.: Недра, 1975.

69.Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник //Под. ред. В.Г.Герасимова и В.Н.Хорина – М.: Недра, 1979.

70.Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник / Клорикьян С.Х., Старичнев В.В., Сребный М.А. и др. – М.: МГГУ, 1994.

71.Методика оценки основных технологических и технических параметров отработки крутых пластов щитовыми агрегатами. – Киев: Наукова думка, 1991.

72.Механизация проведения выработки в крепких породах //Под общ. ред. П.С.Малого. – Недра, 1977.

73. Механизированные крепи очистных комплексов и агрегатов: Учебное пособие для вузов / Горбатов П.А., Гуляев В.Г., Лысенко Н.М., Косарев В.В., Архипчик А.И. – Донецк: Новый мир, 1997.
74. Моделирование разрушения углей режущими инструментами / Позин Е.З., Хургин З.Я., Бурдин В.Е. и др. – М.: Наука, 1981.
75. Мурзин В.А., Цейтлин Ю.А. Расчет пневматических сетей шахт. – М.: Недра, 1971.
76. Негруцкий Б.Ф. Интенсификация монтажа оборудования угольных шахт. – М.: Недра, 1983.
77. Опыт, результаты использования гидравлической закладки и области ее применения на тонких крутых пластах Донбасса (Гайко Э.Н, Гребенкин С.С., Доронин А.Д. и др. Обзорная информация). ЦБНТИ угольной промышленности. – Донецк, 1993.
78. Позин Е.З., Меламед В.З., Тон В.В. Разрушение углей выемочными машинами. – М.: Недра, 1984.
79. Правила устройства и безопасной эксплуатации стандартных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов. – М.: Металлургия, 1973.
80. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов: Учебник для вузов / Малеев Г.В., Гуляев В.Г., Бойко Н.Г., Горбатов П.А., Межаков В.А. – М.: Недра, 1989.
81. Производственные процессы в очистных забоях угольных шахт: Учебное пособие для вузов / Ярембаш И.Ф., Мороз В.Д., Костюк И.С., Пилюгин В.И. – Донецк: РИА ДонГТУ, 1999.
82. Разработка крутых пластов щитовыми агрегатами / Остапенко А.Ф., Батыгин С.П., Южанин И.А., Питаленко Е.И. и др. – Киев: Техніка, 1983.
83. Рождественский И.Б., Шевелев В.П., Олевинский К.К. Расчет состава и термодинамических функций произвольно реализующих газовых систем. В кн.: Свойства газов при высоких температурах. – М.: Наука, 1967.
84. Руководство по проектированию вентиляционных угольных шахт. – М.: Недра, 1975.
85. Сапицкий К.Ф., Дорохов Д.В., Якушевский А.Ю. Технология, механизация и автоматизация производственных процессов при подземной разработке пластовых месторождений. М.: Недра, 1974.
86. Сафохин М.С., Александров Б.А., Нестеров В.И. Горные машины и оборудование: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1995.
87. Солод В.И., Гетопанов В.Н., Рачек В.М. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов.: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1982.
88. Солод В.И., Зайков В.И., Первов К.М. Горные машины и автоматизированные комплексы: Учебник для вузов – М.: Недра, 1981.
89. Справочник горного механика / Горячий В.Г., Гребенкин С.С, Доронин А.Д. и др. – Донецк: Донбасс, 1989.

90. Средства механизации отработки крутых пластов / Гребенкин С.С., Доронин А.Д., Иванов В.А., Ильин А.И., Мельничук Ю.Е., Кабанов А.И. – Донецк: ЦБНТИ, 1992.

91. Стариков В.Я., Азарх В.Л., Рабинович З.М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов. – М.: Недра, 1981.

92. Топорков А.А. Машинист горных выемочных машин. – М.: Недра, 1991.

93. Улучшение использования средств механизации на угольных шахтах / Колоколов О.В., Иванов И.Ф., Шмиголь А.В. и др. – Киев: Техніка, 1986.

94. Хорин В.Н., Мамонтов С.В., Гейхман И.Л. Вопросы расчета и надежности шахтных гидравлических крепей. – М.: Наука, 1970.

95. Хорин В.А. Расчет и конструирование механизированных крепей. – М.: Недра, 1988.

96. Хорин В.Н. Техника для выемки тонких пластов. – М.: Недра, 1984.

97. Цейтлин Ю.А., Мурзин В.А. Пневматические установки шахт. – М.: Недра, 1985.

98. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучерявый А.Г. Горные машины и комплексы. – М.: Недра, 1984.

Наукове видання

**Гребьонкін Сергій Семенович
Рябічев Віктор Дронович
Павлиш Володимир Миколайович
Должиков Петро Миколайович
Зензеров Володимир Іванович**

**МАТЕМАТИЧНІ МОДЕЛІ І МЕТОДИ РОЗРАХУНКУ
ПАРАМЕТРІВ ПРОЦЕСІВ ПІДЗЕМНИХ ГІРНИЧИХ
РОБІТ ТА ДОБИЧНОГО ОБЛАДНАННЯ**

Монографія

За загальною редакцією С.С.Гребьонкіна та В.М.Павлиша

Друкується російською мовою

Відповідальний за випуск
Технічний редактор

С.С. Гребьонкін
В.І. Зензеров

Підп. до друку 25.09.2007 р.	Формат 60x84 ¹ / ₁₆ .	Папір офсетний.
Різографічний друк.	Ум.-др. арк. 21,3.	Ум.фарб.-відб. 21,6.
Облік.-вид. арк. 21,8.	Тираж 300 прим.	Замовл. №0925.

Друк з оригінал-макету МПП "ВІК"

Свідоцтво про реєстрацію ДК №382 від 26.03.2001 р.
83059, м. Донецьк, вул. Разенкова, 12/17, тел. (062) 381-70-87

АВТОРЫ МОНОГРАФИИ

ГРЕБЕНКИН Сергей Семенович,
академик АГН Украины,
академик Международной Академии
авторов научных открытий и
изобретений (МААНОИ),
доктор технических наук, профессор.

РЯБИЧЕВ Виктор Дронович,
член-корреспондент АГН Украины,
кандидат технических наук, доцент,
профессор кафедры ПРМПИ АФГДиТ.

ПАВЛЫШ Владимир Николаевич,
академик АНТК Украины,
доктор технических наук, профессор.

ДОЛЖИКОВ Петр Николаевич,
академик АШиПС Украины,
доктор технических наук, профессор.

ЗЕНЗЕРОВ Владимир Иванович,
инженер.