

Академия горных наук Украины
Луганский научно-технический центр АГН Украины
Антрацитовский факультет горного дела и транспорта
Восточноевропейского Национального университета
им. Владимира Даля

СПРАВОЧНИК
горного инженера угольной
шахты с крутым (крутонаклонным)
залеганием пластов

*Под общей редакцией академика АГН Украины,
доктора технических наук, профессора Янко С.В. и
академика АГН Украины, доктора технических наук,
профессора Гребёнкина С.С.*

Донецк – Луганск
«ВИК»
2011

УДК 622.012.2

ББК И

С74

Авторы: Гребёнкин С.С., Янко С.В., Павлыш В.Н., Ширин Л.Н.,
Керкез С.Д., Рябичев В.Д., Бузило В.И., Топчий С.Е.,
Попов С.О., Смородин Г.М., Соловьев Г.И., Савченко И.В.,
Дьячков П.А., Поповский В.Н., Маевский О.В., Зензеров В.И.

Рекомендовано к печати Луганским научно-техническим центром
Академии горных наук Украины (протокол №7 от 19.08.2011 г.)

Рецензенты: Бондаренко В.И. – доктор технических наук, профессор,
зав. кафедрой НГУ (г. Днепропетровск)
Антипов И.В. – доктор технических наук, профессор,
зам. директора ИФГП НАН Украины
(г. Донецк)
Волошин А.И. – член-корр. НАН Украины, доктор
технических наук, профессор, зав. отделом
ИГТМ НАН Украины (г. Днепропетровск)

С74 Справочник горного инженера угольной шахты с крутым
(крутонаклонным) залеганием пластов/ С.С. Гребёнкин, С.В. Янко,
В.Н. Павлыш и др.; под. общ. ред. С.В. Янко и С.С. Гребёнкина –
Донецк: ВИК, 2011. – 420 с.

ISBN 978-966-430-114-2

В справочнике приведены основные сведения по технологии подземной разработки крутых и крутонаклонных угольных пластов. В том числе: схемам вскрытия, способам и средствам крепления и управления горным давлением, технологическим схемам очистного оборудования, выбору параметров горных машин для очистных и подготовительных забоев, изложены принципы инновации в угольной промышленности.

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

ISBN 978-966-430-114-2

УДК 622.012.2

ББК И

© Гребёнкин С.С., Янко С.В., Павлыш В.Н.,
Ширин Л.Н., Керкез С.Д., Рябичев В.Д.,
Бузило В.И., Топчий С.Е., Попов С.О.,
Смородин Г.М., Соловьев Г.И., Савченко
И.В., Дьячков П.А., Поповский В.Н.,
Маевский О.В., Зензеров В.И., 2011

СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	7
1. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ.....	9
1.1. Общие сведения о горно-геологических условиях угольных месторождений Украины	9
2. ШАХТНЫЕ ПОЛЯ И УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	17
2.1. Шахта. Шахтное поле. Запасы угля в шахтном поле и их подсчет. Деление шахтного поля на основные части	17
2.1.1. Общие сведения. Шахта	17
2.1.2. Шахтное поле	17
2.1.3. Запасы, угля в шахтном поле и их подсчет	18
2.1.4. Мощность шахты и срок ее существования	20
2.1.5. Деление шахтного поля на основные части	21
2.2. Условия залегания угольных массивов и вмещающих боковых пород на пластах крутого падения	24
2.2.1. Краткая характеристика Центрального района Донбасса	24
2.2.2. Характеристика вмещающих пород и угленосной толщи	25
2.2.3. Газоносность и газообильность	37
3. СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ, СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ	40
3.1. Вскрытие шахтных полей	40
3.2. Подготовка шахтных полей	68
3.3. Система разработки крутых пластов Донбасса	92
4. ТЕХНОЛОГИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ	111
4.1. Основные элементы технологии	111
4.2. Технологические схемы очистной выемки	111
4.2.1. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением полным обрушением	111
4.2.2. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением полной закладкой	118
4.2.3. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением частичной закладкой	121
4.2.4. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением плавным опусканием	124
4.2.5. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением удержанием на кострах	127
5. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ И ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	130
5.1. Способы крепления, управления горным давлением	130
5.1.1. Основные положения	130
5.1.2. Средства крепления и управления горным давлением	131
5.1.3. Крепление призабойного пространства	136

5.1.4. Способы управления горным давлением	139
5.1.4.1. Выбор способа управления горным давлением	139
5.1.4.2. Полное обрушение	141
5.1.4.3. Полная закладка	152
5.1.4.4. Частичная закладка	155
5.1.4.5. Плавное опускание	157
5.1.4.6. Удержание на кострах	160
5.2. Проведение и поддержание горных выработок	163
5.2.1. Основные физико-механические свойства и классификации пород	163
5.2.2. Горное давление и его проявление в горных выработках	165
5.2.3. Формы поперечного сечения горных выработок	167
5.2.4. Крепь горизонтальных выработок	167
5.2.5. Типовые паспорта проведения откаточных штреков	168
5.2.6. Охрана подготовительных выработок	175
5.2.6.1. Основные требования к технологическим схемам охраны подготовительных выработок	175
5.2.6.2. Горно-геологические и горнотехнические условия охраны подготовительных выработок	178
5.2.6.3. Охрана и крепление выемочных штреков	179
5.3. Способы обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ	188
5.4. Способ обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ при использовании продольно-балочной крепи усиления	205
6. КРЕПИ, ГОРНЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ И ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ ДОБЫЧНЫХ УЧАСТКОВ	223
6.1. Очистные комплексы и агрегаты для отработки средней мощности и мощных крутых пластов	223
6.2. Щитовые агрегаты	224
6.3. Очистные комбайны	227
6.3.1. Комбайн "Темп-1"	227
6.3.2. Комбайн «Поиск-1"	229
6.3.3. Комбайн "Поиск-2"	231
6.3.4. Комбайн "Поиск-3"	233
6.3.5. Комбайн КПВ	236
6.3.6. Комбайн узкозахватный КУ410	237
6.4. Механизированные крепи и комплексы	239
6.4.1. Механизированная крепь КГУМ	239
6.4.2. Механизированная крепь КГУМР	240
6.4.3. Механизированный комплекс КГУС	241
6.5. Пневматические крепи и костры	242
6.5.1. Крепь опускная пневматическая	242
6.5.2. Пневматические костры	244
6.6. Вспомогательное оборудование	244

6.6.1. Лесодоставочная установка ПЛК	244
6.6.2. Лесодоставочная установка УДЛ	246
6.7. Насосные станции	247
6.7.1. Насосная станция СНТ-32	247
6.7.2. Станция насосная СНУ5 (СНУ5П)	250
6.7.3. Насосные установки типа НУМС и ОН	252
6.8. Нарезное оборудование	252
6.9. Схемы электроснабжения очистных работ	254
7. ГОРНЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ	260
7.1. Проходческие комбайны и комплексы	260
7.2. Погрузочные машины	269
7.3. Бурильные установки	274
7.4. Электроснабжение подготовительных забоев	281
8. МЕРЫ БОРЬБЫ С ВНЕЗАПНЫМИ ВЫБРОСАМИ И ОБРУШЕНИЯМИ УГЛЯ	284
8.1. Общие сведения	284
8.2. Использование защитных свойств разрабатываемых пластов	284
8.3. Локальные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа	288
8.3.1. Гидрорыхление и гидроотжим угольного пласта	288
8.3.2. Образование разгрузочных пазов и щелей	290
8.3.3. Оперативное управление интенсивностью технологических процессов	291
8.4. Технологические меры борьбы с внезапными выбросами угля и газа	291
8.4.1. Комбайновая выемка пластов лавами без оставления магазинных уступов	291
8.4.2. Щитовой способ выемки угля	295
8.4.3. Выбуривание угля в подготовительных выработках	295
8.4.4. Технология разработки пластов с почвоуступной формой забоя	296
8.5. Комплекс мероприятий, проводимых вскрытием угольных пластов	296
8.6. Безопасное ведение горных работ на пластах, опасных по внезапным обрушениям (высыпаниям угля)	297
8.7. Прогноз газодинамических явлений на угольных пластах	301
8.8. Проектирование технологии гидравлического воздействия на угольные пласты	303
8.8.1. Структура системы автоматизированного проектирования (САПР) технологии гидравлической обработки	303
8.8.2. Расчет параметров нагнетания жидкостей в угольные пласты	315
8.8.2.1. Локальный способ	315
8.8.2.2. Региональный способ	317
8.8.2.3. Вскрытие угольных пластов квершлагами	318
8.8.2.4. Расчет параметров при каскадной обработке	319
9. ГАЗОВЫЙ И ПЫЛЕВОЙ РЕЖИМЫ. ТЕПЛОВЫЕ УСЛОВИЯ	321
9.1. Общие положения	321

9.2. Нормализация тепловых условий	321
10. ПНЕВМОСНАБЖЕНИЕ	324
10.1. Пневматические системы шахт	324
10.2. Компрессорные установки	325
10.2.1. Технические данные компрессоров, используемых в пневматических установках шахт	326
10.2.2. Эксплуатация и производственные испытания компрессоров	327
10.2.2.1. Эксплуатация поршневых компрессоров	327
10.2.2.2. Испытания поршневых компрессоров	329
10.2.2.3. Эксплуатация турбокомпрессоров	330
10.2.2.4. Испытания турбокомпрессоров	331
10.3. Пневматические сети шахт	332
10.4. Пневматические приводы горных машин и механизмов	336
10.4.1. Технические данные пневмодвигателей горных машин	336
10.4.2. Эксплуатация пневмодвигателей	340
10.4.3. Выбор пневмодвигателей	341
10.5. Принципы проектирования пневматических систем шахт	344
10.6. Повышение эффективности работы пневматических систем шахт	347
11. ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ И ТУШЕНИЕ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТЫХ И КРУТОНАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	349
11.1. Общие положения	349
11.2. Прогнозирование эндогенных пожаров	360
11.3. Профилактика эндогенных пожаров	363
11.3.1. Оборудование, технические средства и материалы, применяемые для предупреждения самовозгорания угля	371
11.3.2. Расчет параметров профилактики самовозгорания угля в выработанном пространстве	376
11.3.3. Схемы профилактики самовозгорания угля при щитовой выемке крутых угольных пластов	380
11.3.4. Схемы профилактики самовозгорания угля при молотковой выемке	384
11.4. Тушение подземных пожаров	386
12. ИННОВАЦИОННАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ ИНЖЕНЕРНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ В ОБЛАСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ОЦЕНКИ ПРОЕКТНЫХ РИСКОВ	400
ЛИТЕРАТУРА	411

ПРЕДИСЛОВИЕ

Угольные пласты Донецкого бассейна представлены весьма широким разнообразием горнотехнических и горно-геологических условий отработки, в том числе резкими колебаниями углов их падения.

Шахты Центрального и Восточного регионов бассейна отрабатывают пласты крутого, крутонаклонного и наклонного падения, доля которых в общеукраинских запасах угля составляет около 20%.

Для специалистов-угольщиков, работающих в этой области подземной разработки угольных месторождений, более 10 лет назад была выпущена книга «Справочник по разработке крутых и крутонаклонных угольных пластов Донбасса».

Указанная книга содержала в информационно-справочном виде основные сведения по технологии подземной разработки крутых и крутонаклонных угольных пластов, а также данные по техническим возможностям созданного в отрасли горнодобывающего оборудования и машин для этих условий.

Более чем десятилетняя жизнь книги показала её востребованность как в среде горных инженеров-практиков, так и работников научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов угольной отрасли Украины. Книга находила своих читателей и в студенческой аудитории, при изучении студентами-горняками специальных дисциплин и выполнении курсовых и дипломных проектов.

Вместе с тем, авторский коллектив видел отдельные недостатки книги, в том числе и литературно-редакционного плана. Кроме того, со времени выхода данной книги появились отдельные новые технологические решения в области подземной разработки указанного типа угольных пластов, а также были созданы и доведены до стадии серийного производства новые образцы горнодобывающей техники.

Ряд машин и механизмов, представленных в книге, либо морально устарели, либо сняты с производства на предприятиях угольного машиностроения.

Все эти обстоятельства, а также новые решения в области охраны горных выработок, инноваций в угольную отрасль и ряд других мотивировали авторский коллектив «Справочника по разработке крутых и крутонаклонных угольных пластов Донбасса» дополнить его содержание указанными разделами.

Отметим, что за эти же годы ряд специалистов, выступающих его авторами, по различным причинам ушли из угольной промышленности и горной науки.

Расширение материала книги, а также модернизация структуры и построения разделов, привлечение к написанию ряда действующих специалистов, на наш взгляд, вызывает и изменение ее названия, как более обобщенно и полно отвечающее сути, предлагаемой читателю книги.

Материал книги включает отдельные результаты исследований, выполненных в Луганском научно-техническом центре Академии горных наук Украины.

Авторы надеются, что книга будет интересна и полезна горным инженерам-практикам, проектировщикам, работникам НИИ горного профиля и студентам, магистрам и аспирантам горных ВУЗов и факультетов Украины.

Искренне желаем творческих успехов нашим читателям, а также надеемся на полезность нашего труда.

По поручению авторского коллектива,
научные редакторы книги:

Янко Станислав Васильевич академик АГН Украины, доктор
технических наук, профессор

Гребёнкин Сергей Семенович академик АГН Украины, доктор
технических наук, профессор

1. ОБЩИЕ ВОПРОСЫ РАЗРАБОТКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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 [1, 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 Г 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).

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).

10 – *АлмазноМарьевский 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.

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.

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

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

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
1	2	3	4
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_2^2 0,45-0,65; k_3 0,6-1,2; k_4^1 0,6-1,1; k_5 0,55-1,1; k_5^1 0,5-1,5; k_5^2 0,6-0,8; k_7 0,5-0,8; k_7^1 0,5-1,1
C_2^6	11	9,1	l_1 0,7-1,9; l_2^1 0,5-1,2; l_3 0,6-1,2; l_2^H 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_4^4 0,45-1,0; m_5 0,45-1,3; m_5^1 0,5-0,6; m_6^2 0,5-0,8
C_3^1	1	0,6	n_1 0,5-0,7

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 0,6-1,0
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_2^1 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 0,48-1,1; l_8^1 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.

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
1	2	3	4
C_2^3	8	4,4	h_2^B 0,7; h_{10}^1 0,45-0,55; h_{11} 0,7
C_2^4	1	0,55	k_3^B 0,9
C_2^5	12	7,3	k_3^1 0,7; k_5 0,7; k_6 0,6-0,75; k_7 0,45-0,7; k_7^1 0,5-0,6; k_8 0,5-1,5
C_2^6	9	6,4	l_1^1 0,6-0,8; l_2^1 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^H 0,5-0,6; l_8^B 0,65
C_2^7	8	3,65	m_3 0,6-0,8; m_5 0,5; m_5^1 0,6-0,8; m_6^2 0,5-0,8; m_6^3 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
1	2	3	4
C_2^3	5	3,6	h_{10}^1 1,1; h_{10} 0,8
C_2^5	10	7,9	k_3^1 0,45-0,6; k_5 0,8; k_5^1 0,65; k_6 0,7
C_2^6	9	6,0	l_1 0,6-0,8; l_2^1 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

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_7^1 0,5-1,1; k_8 0,5-0,6
C_2^6	9	0,1	l_1 0,8-0,9; l_2 0,6; l_2^1 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_1^5 0,6-0,7; m_6^1 0,8

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

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.

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_{10}^1 – 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 1.6.

Характеристика угленосности свит Краснодонского района

Свита	Кол-во рабочих пластов	Средняя суммарная мощность рабочих пластов, м	Основные пласты и их мощность, м
C_2^3	8	4,55	$h_3^1 1,0; h_{11}^B 0,7$
C_2^4	2	1,6	$i_3 0,6-1,2; i_3^1 0,6-1,2$
C_2^5	6	4,20	$k_2^H + k_2^B 0,5-1,5; k_3 0,6-1,1; k_7^1 0,5-0,6$
C_2^6	6	3,55	$l_2^1 0,7-0,8; l_3 0,65; l_6 0,6-1,0$
C_2^7	3	2,10	$m_3 0,9$

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	$h_7(h_6) 0,8; h_8 0,7-1,5; h_{10} 0,6-0,8; h_{11} 0,45-0,6$
C_2^5	10	6,1	$k_5 0,5-1,2; k_4^1 0,8; k_7^1 0,5-0,8$
C_2^6	10	6,25	$l_1 0,7-1,2; l_2 0,65; l_2^1 0,6-0,8; l_3 0,7; l_4 0,6; l_5 0,65; l_6 0,8$
C_2^7	5	2,75	$m_3 0,8; m_5^1 0,65; m_7^B 0,8$

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.

Таблица 1.8.

Характеристика угленосности свит Должано-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	$h_7(h_6)0,8$; 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_5^1 0,8-1,5; k_6 1,0-1,6
C_2^6	3	2,10	l_6 0,9-1,2

2. ШАХТНЫЕ ПОЛЯ И УСЛОВИЯ ЗАЛЕГАНИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ*

2.1. ШАХТА. ШАХТНОЕ ПОЛЕ. ЗАПАСЫ УГЛЯ В ШАХТНОМ ПОЛЕ И ИХ ПОДСЧЕТ. ДЕЛЕНИЕ ШАХТНОГО ПОЛЯ НА ОСНОВНЫЕ ЧАСТИ

2.1.1. Общие сведения. Шахта

Шахтой называется горнопромышленное предприятие (производственная единица), осуществляющее добычу полезного ископаемого подземным способом и отгрузку его непосредственно потребителям или на центральную обогатительную фабрику. В понятие "шахта" включаются наземные сооружения и совокупность горных выработок, предназначенные для разработки месторождения в пределах шахтного поля [1].

Шахты в зависимости от количества метана, выделяющегося на 1т среднесуточной добычи (относительная метанообильность) делятся на пять категорий [3]. Категории шахт по метану приведены в табл. 2.1.1.

Таблица 2.1.1.

Деление шахт на категории по метанообильности

Категория шахт по метану	Относительная метанообильность шахты, м ³ /т
I	До 5
II	От 5 до 10
III	От 10 до 15
Сверхкатегорные	15 и более; шахты, опасные по суфлярным выделениям
Опасные по внезапным выбросам	Шахты, разрабатывающие пласты, опасные по внезапным выбросам угля и газа; шахты с выбросами породы

2.1.2. Шахтное поле

Шахтное поле – это месторождение или его часть, отводимая шахте для разработки. При разработке наклонных и крутых

* В написании раздела принимали участие Величко Н.М., Гамаюнов В.Г.

угольных пластов различают границу шахтного поля по падению (нижняя граница), по восстанию (верхняя граница) и по простиранию. Границы по падению и восстанию совпадают с этажными откаточными и вентиляционными штреками, а границы по простиранию делятся вертикальными плоскостями, проведенными вкрест простирания пласта (рис. 2.1.1).



Рис. 2.1.1. Шахтное поле

В маркшейдерских планах шахтные поля изображаются при пологом и наклонном залегании пластов как проекции на горизонтальную плоскость, а при крутом падении только на вертикальную плоскость. Делается также разрез шахтного поля вкрест простирания пород, при этом пласты угля наносятся с соблюдением их истинного угла падения. На маркшейдерских планах наносят и изогипсы, которые представляют собой линии пересечения почвы или кровли пласта с горизонтальными плоскостями на одинаковом расстоянии друг от друга. В Донецком бассейне изогипсы проводят через 10, 50, 100 м. Изогипсы почвы пласта определяют направление проведения пластовых штреков. Нижние и верхние технические границы шахтных полей обычно проводят по изогипсам.

2.1.3. Запасы, угля в шахтном поле и их подсчет

Различают балансовые и забалансовые запасы угля в шахтном поле.

Балансовые – запасы, разработка которых экономически целесообразна по качеству полезного ископаемого, количеству и условиям залегания при современном уровне техники и технологии.

Забалансовые – запасы, использование которых в настоящее время нецелесообразно. На определенном этапе развития техники и технологии добычи, обогащения и использования угля забалансовые запасы могут быть переведены в балансовые.

При добыче полезного ископаемого и извлечении балансовых запасов угля могут быть потери его. Отношение количества потерянного полезного ископаемого к его балансовым запасам называется *коэффициентом потерь*.

Потери полезного ископаемого могут быть общешахтные (охранные целики под зданиями, сооружениями), связанные с геологическими нарушениями; эксплуатационные (охранные целики на сопряжении с подготовительными выработками; пачки угля, оставленные при выемке по кровле или почве пласта; целики, оставленные вследствие завалов, пожаров; неполная выдача угля при транспортировке из очистного забоя).

Балансовые запасы за вычетом потерь при разработке шахтного поля называются *промышленными запасами*.

Та часть балансовых запасов, которая выдается на поверхность, отнесенная к общим балансовым запасам, называется *коэффициентом извлечения*.

Коэффициент извлечения зависит от горно-геологических условий, мощности пласта, угла падения, глубины разработки. При расчетах рекомендуется принимать для наклонных, крутонаклонных пластов коэффициент извлечения угля равным:

- пласты тонкие (0,7-1,2 м) - 0,92-0,9
- пласты средней мощности (1,21-3,5 м) - 0,88-0,85
- пласты мощные крутые (свыше 3,5 м) - 0,80-0,75

Промышленные запасы шахтного поля можно ориентировочно определить по формуле:

$$Z = SH(m_1\gamma_1c_1 + m_2\gamma_2c_2 + \dots + m_i\gamma_ic_i), \text{ т} \quad (2.1.1)$$

где S – размер шахтного поля по простиранию, м;

H – размер шахтного поля по падению, м;

m_i – мощность i -того пласта, м;

γ_i – плотность угля i -того пласта, т/м³;

c_i – коэффициент извлечения i -того пласта.

При предварительных расчетах плотность в массиве угля можно принимать равной:

- каменный уголь – 1,3-1,35 т/м³
- антрацит – 1,6 т/м³
- бурый уголь – 1,2 т/м³

Для определения производительности угольного пласта (q_i) достаточно найти произведение мощности пласта на плотность угля

$$q_i = m_i \cdot c_i \quad (2.1.2)$$

2.1.4. Мощность шахты и срок ее существования

Мощность шахты – максимально возможная добыча полезного ископаемого установленного качества в единицу времени.

Мощность шахты определяется исходя из условий производства в рассматриваемом периоде на основе наиболее полного использования средств производства, рационального режима работы, эффективной технологии и организации производственных процессов, учитывающих передовой опыт, при соблюдении требований правил технической эксплуатации.

Основными факторами, влияющими на мощность шахты, являются: горные работы, пропускная способность откаточных выработок, околоствольных дворов и шахтных подъемов, а также технологического комплекса на поверхности, вентиляция и др.

Проектная мощность шахты – определенная в проекте добыча полезного ископаемого, которую должна производить шахта в единицу времени (годовая – $A_{ш.г.}$, суточная – $A_{ш.с.}$).

Полный срок службы шахты определяется по формуле:

$$T_{II} = \frac{Z_{np}}{A_{ш.г.}} + T_0 + T_3, \text{ лет}, \quad (2.1.3)$$

где Z_{np} – промышленные запасы угля, т;

$A_{ш.г.}$ – годовая мощность шахты, т;

T_0 – время развития работ, лет;

T_3 – время затухания работ, лет

$$T_0 = T_3 \approx 2 \cdot 3 \text{ года}$$

Для шахт, разрабатывающих крутонаклонные и крутые пласты, производственная мощность шахты ограничивается

нормативным сроком службы горизонта (не менее 10 лет), а также одновременной разработкой не более 70-75% всех пластов [4].

2.1.5. Деление шахтного поля на основные части

Для обеспечения разработки шахтного поля только одной или несколькими частями его делят вертикальными, горизонтальными И наклонными плоскостями. Ориентирование разделяющих плоскостей относительно залегания угольных пластов показано на рис. 2.1.2.

Вертикальная плоскость разделяет шахтное поле на две части – крылья.

Крылом шахтного поля называется его часть, ограниченная по падению и восстанию нижней и верхней границами шахтного поля с одной стороны, а с другой стороны – вертикальной плоскостью и боковой границей шахтного поля.

Двухкрылая разработка шахтного поля позволяет более интенсивно вырабатывать запасы угля.

Горизонтальная плоскость – плоскость, которая ограничивает по падению и восстанию шахтное поле (на уровне нижней и верхней границ шахтного поля).

Если горизонтальная плоскость проходит через отметку откаточного горизонта, то выемочный горизонт разделяется на две части: бремсберговую и уклонную.

Выемочный горизонт – часть шахтного поля, обрабатываемая на один откаточный околоствольный двор; горизонт ограничен по простиранию боковыми границами шахтного поля, по падению и восстанию – нижней и верхней границами шахтного поля.

Бремсберговая часть выемочного поля – участок, ограниченный по простиранию боковыми границами шахтного поля, по восстанию - верхней границей шахтного поля или нижней границей верхнего выемочного поля, а по падению – горизонтальной плоскостью, проходящей через отметку откаточного горизонта.

Уклонная часть выемочного поля – участок, ограниченный по простиранию боковыми границами шахтного поля, по падению – нижней границей шахтного поля или верхней границей нижнего выемочного горизонта, а по восстанию – горизонтальной плоскостью, проходящей через отметку откаточного горизонта.

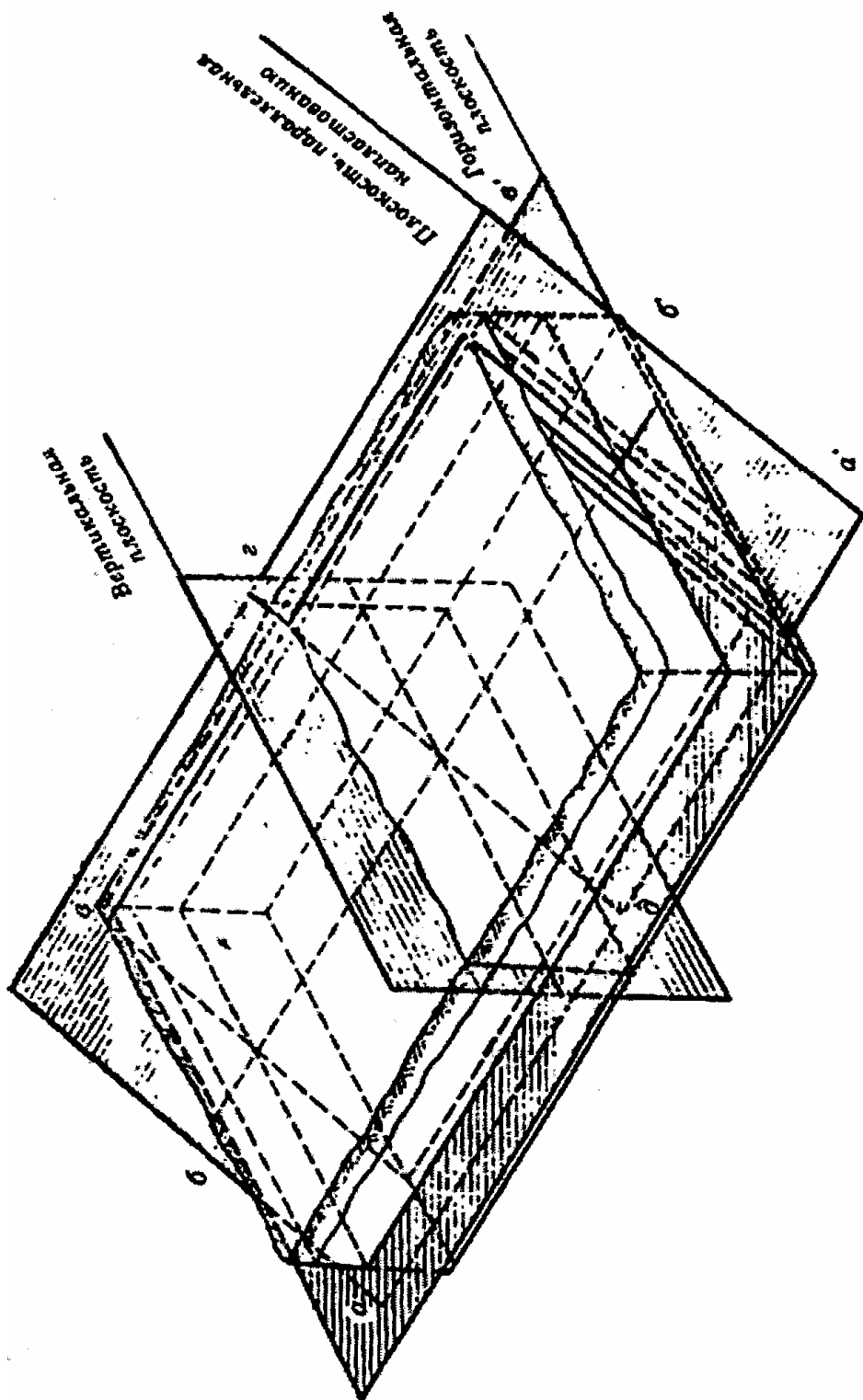


Рис. 2.1.2. Ориентирование разделяющих плоскостей относительно элементов залегания

Размер бремсберговой части по падению обычно больше уклонной в связи со сложными условиями транспортирования полезного ископаемого снизу вверх и проветривания. Размер уклонной части, как правило, не превышает 1000-1200 м.

Шахтное поле вертикальными плоскостями, проведенными вкрест простирания, может быть разделено на самостоятельно проветриваемые блоки длиной 4-6 км и 1-3 км – по падению.

Блок – часть шахтного поля, вскрытая с поверхности стволами, используемыми как для проветривания, так и для спуска – подъема людей, транспортирования грузов.

Часть выемочного поля может быть разделена на этажи.

Этаж – часть шахтного поля, ограниченная по падению откаточным и вентиляционным штреками, по простиранию – границами шахтного поля.

Наклонная высота этажа по падению при разработке наклонных пластов должна составлять 350-400 м, а при разработке крутонаклонных пластов – 145-155 м, крутых пластов 125-135 м.

При разработке крутых пластов этаж может быть разделен на два подэтажа, объединяемыми углеспускными скатами, хотя в большинстве случаев крутые пласты разрабатываются лавами – этажами, т.е. на всю высоту этажа.

При разделении шахтного поля *наклонными плоскостями*, параллельными плоскости напластования, свита пластов разбивается на группы.

Группа пластов – часть свиты в пределах шахтного поля, разработка которой ведется на одну горизонтальную откаточную выработку. Граница группы по контуру шахтного поля совпадает с границами шахтного поля, а по нормали к напластованию ограничена наклонными разделяющими плоскостями или лежащим боком свиты и наклонной разделяющей плоскостью, или наклонной разделяющей плоскостью и висячим боком свиты.

Группирование пластов может быть осуществлено на один из пластовых штреков, пройденный по углю, или полевою выработкой, пройденную по породам, как в висячем, так и в лежащем боку свиты пластов.

2.2. Условия залегания угольных массивов и вмещающих боковых пород на пластах крутого падения

2.2.1. Краткая характеристика Центрального района Донбасса

Угольные месторождения Украины имеют пластовую форму залегания и сосредоточены в Донецком, Львовско-Волынском и Днепропетровском угольных бассейнах, крутонаклонные (углы падения 36-55°) и крутые (углы падения 56-90°) угольные пласты сосредоточены в основном в Центральном геолого-промышленном районе Донбасса. Район расположен в 40 км на северо-восток от г. Донецка в центральной части области и на его территории располагаются города Дзержинск (на западе), Горловка (в центре), Енакиево (на востоке).

Центральный район является одним из старейших углепромышленных районов Донецкого бассейна и основным районом по добыче коксующихся углей. Разработка углей здесь была начата ещё в первой половине XVIII в. мелкими крестьянскими горными выработками. Во второй половине XIX в. были введены в строй более крупные горные предприятия, принадлежащие различным акционерным обществам, многие из которых работают и в настоящее время. Центральный район представляет собой узкую антиклинальную складку (Главная антиклиналь), вытянутую в широтном направлении, с крутыми крыльями (50-80°) длиной 65-70 км и шириной около 9 км. Глубина крутого погружения пород на крыльях составляет 2-4 км, площадь района около 580 км при длине 65 км и средней ширине около 9 км.

Крылья Главной антиклинали просты по строению, простираясь их почти линейные, а разрывные нарушения немногочисленны и представлены главным образом надвигами. Поверхность района представляет собой волнистую местность с уклоном с востока на запад пересечёнными балками и оврагами, с колебаниями высотных отметок от +310 м до +110 м.

Разработку угля в Центральном районе Донбасса ведут три производственных объединения: "Дзержинскуголь", "Артёмуголь", "Орджоникидзеуголь". Шахты, в основном, приурочены к северному и южным крыльям Главной антиклинали Донбасса и расположены непрерывной полосой с запада на восток (от замковой

части). Средний размер шахтных полей по простиранию на южном крыле – около 4 км, на северном – до 6 км.

2.2.2. Характеристика вмещающих пород и угленосной толщи

Вмещающая толща ЦРД сложена осадками каменноугольного периода, покрытыми четвертичными образованиями. Каменноугольные породы представлены свитами $C_2^1, C_2^2, C_2^3, C_2^4, C_2^5, C_2^6, C_2^7$ среднего карбона и свитой C_3^1 верхнего карбона. С юга и севера район как бы окаймлён отложениями пермской системы, представленными песчано-глинистыми сланцами, песчаниками, гипсами, доломитизированными песчано-глинистыми сланцами, доломитизированными известняками и доломитами. Четвертичные отложения представлены бурыми и желтовато-бурыми лесовидными суглинками, красными и бурыми известковыми глинами и современными аллювиальными песчано-глинистыми образованиями мощностью до 10 м.

Основными физико-механическими свойствами горных пород являются:

- плотность – масса единицы объёма ($\text{кг}/\text{м}^3$) горной породы со всеми содержащимися в её порах жидкостями и газами;
- естественная влажность – количество воды, содержащейся в породах при естественном их залегании, равное отношению её массы в единице объёма к массе сухой породы;
- пористость – относительный объём всех пор, заключённых в единице объёма породы;
- предел прочности при сжатии – критическое значение одноосного сжимающего напряжения, при котором происходит разрушение породы;
- предел прочности на растяжение – критическое значение одноосного растягивающего напряжения, при котором происходит разрушение породы;
- сцепление – прочность породы на чистый сдвиг;
- угол внутреннего трения – коэффициент пропорциональности между приращениями максимальных касательных и нормальных напряжений при разрушающих нагрузках;
- коэффициент крепости пород (по шкале проф. М.М. Протодяконова) – относительная сопротивляемость пород

разрушению при их добывании, измеряемая в сотых пределах прочности на сжатие;

- модуль упругости (Юнга) – коэффициент пропорциональности между действующим продольным напряжением и соответствующей ему продольной относительной деформацией;

- коэффициент Пуассона – коэффициент пропорциональности между упругими продольными и поперечными деформациями;

- твёрдость – способность оказывать сопротивление проникновению другого тела;

- водопроницаемость – способность породы пропускать через себя воду;

- трещиноватость – совокупность трещин разного происхождения и разных размеров, обычно сообщающихся между собой;

- обрушаемость – способность кровли периодически обрушаться по мере отработки угольного пласта;

- устойчивость – способность сохранять состояние целостности после обнажения в течение определённого времени, а также сохранять контакт между слоями без видимого расслоения;

- сползаемость – способность слоев пород сползать относительно друг друга.

Средние значения показателей физико-механических свойств вмещающих горных пород ЦРД представлены в табл. 2.2.1.

Таблица 2.2.1.

Средние значения показателей физико-механических свойств пород

Показатели	Единица измерения	Тип горных пород			
		песчаники	алевролиты	аргиллиты	известняки
Физические показатели					
- плотность ρ	г/см ³	2,55	2,60	2,70	2,71
- пористость p	%	10,3	7,1	4,6	4,4
Прочностные показатели					
- предел прочности при сжатии $\sigma_{сж}$	Н/м ²	740	520	260	840
- предел прочности при растяжении σ_p	Н/м ²	90	79	66	100
- сцепление $K_{сц}$	Н/м ²	270	187	136	—
- угол внутреннего трения φ	град.	45	33	41	—
Упругие показатели					
- коэффициент крепости	—	7,4	5,2	2,6	8,4
- модуль упругости $E \cdot 10^{-8}$	Н/м ²	4,47	4,42	3,5	5,0
- коэффициент Пуассона ν	—	0,28	0,30	0,29	0,20

Угленосность Центрального района самая высокая в Донбассе. Основные угленосные свиты – C_2^5, C_2^6, C_2^7 и в меньшей мере – C_2^3, C_2^4 и C_3^1 . Угольное месторождение ЦРД имеет пластовую форму залегания, типизация морфологических элементов угольных пластов представлена в табл. 2.2.2.

Таблица 2.2.2.

Типизация морфологических элементов угольных пластов

Строение	<i>Простое</i> - пласт состоит из одной угольной пачки. <i>Сложное</i> - пласт состоит из нескольких угольных пачек и породных прослоев.
Мощность	<i>Весьма тонкие</i> - до 0,7 м. <i>Тонкие</i> - 0,71...1,2 м. <i>Средней мощности</i> - 1,21...3,5 м. <i>Мощные</i> - свыше 3,51 м.
Угол падения	<i>Пологие</i> - до 18°. <i>Наклонные</i> - 19...35°. <i>Крутонаклонные</i> - 36...55°. <i>Крутые</i> - 56...90°.
Рабочая мощность	<i>Вынимаемая</i> - сумма мощностей угольных пачек и породных прослоев, извлекаемая при разработке пласта. <i>Вынимаемая полезная</i> - суммарная мощность угольных пачек вынимаемой части пласта. <i>Эксплуатационная</i> - вынимаемая мощность пласта плюс мощность пород кровли и почвы, попадающих в добычу.
Выдержанность пласта по мощности	<i>Устойчивая</i> - мощность угольных пластов, выдержанная по всей разведанной площади. Участки с нерабочей мощностью пласта отсутствуют. <i>Относительно устойчивая</i> - мощность угольного пласта имеет значительные колебания, по всей площади, не выходящие за пределы кондиционной. При наличии некондиционных мощностей закономерности изменчивости мощности пласта устанавливаются. <i>Неустойчивая</i> - мощность часто выходит за пределы кондиций без установленных закономерностей.

В зависимости от расположения отдельных слоев боковых пород по отношению к угольному пласту, способности их к обрушению и прочностных свойств, различают непосредственную и основную кровли или почву, а также "ложную" кровлю или почву.

Непосредственная кровля – толща пород, залегающая под угольным пластом (она может состоять из нескольких отдельных слоев или пачек), давление которой, в основном, воспринимается призабойной крепью и целиком угля. Как правило, непосредственная кровля не может длительное время удерживаться без крепи в пределах призабойного пространства. Мощность непо-

средственной кровли определяется мощностью систематически обрушающихся пород в выработанном пространстве после переноски посадочной или передвижения механизированной крепи.

Основная кровля – залегающие под непосредственной кровлей слои пород достаточной прочности и мощности, не обрушающиеся одновременно с непосредственной кровлей и которые могут быть обнажены без обрушения на значительной площади. Давление основной кровли воспринимают угольный массив и закладка или обрушенные породы в выработанном пространстве.

"Ложная" кровля – легкообрушающийся слой породы незначительной мощности (обычно до 0,5 м), залегающий непосредственно под пластом угля, обрушающийся при выемке угля, удержание её в пределах призабойного пространства затруднительно и требует специальной технологии и способов крепления.

Непосредственная почва – толща пород, залегающая непосредственно под угольным пластом. Основная почва – толща пород, залегающая ниже непосредственной почвы.

"Ложная" почва – слой слабой, легко разрушающейся породы незначительной мощности (до 0,5 м), залегающей непосредственно под пластом.

Свойства боковых пород пластов Центрального района Донбасса отражены в классификации ДонНИИ, согласно которой породы разделены на шесть классов. Боковые породы ЦРД представлены глинистыми и песчаными сланцами, песчаниками и известняками. В кровле пластов залегают: глинистые сланцы – 59,3%; песчаные сланцы – 23,8%; песчаники – 10,3%; известняки – 6,6%. В почве пластов залегают: глинистые сланцы – 33,8%; песчанистые сланцы – 56,5%; песчаники – 9,5%; известняки – 0,2%.

В качестве признаков деления пород на классы приняты их обрушаемость, устойчивость, сползаемость, наличие вторичных осадков непосредственной кровли.

Основным показателем, характеризующим обрушаемость кровли, является шаг обрушения – расстояние в направлении подвигания очистного забоя, через которое происходят периодические естественные обрушения непосредственной кровли. Шаг обрушения является предельным пролётом устойчивого обнажения кровли.

Устойчивость, характеризуемая прочностными показателями (предел прочности пород на сжатие и др.), а также величинами площади и продолжительности обнажения пород, при которых не происходит их разрушение. В зависимости от устойчивости породы кровли разделяются на четыре категории (рис. 2.2.1).

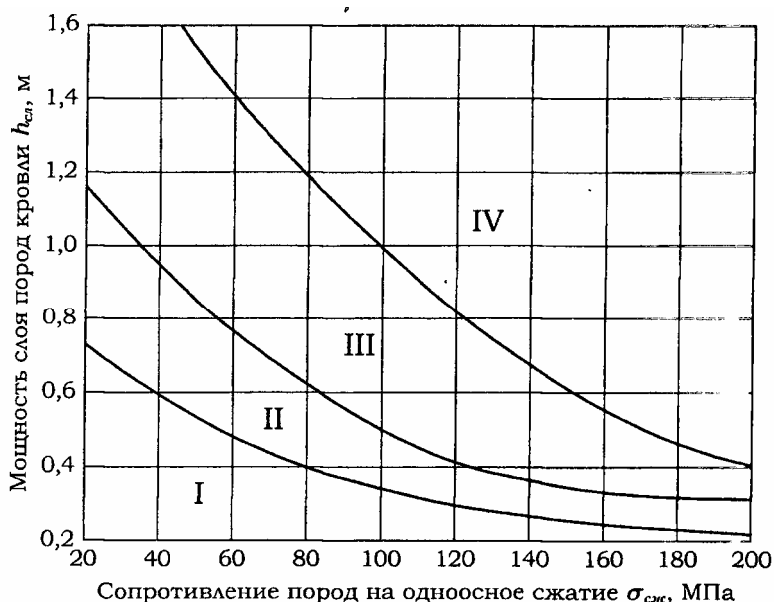
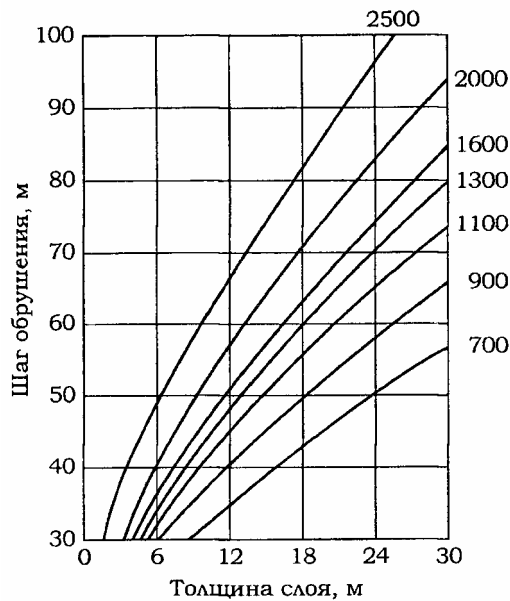


Рис. 2.2.1. Распределение пород по устойчивости
 I, II, III, IV - соответственно области весьма неустойчивых, неустойчивых, средней устойчивости, устойчивых и весьма устойчивых пород

Сползаемость почвы характеризуется налётом плоскостей ослабления на контакте между сползающими и нижележащими слоями (зеркальной поверхностью влажного мыльника, угольного пропластка или углистого сланца). Вторичные осадки непосредственной кровли связаны со сдвижением основной кровли, представленной, как правило, труднообрушающимися породами, зависающими в выработанном пространстве на значительной площади. При мощности непосредственной кровли менее 4-кратной мощности пласта, обрушение основной кровли оказывает динамическую пригрузку на непосредственную кровлю и может вызвать её вторичную осадку. Величина шага обрушения пород основной кровли для условий Центрального района Донбасса определяется по графику на рис. 2.2.2.



*Рис. 2.2.2. Изменение шага обрушения основной кровли от толщины её слоя:
700...2500 - предел прочности пород на сжатие, МПа*

Классификация боковых пород ЦРД по обрушаемости, устойчивости и сползаемости (классификация ДонНИИ) представлена, в табл. 2.2.3 – 2.2.5.

На основании разработанных признаков, боковые породы ЦРД делятся на шесть классов:

I класс пород – легкообрушающиеся и весьма неустойчивые породы непосредственной кровли, возможны проявления вторичных осадок, почва неустойчива или склонна к сползанию. По литологическому составу эти породы представляют собой массив небольшой мощности из тонкослоистых глинистых, песчано-глинистых и песчаных сланцев, обрушающихся через 2-6 м. Вторичные осадки пород этого класса оказывают значительное влияние на состояние боковых пород.

II класс пород – лёгкой и средней обрушаемости, неустойчивые и средней устойчивости породы непосредственной кровли, породы почвы не склонны к сползанию. Вторичные осадки, как правило, выражены не ясно. По литологическому составу породы представлены тонко- и среднеслоистыми глинистыми, песчано-глинистыми и песчаными сланцами мощностью более 1,0 м, реже – песчаниками и известняками мощностью менее 0,5 м. Шаг обрушения 4-10 и 10-20 м.

Таблица 2.2.3.

**Классификация пород кровель по обрушаемости
(классификация ДонНИИ)**

Категория кровли по обрушаемости	Склонность к обрушению пород кровли		Кратность обрушения пород непосредственной кровли	Шаг обрушения кровли, м		Площадь одновременно обрушающейся непосредственной кровли, м ²	Максимальная величина опускания непосредственной кровли по линии её обрушения, м	Максимальные "нагрузки" на режущую крепь при обрушении кровли, кН/м
	непосредственной	основной		непосредственной	основной			
1	2	3	4	5	6	7	8	9
I	Легкообрушаемые	Склонные к обрушению с проявлением вторичных осадок	до 4	4-8 ----- 0,4-0,9	45-100	20-300 ----- 1,0-2,0	0,15-0,25 ----- 0,06-0,10	400-500 ----- 100-250
		Без вторичных осадок (плавно прогибающиеся)	5-6	6-10 ----- 0,4-0,9	—	70-300 ----- 2,0	0,25 ----- 0,06-0,10	100-200 ----- 100-150
II	Средней обрушаемости	Склонные к обрушению с проявлением вторичных осадок	до 4	8-14 ----- 0,4-0,9	45-100	100-800 ----- 6-600	0,09-0,18 ----- 0,04-0,08	400-500 ----- 200-300
		Без вторичных осадок (плавно прогибающиеся)	5-6	10-18 ----- 0,4-0,9	—	200-800 ----- 60-600	0,1-0,2 ----- 0,04-0,08	200-300 ----- 150-250
III	Труднообрушаемые	Склонные к обрушению с проявлением вторичных осадок	до 4	14-20 ----- 5-20	60-120	400-2000 ----- 350-1500	0,03-0,06	400-700 ----- —
		Без вторичных осадок (плавно прогибающиеся)	5-6	10-30 ----- 5-20	—	600-2000 ----- 1800	0,04-0,06 ----- —	200-350 ----- —

Продолжение табл. 2.2.3.

1	2	3	4	5	6	7	8	9
IV	Весьма труднообрушаемые	—	5-6	25-40 ----- 10-25	60-120	2000 ----- 1800	0,045	600-800
V	Плавно прогибающиеся	—	—		—	—	0,25	—

Примечание: величины, приведенные в знаменателе, относятся к механизированным крепям.

Таблица 2.2.4.

Классификация пород кровель по устойчивости
(классификация ДонНИИ)

Категория кровли по устойчивости	Литологический состав пород кровли	Предел прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	Допустимые линейные обнажения, м		Время устойчивого обнажения, ч	Характер поведения пород в призабойном пространстве при отсутствии крепи
			по простиранию	по падению		
1	2	3	4	5	6	7
I весьма неустойчивые	1. Глинистые и углистые сланцы тонкослоистые (0,01-015м), слабые, мощность слоя 0,2-0,5м (ложная кровля)	5-20	0,3-0,5	1,0	до 0,5	Обрушаются в начальной стадии обнажения, распадаясь на тонкие плитки. Удержание их при выемке отбойными молотками весьма затруднительно, при комбайновой - практически невозможно.
	2. Глинистые и углистые сланцы тонко - и среднеслоистые (0,05-0,3м), слабые, мощность слоя менее 1,0 м	10-30	0,3-0,5	1,0-2,0	до 0,5	
	3. Песчано-глинистые и песчаные сланцы, тонкослоистые, отделенные от основной кровли углем или углистым сланцем, трещиноватые, слабые и средней прочности, мощность слоя менее 1,0 м	20-40	0,5-1,0	2,0	0,5-1,0	
II неустойчивые	1. Глинистые, песчано-глинистые и песчаные сланцы, тонкослоистые (0,05-0,2м), трещиноватые, с включением углистого материала, слабые, мощность слоя более 1,0 м	10-30	0,3-0,5	1,0-2,0	до 0,5	Обрушаются одновременно на всю мощность с распадением на отдельные слои при передвижении механизированной крепи или выбивке деревянной призабойной крепи. Удержание кровли в призабойном пространстве достигается креплением непосредственно за выемкой угля.

Продолжение табл. 2.2.4.

1	2	3	4	5	6	7
III средней устойчивости	1. Глинистые, песчано-глинистые и песчаные сланцы, среднеслоистые (0,2-0,5м), средней прочности, мощность слоя не менее 1,5 м	40-60	1,0	8,0-10,0	0,5-1,0	Через 2,5-3 ч после выемки угля обрушаются по падению отдельными участками через 2-3 м.
	2. Песчаники и известняки трещиноватые, мощность слоя не менее 0,5 м	60-90	1,0	10,0-30,0	1,0-2,0	
IV устойчивые	1. Песчаники и известняки, мощность слоя не менее 1,0 м.	100-150	1,0-2,0	60-100	2,0-6,0	Через 7-8 ч появляются заколы в кровле у забоя лавы.
	2. Глинистые, песчано-глинистые и песчаные сланцы, тонкослоистые (0,3-0,8м), прочные, мощность слоя не менее 2,5 м.					
V весьма устойчивые	1. Песчаник и известняки, монолитные, мощность слоя не менее 2,0 м.	120-200	2,0-3,0	100-130	более 6,0	Через 12-16 ч увеличивается отжим угля в забое лавы
	2. Глинистые, песчано-глинистые и песчаные сланцы, толстослоистые, прочные, мощность слоя не менее 3,5 м.	80-110	1,0-2,0	60-120	2,0-6,0	

Таблица 2.2.5.

Классификация пород почв по сползаемости
(классификация ДонНИИ)

Категория почв по сползаемости	Литологический состав пород почвы	Предел прочности на сжатие, МПа	Наиболее опасные места сползания почвы	Площадь сползания почвы, м ² (размеры по простиранию и падению)	Характер поведения почвы
1	2	3	4	5	6
I Склонные к сползанию	1. Весьма слабые углистые и углисто-глинистые сланцы, переслоенные углем. Глинистые сланцы "Кучерявичик"	до 15	Сопряжение уступов к машинной части лавы с уступами, нижняя граница закладочного массива, контуры зон повышенного горного давления, зоны у геологических нарушений.	10-15 (1...2×5...7)	Интенсивное вспучивание в зонах опорного давления. Вдавливание и обыгрывание стоек крепи и костров. Развитие сползания происходит длительное время с предупредительными признаками.

Продолжение табл.2.2.5.

1	2	3	4	5	6
I Склонные к сползанию	2. Слабые глинистые сланцы, мощнослоистые (0,01-0,15м), мощность слоя 0,3-0,5м.	15-30	Сопряжение уступов к машинной части лавы с уступами. Нижняя граница закладочного массива, нижний просек, откаточный штрек, контуры зон повышенного горного давления, у подошвы вентиляционного штрека.	15-30 (2,..3×5...10)	Вспучивание в зонах опорного давления на сопряжениях уступов, а при наличии воды - в откаточных и вентиляционных штреках. Вдавливание и обыгрывание стоек крепи в зонах опорного давления и в местах сопряжений уступов или машинной части с уступами. При обрушении кровли обыгрываются посадочные крепи. Развитие сползания происходит сравнительно быстро (5-20 мин.).
	3. Глинистые, песчано-глинистые и песчаные сланцы, реже – песчаники, отделенные от основной почвы углем или углистым сланцем, либо имеющие зеркальные поверхности наслоения по контуру с основной почвой, мощность слоя - до 0,5-1,0 м.	30-60	Под вентиляционным штреком, нижний просек.	50-500 (5...16×10...20)	Вспучивание и обыгрывание стоек отсутствуют, сползание происходит крупными блоками сравнительно быстро (5-7 мин.). Предупредительные признаки: заколы по почве, направление которых близко к линии простирания; сдвиг стоек по почве.
	4. То же, толщина слоев до 1,0 м.	60-70	Над откаточным штреком, нижний просек, под вентиляционным штреком (при наличии в слоях косесекущих плоскостей падения).	500-1000	Сползание в просеке весьма быстрое, предупредительные признаки, как правило, отсутствуют.
II Не склонные к сползанию	1. Глинистые, песчано-глинистые и песчаные сланцы, средне- и толстослоистые (0,2-0,8м) с неявно выраженными плоскостями наслоения, средней прочности и прочные, мощность слоя более 2,0 м.	40-80	—	—	—
	2. Песчаники прочные, мощность слоя не менее 1,0 м.	6-120	—	—	—

III класс пород – породы непосредственной кровли средней обрушаемости и устойчивости, возможны интенсивные проявления вторичных осадков основной кровли. Породы почвы склонны к сползанию. По литологическому составу породы представлены среднеслоистыми, глинистыми и песчаными сланцами средней прочности, мощность слоя 1,0-1,5 м, реже песчаниками и известняками мощностью до 1,0 м. Шаг обрушения – 14-20 м.

IV класс пород – породы непосредственной кровли труднообрушающиеся и устойчивые, без проявления осадков основной кровли, породы почвы не склонны к сползанию. По литологическому составу породы представлены песчаниками, известняками мощностью слоя более 1,5 м; толстослоистыми и прочными глинистыми, песчано-глинистыми и песчаными сланцами мощностью слоя не менее 2,5 м. Шаг обрушения – 15-30 м.

V класс пород – породы непосредственной кровли весьма труднообрушающиеся и устойчивые, вторичные осадки – не выражены; породы лавы могут быть склонны к сползанию. По литологическому составу породы представлены прочными и монолитными песчаниками и известняками мощностью не менее 2,0 м, а также толстослоистыми прочными нижеслоевыми связями глинистыми, песчано-глинистыми и песчаными сланцами мощностью слоя более 3,5 м. Шаг обрушения – более 25-40 м.

VI класс пород – породы непосредственной кровли плавнопрогибающиеся, не ниже средней устойчивости. Как правило, представлены они известняками, глинистыми, песчано-глинистыми и песчаными сланцами, реже слоистыми песчаниками, которые при небольшой мощности пласта (до 0,8 м) без значительных разрывов сплошности способны сходиться с почвой в выработанном пространстве на расстоянии 15,0-20,0 м. Породы почвы не склонны к сползанию и обладают способностью к пучению.

Угленосность Центрального района самая высокая в Донбассе. Всего в толще среднего карбона содержится 106 угольных пластов и прослоев (табл. 2.2.6). В пределах района отрабатывается шахтами 58 угольных пластов или 510 шахтопластов. Расстояние между пластами колеблется от 4-6 до 70-130 м. Угольные пласты тонкие со средней мощностью 0,5-0,8 м, в некоторых случаях мощность пластов достигает 1,5-2 м.

Угли ЦРД гумусовые и состоят, в основном, из клареновых и близких к ним пластов с большим содержанием гелефицированного вещества (80-90%). Исключения составляют угли пластов верхней части свиты C_2^7 (m_6^2 и m_9) в которых наблюдаются частые прослои дюрено-клареновых и реже кларено-дюреновых углей. Угли района представлены гаммой марок от *Г* до *ПА* и *А*.

Большая часть углей относится к коксующимся маркам *Г*, *Ж*, *К* и *ОС* Физико-химическая характеристика приведена в табл. 2.2.7.

Таблица 2.2.6.

Данные о промышленной угленосности ЦРД

Свита	Средняя мощность свиты, м	Количество угольных пластов		Суммарная мощность пластов, м		Коэффициент угленосности толщи, %	
		общее	рабочей мощности	общая	рабочая	общий	рабочих пластов
C_2^2	600	10	1	1,4	0,4	0,23	0,07
C_2^3	620	15	7	4,7	3,1	0,76	0,50
C_2^4	300	12	2	2,5	0,6	0,83	0,20
C_2^5	600	24	22	12,4	7,6	2,06	1,27
C_2^6	350	20	16	8,5	5,3	2,43	1,51
C_2^7	660	22	17	8,9	5,5	1,35	0,83
C_3^1	880	3	1	2,7	0,6	0,31	0,07
Итого	4010	106	66	41,1	23,1		

Таблица 2.2.7.

Физико-химическая характеристика углей

Показатели	Марка угля						
	<i>Д</i>	<i>Г</i>	<i>Ж</i>	<i>К</i>	<i>ОС</i>	<i>Т</i>	<i>А</i>
1	2	3	4	5	6	7	8
Содержание влаги в аналитической пробе W^a , %	4,5	3,0	1,0	1,3	0,8	1,0	2,0
Содержание влаги в рабочем топливе W^p , %	13,0	7,0	5,0	5,0	5,0	5,0	~5,8
Зольность сухой массы топлива A^c , %	16,0	17,0	18,0	17,5	19,0	17,0	14,0
Содержание общей серы в сухой массе топлива $S_{об}^c$, %	4,5	3,7	3,0	3,0	2,5	2,9	2,0
Содержание углерода в горной массе топлива C^c , %	76,5	80,5	84,0	87,0	88,5	89,5	93,5
Выход летучих веществ на горючую массу V^e , %	43,0	39,0	32,0	22,0	16,0	13,0	3,5

Продолжение таблицы 2.2.7.

1	2	3	4	5	6	7	8
Теплота сгорания в бомбе горючей массы топлива Q^z , ккал/кг	7800	8100	8450	8550	8600	8600	8170
Теплота сгорания низшая рабочего топлива Q^h , ккал/кг	5320	5900	6260	6400	6340	6500	6450
Эквивалент к условному топливу (7000 ккал/кг)	0,76	0,84	0,89	0,91	0,91	0,93	0,92

Качество углей ЦРД, при сравнительно однородном их вещественно-петрографическом составе, определяется в основном метаморфизмом. Степень метаморфизма возрастает со стратиграфической и вертикальной глубиной и регионально в направлении на юго-восток.

Зольность средневзвешенная по мощности угольных пачек колеблется в диапазоне 8,3-22,5%. Зольность возрастает от свиты C_2^7 к C_2^5 , наименее зольные угли приурочены к свите C_2^6 . Массовая доля серы, общей по отрабатываемым пластам, изменяется в широких пределах от 0,69% до 10% и составляет в среднем на шахтовыдачу 1,3-4,1% по маркам **Ж**, **К** и 1,5-2,9% по марке **Т**. Малосернистые на большей части площади угли пластов M_3 , L_8 , H_7 и H_6 , многосернистые - H_1^1 , M_4^6 , M_2 , L_5 ; на остальных пластах содержание серы непостоянно. Массовая доля фосфора составляет от следов до сотых долей процента (0,027%).

2.2.3. Газоносность и газообильность

Абсолютная величина давления метана на одних и тех же угольных пластах Центрального района Донбасса возрастает по мере увеличения степени метаморфизма угля с запада на восток, а также с увеличением глубины горных работ при одной и той же степени метаморфизма (табл. 2.2.8).

Природная газоносность угольных пластов в пределах района изменяется в широких пределах и зависит как от степени дегазации массива, так и от степени метаморфизма угольных пластов. Наиболее высокие значения природной газоносности приурочены к восточной части северного крыла антиклинали (участок "Углегорский-Восточный"). В целом по району природная газоносность угольных пластов на глубинах 300-400 м от границы

метановой зоны изменяется от 14 до 25 м³/т горючей массы, на глубине 800-900 м - от 20 до 27 м³/т горючей массы и на глубинах свыше 1000 м величина природной газоносности изменяется от 17 до 32-35 м³/т горной массы.

Таблица 2.2.8.

Природная газопроницаемость и газоотдача пластов
Центрального района Донбасса

Угольный пласт	Пределы изменения величины		Природная газопроницаемость пласта, $\lambda \cdot 10^3$ мдарси	Природная интенсивность газоотдачи пласта, $k \cdot 10^3$ м ³ /с·м ²
	глубина от поверхности, м	выход летучих веществ, %		
"Грицынка"	500-600	26-31	0,7-0,9	0,01
"Грицынка"	650-800	25,6-31	0,8-1	0,012
"Куцый"*	500-750	20-31	0,9-1,2	0,012
"Толстый"*	500-800	25-39	0,8-1,2	0,012
"София"	700-900	29-32	0,6-0,9	0,01
"Солёный"	600-900	20-29	0,2-0,3	<0,01
"Девятка"*	600-800	28-30	0,9-1,1	0,012
"Мазурка"*	500-800	29-31	0,8-1	0,01
"Мазур"*	500-750	28-30	0,6-0,8	0,01
"Рудный"*	600-800	20-23	0,6-0,7	<0,01
"Дерезовка"*	600-800	16-21	0,6-0,9	0,015
"Тоненький"	600-700	20-24	0,2-0,5	<0,01

* Пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа

Величина природной газопроницаемости различных разрабатываемых в шахтах района угольных пластов (от m_5^1 до K_2^1) изменяется в пределах от 0,2 до $1,2 \cdot 10^3$ миллиардари, а природная интенсивность газоотдачи не превышает $0,015 \cdot 10^2$ м³/с·м² (табл. 2.2.8), причём опасные по внезапным выбросам угольные пласты имеют более высокую природную газопроницаемость и интенсивность газоотдачи.

На больших (свыше 900-1000 м) глубинах значительно повышается газоносность вмещающих пород.

Относительная газообильность шахт изменяется в значительных пределах, достигая 87,2 м³/т суточной добычи (табл. 2.2.9).

Разработка угольных пластов осложняется наличием различных видов газопроявлений. На шахтах ЦРД большое количество угольных пластов относится к опасным по внезапным выбросам угля и газа. С увеличением глубины разработки, интенсивность и

частота выбросов возрастают, увеличивается число опасных по внезапным выбросам угольных пластов.

Таким образом, в газовом режиме шахт района наиболее сложные условия разработки угольных пластов по величине газообильности выработок возникают в замковой и восточной частях северного крыла и на южном крыле антиклинали. Шахты западной части северного крыла, отличаются благоприятными условиями газового режима разработки угольных пластов до глубины порядка 400-600 м.

Сведения о глубине разработки угольных пластов, газообильности, категоричности, о суфлярных выделениях газа, внезапных выбросах угля и газа на шахтах ЦРД приведены в табл. 2.2.9.

Таблица 2.2.9.

Сведения о степени опасности шахт по выбросам угля и газа

Шахты	Глубина нижнего горизонта, м	Глубина верхней границы метановой зоны, м	Относительная метанообильность, м ³ *	Наличие суфлярных выделений метана	Опасность шахты по внезапным выбросам угля и газа
им. Ленина	1080	360-440	54,8	имели место	опасна
"Комсомолец"	960	160-200	27,7	имели место	опасна
им. Гагарина	950	150-160	45,9	имели место	опасна
им. Калинина	860	220-260	25,1	имели место	опасна
им. Румянцева	970	160-180	32,9	имели место	опасна
им. Гаевого	860	125-135	59,6	имели место	опасна
им. Дзержинского	1026	180-200	38,3	имели место	опасна
"Северная"	1050	460-480	13,9	имели место	опасна
"Южная"	490	150-160	20,1	нет	опасна
"Торецкая"	810	240-260	11,8	имели место	не опасна
"Новодзержинская"	530	200-220	15,3	нет	не опасна
им. Карла Маркса	875	145-155	87,2	имели место	опасна
"Александровская"	740	100-150	48,5	имели место	опасна
"Булавинская"	490	100-150	34,7	имели место	опасна
"Ольховатская"	420	100-150	33,3	имели место	опасна
"Углегорская"	700	100-150	30,1	имели место	опасна
"Енакиевская"	405	140-180	17,7	нет	не опасна
"Полтавская"	363	140-180	29,7	нет	не опасна

* На тонну суточной добычи

3. СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ, СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ*

3.1. Вскрытие шахтных полей

Вскрытием месторождений или шахтного поля называется проходка горных выработок, открывающих доступ с поверхности к полезному ископаемому и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок.

Основными факторами, влияющими на выбор схемы вскрытия шахтного поля или его части, являются:

- число вскрываемых пластов;
- угол падения пластов;
- свойства боковых пород;
- расстояние между пластами;
- мощность наносов и покрывающей непродуктивной толщи;
- наличие пливунгов и других водоносных пород;
- нарушенность месторождения, глубина разработки;
- газоносность пластов;
- рельеф местности;
- производственная мощность шахты;
- размер шахтного поля;
- срок службы шахты;
- способ подготовки шахтного поля, системы разработки и схемы вентиляции и др.

Схема вскрытия должна обеспечивать:

- рациональную разработку шахтного поля в течение всех этапов работы шахты и получение стабильной проектной добычи угля на каждом этапе;
- минимальный объём вскрывающих горных выработок;
- минимальные первоначальные капитальные затраты на вскрытие месторождений и строительство шахты;
- однотипность применяемого транспорта во всех горных выработках, возможность периодического обновления горного хозяйства шахты;
- достаточно большие запасы угля на эксплуатационном горизонте для того, чтобы промежутки между углубками стволов или

* В написании раздела принимал участие Пожидаев С.В.

изменения элементов схемы были по возможности более длительными;

- надёжное и эффективное проветривание шахты и выемочных полей;

- применение прямоточной схемы проветривания на сверхкатегорийных шахтах.

Классификация схем вскрытия представлена в табл. 3.1.

Таблица 3.1.

Классификация схем вскрытия

Классификационный признак	Схема вскрытия
1. Тип главной вскрывающей выработки	1.а. Вертикальные стволы 1.б. Наклонные стволы 1.в. Комбинация наклонных и вертикальных стволов 1.г. Штольня
2. Число пластов в шахтном поле, вскрываемых главной выработкой	2.а. Одиночного пласта 2.б. Свиты пластов
3. Наличие и тип дополнительных вскрывающих выработок	3.а. Без дополнительных вскрывающих выработок 3.б. С горизонтальными вскрывающими выработками 3.в. С наклонными вскрывающими выработками 3.г. С вертикальными вскрывающими выработками
4. Число горизонтов, вскрываемых главной выработкой	4.а. Одного горизонтная 4.б. Многогоризонтная

С помощью главных вскрывающих выработок осуществляется вскрытие шахтного поля с поверхности. Дополнительные вскрывающие выработки обеспечивают вскрытие пласта или свиты пластов из главных выработок. Выбор типа дополнительной вскрывающей выработки зависит от числа пластов, угла их падения и величины междупластья.

Шахтные поля с крутым и крутонаклонным залеганием пластов вскрываются вертикальными и наклонными стволами, расположенными внутри одной из свит разрабатываемых пластов, и этажными квершлагами. В Центральном районе Донбасса исключение составляет шахта им. Ю.А. Гагарина ГП "Артёмуголь", вертикальные стволы на которой расположены в лежащем боку месторождения. Способ подготовки шахтных полей – этажный с вертикальной высотой этажа 110-120 м. Этажи разрабатываются в нисходящем порядке.

Данная схема характеризуется отсутствием наклонных выработок и при её применении обеспечивается бесступенчатость схемы транспорта от очистного забоя до ствола. В то же время, эта схема требует частой углубки стволов для подготовки новых горизонтов.

Исходя из горно-геологических и горнотехнических условий разработки крутых пластов, фактического состояния по вскрытию полей шахт (наличие стволов и необходимость их реконструкции, максимальная глубина работы подъёмов), сохранения их годовой мощности и необходимости обеспечения безопасности работ при разработке пластов, склонных к внезапным выбросам, горным ударам и самовозгоранию, возможны различные схемы вскрытия новых горизонтов на больших глубинах.

Во всех представленных схемах максимальная глубина разработки принята равной 1700-1750 м для шахт, разрабатывающих коксующиеся угли, что соответствует изогипсе с отметкой –1500 м (глубина разведанных промышленных запасов на шахтах Центрального района Донбасса) и 1200 м для шахт, добывающих тощие марки угля. Вскрытие пластов на больших глубинах рекомендуется производить с подготовкой шахтных полей с увеличенной высотой этажа и разделением его на подэтажи.

Во всех вариантах схем вскрытия принят, как правило, нисходящий порядок отработки этажей в шахтном поле и сближенных пластов в группах при первоочередной разработке защитных пластов. Отработка запасов угля производится от этажных квершлагов или стволов к границе шахтного поля.

Схема 1. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится путём углубки существующих стволов и проведения этажных квершлагов (рис. 3.1).

Применение схемы 1 целесообразно для шахт со следующими отличительными признаками:

- наличие трёх стволов (клетевого для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей и подачи в шахту свежего воздуха, скипо-клетевого (или клетевого) для выполнения вспомогательных операций и выдачи породы, скипового для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха);

- последующее вскрытие горизонтов не связано с необходимостью поддержания на достигнутом уровне мощности шахты и, следовательно, с необходимостью выполнения реконструкции действующих или проходки новых стволов;

- опережающая на один этаж отработка защитных пластов.

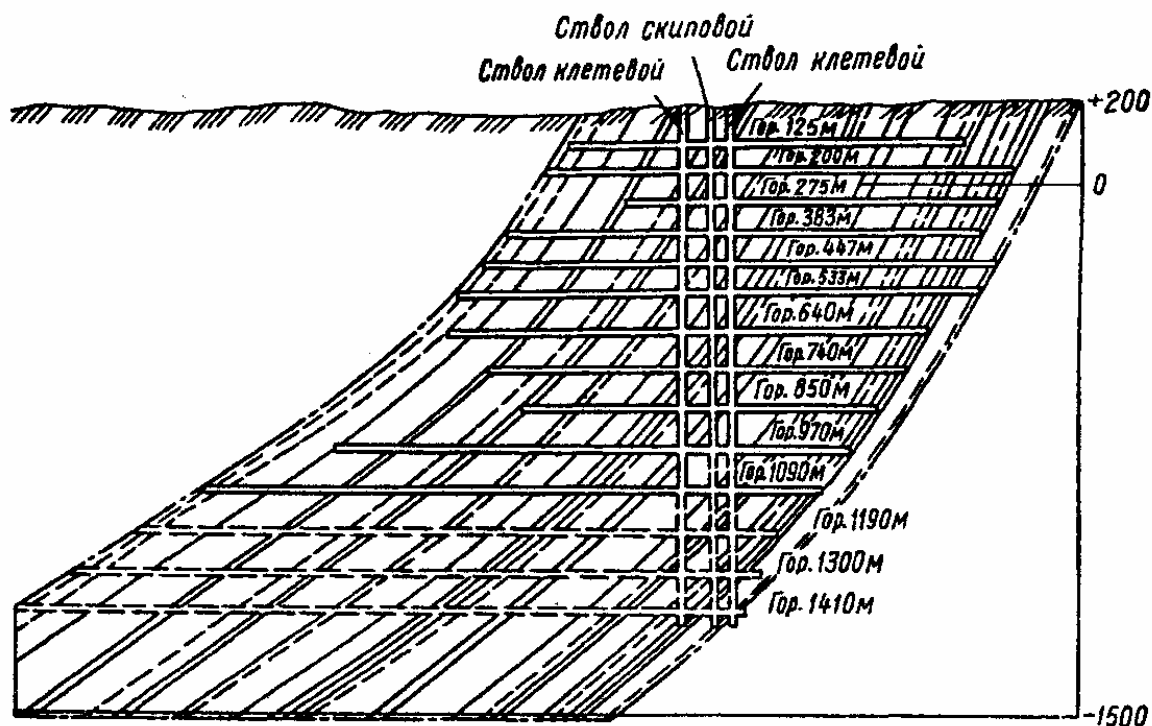


Рис. 3.1. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой действующих стволов и проведением этажных квершлагов

Схема 2. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах выполняется путём углубки существующих стволов и проведения нового ствола и этажных квершлагов (рис. 3.2). Очистные забои защитных пластов на нижележащем горизонте (опережающая на этаж разработка защитных пластов) отстают от забоев на основном горизонте на величину не менее расстояния между промквершлагами (300-500 м). Это обеспечивает изоляцию свежей струи воздуха для лав основного горизонта от исходящей струи лав защитного (нижележащего) горизонта, которая выводится на вентиляционный горизонт по сбойке, а также использование ранее проведенного откаточного штрека в качестве вентиляционного для нижней лавы.

Проведение нового ствола в дополнение к двум или трём действующим стволам вызывается необходимостью выполнения очередной реконструкции существующих стволов, обеспечения нормального развития горных работ и исключения снижения до-

бычи угля с переходом на новые горизонты. Необходимость реконструкции существующих стволов вызывается наличием сдерживающих развитие добычи факторов. Ввод в действие третьего или четвёртого ствола обеспечивает нормальную работу шахты без снижения добычи, своевременную подготовку новых горизонтов, реконструкцию существующих стволов и надёжное проветривание очистных и подготовительных забоев.

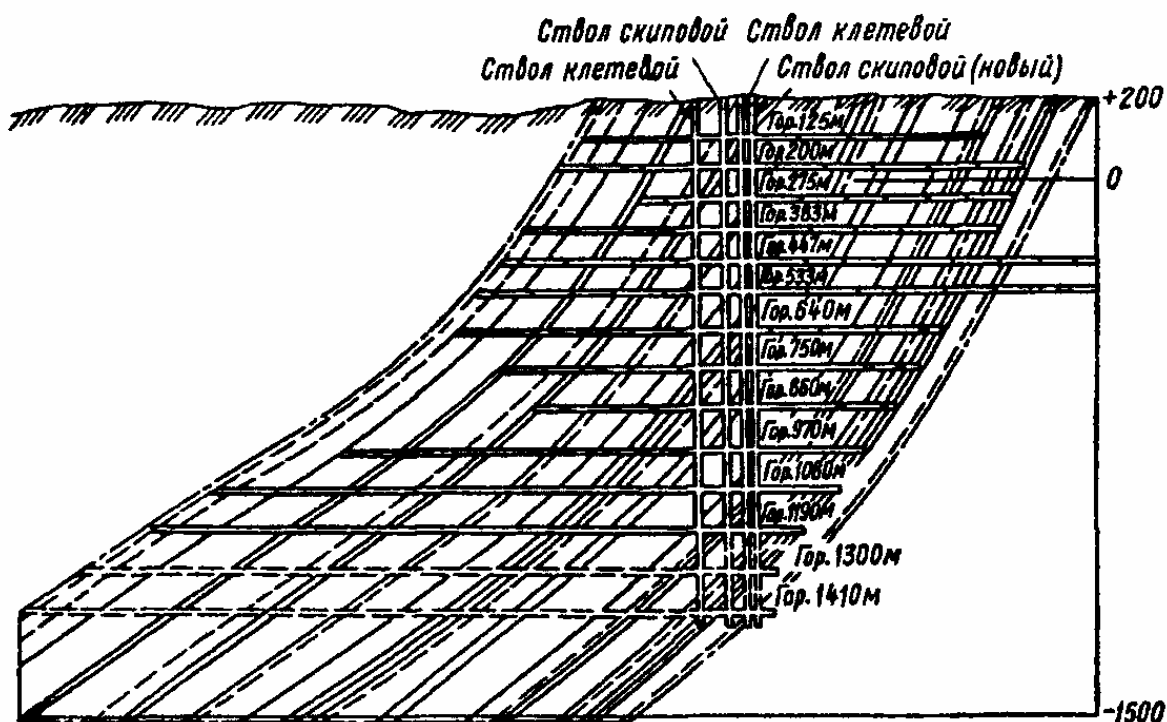


Рис. 3.2. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой действующих стволов, проведением нового ствола и этажных квершлагов

Схема 2 характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие двух или трёх стволов, из которых один или два (клетевые) используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей, выдачи породы и подачи в шахту свежего воздуха и один (скиповой) для выдачи угля (реже породы) и вывода исходящей струи воздуха;

- малые диаметры клетевых и скиповых стволов, что сдерживает развитие добычи шахты по факторам проветривания и производительности подъёмов;

- необходимость, с увеличением глубины разработки, выполнения реконструкции стволов (подъёмных машин, армировки и др.) и выделения отдельных подъёмов для выполнения работ по подготовке новых горизонтов;

- опережающая на один этаж отработка защитных пластов. Функции нового ствола устанавливаются на конкретном проектировании.

На шахтах, где требуется практически одновременная реконструкция клетевых и скиповых подъёмов, целесообразно и эффективно вновь проводимый ствол первоначально оборудовать скиповым и клетевым подъёмами, что обеспечивает решение вопросов по выдаче угля, подготовке нового горизонта и реконструкции одного из действующих стволов.

Схема 3. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится углубкой трёх действующих стволов и проведением нового вертикального скипового ствола и этажных квершлаггов (рис. 3.3). Указанная схема целесообразна тогда, когда работа подъёмов скипового ствола ограничена глубиной действующего горизонта, а при подготовке новых горизонтов необходимо осуществить его реконструкцию или провести с поверхности новый скиповый ствол.

Реконструкция подъёмов связана с остановкой скипового ствола и, следовательно, со значительной потерей добычи. Сооружение комплекса нового скипового ствола требует больших первоначальных капитальных затрат и не во всех случаях своевременно его проводят на подготавливаемый горизонт. С целью исключения потери добычи угля и отнесения затрат на сооружение комплекса нового скипового ствола на 10-15 лет проводится вертикальный ствол, уголь по которому намечается доставлять с нижележащих горизонтов. В дальнейшем новый скиповый ствол проводится с поверхности в створе со слепым скиповым стволом, что позволит снизить капитальные затраты и ускорить строительство нового ствола.

После проведения нового скипового ствола можно приступать к реконструкции действующего скипового ствола, а при необходимости и клетевых. Функции реконструируемых стволов и оснащение подъёмными сосудами определяются конкретным проектом.

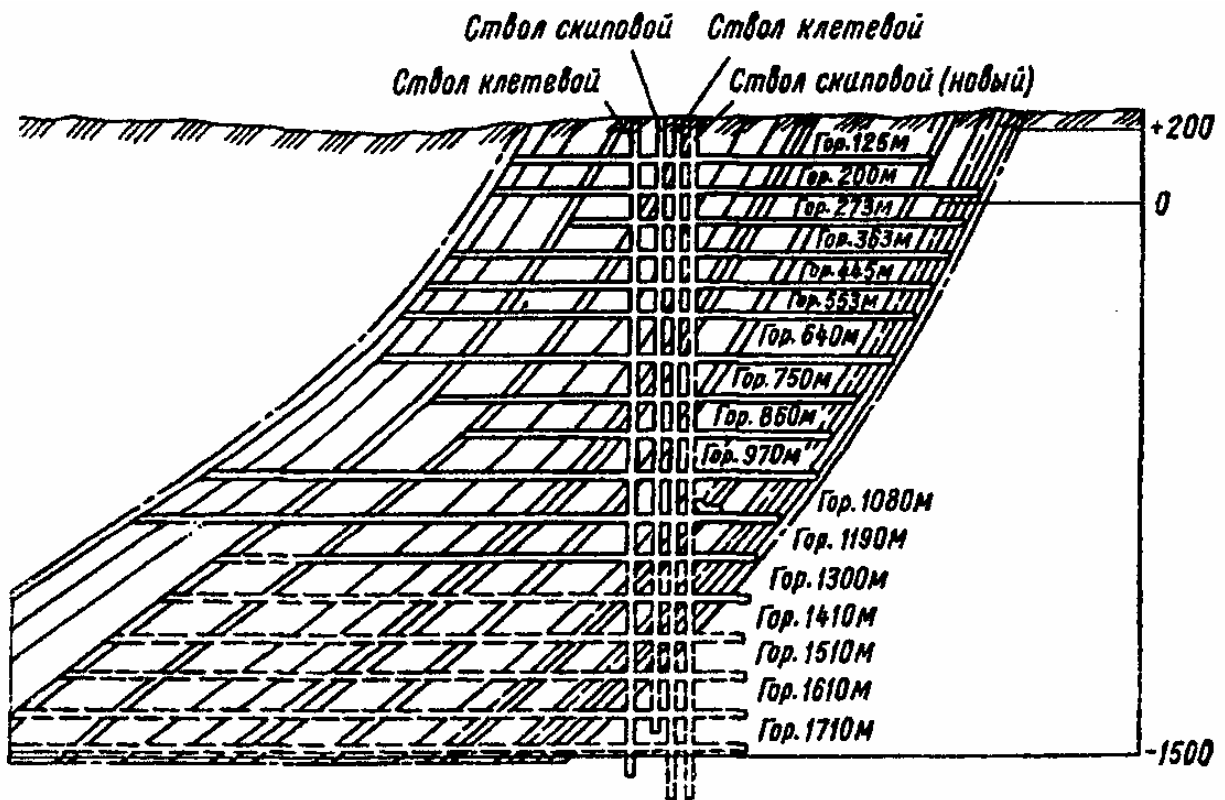


Рис. 3.3. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой действующих стволов, проведением нового скипового ствола и этажных квершлагов

Выпускаемые промышленностью шахтные подъёмные машины ограничивают работу слепого вертикального ствола на глубину до двух горизонтов, поэтому в перспективе для работы слепого ствола с глубины более двух горизонтов необходимо старый двигатель подъёмной машины заменить более мощным новым двигателем.

Схема 3 характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, из которых два (клетевые) используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма и подачи в шахту свежего воздуха и один ствол скиповой для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха;
- необходимость выполнения реконструкции подъёмов скипового ствола и выделения отдельных подъёмов для выполнения работ по подготовке новых горизонтов;
- опережающая на один этаж отработка защитных пластов.

Схема 4. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах, производится путём углубки трёх действующих стволов, проведения нового слепого вертикального ствола и этажных квершлагов (рис. 3.4). Указанная схема целесообразна тогда, когда необходимо обеспечить своевременный перевод шахт на ускоренную подготовку и отработку пластов одновременно на нескольких этажах. Слепой ствол сооружается заблаговременно, остальные два клетевых ствола углубляются скоростным методом с применением комплексов КТВ или буровзрывным способом.

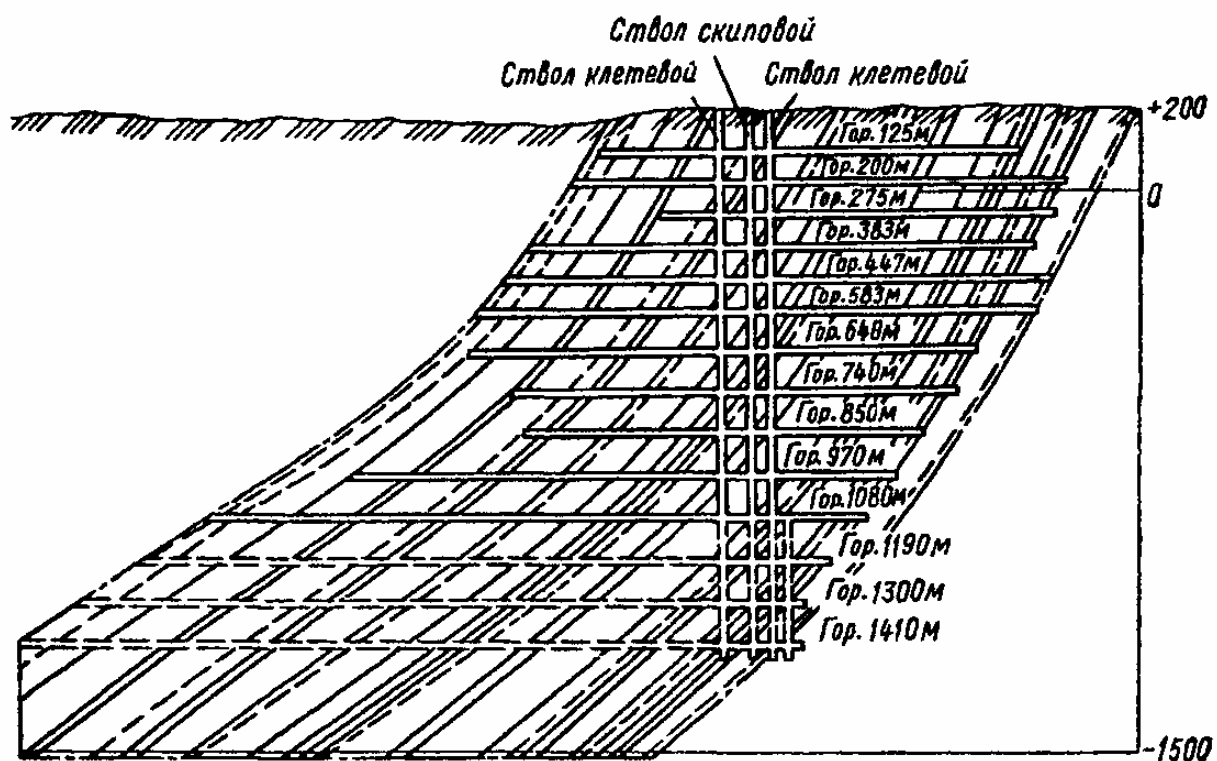


Рис. 3.4. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой действующих стволов, проведением нового слепого клетевых ствола и этажных квершлагов

Схема 4 характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, из которых два (клетевые) используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей и подачи в шахту свежего воздуха и один скиповой для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха; ведение очистных работ на нескольких горизонтах;

- недостаточная производительность клетевых подъёмов при необходимости выделения их для выполнения работ по подготовке новых горизонтов;

- опережающая на один этаж отработка защитных пластов.

Схема 5. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится путём углубки одного действующего ствола (скипового или клетевого), проведения двух новых слепых стволов и этажных квершлагов (рис. 3.5). Указанная схема целесообразна тогда, когда работа подъёмов клетевых стволов или клетевого и скипового ограничена глубиной действующего горизонта, а при подготовке новых горизонтов необходимо произвести их реконструкцию. Проведение слепых стволов даёт возможность на первом и последующих этапах не производить углубку клетевых или клетевого и скипового стволов.

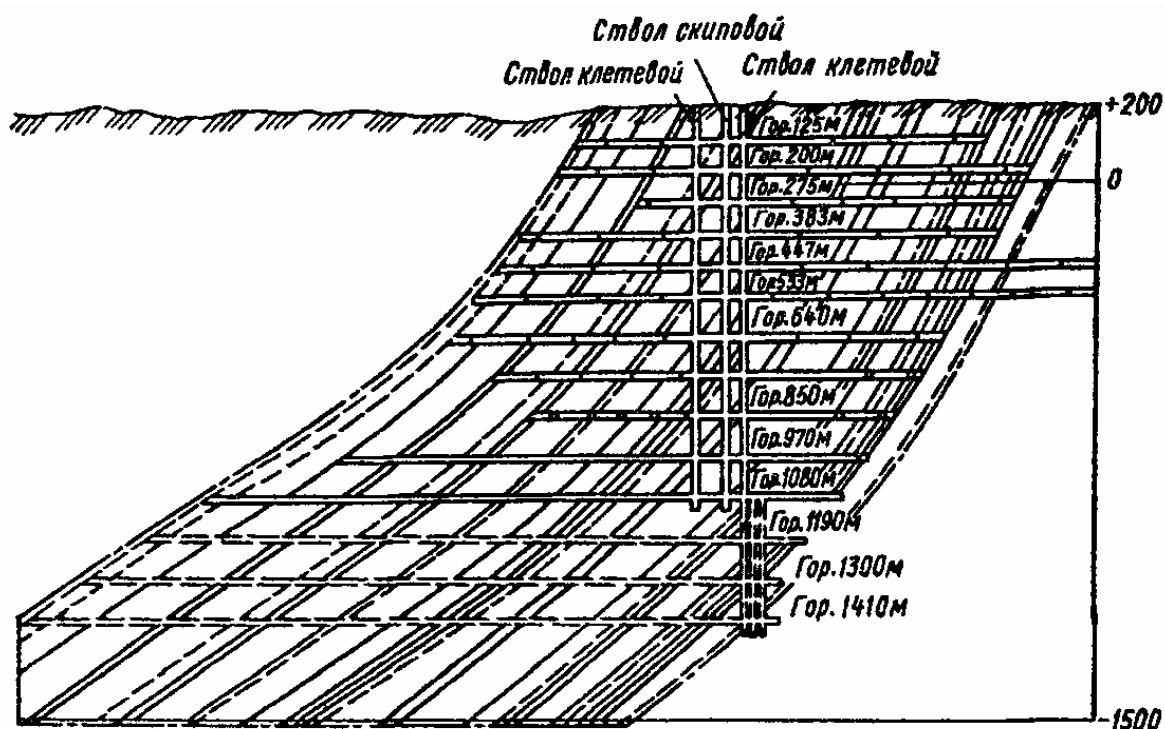


Рис. 3.5. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой одного действующего ствола, проведением двух новых слепых стволов и этажных квершлагов

Схема 5 характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, из которых два используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей и

подачи в шахту свежего воздуха и один для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха;

- ограниченная производительность двух стволов глубиной действующих горизонтов, а также, при необходимости, выделение их для выполнения работ по подготовке новых горизонтов;

- невозможность реконструкции стволов без потери добычи;

- отсутствие подъёмов для выполнения работ по подготовке и развитию новых горизонтов;

- опережающая на один этаж отработка защитных пластов.

Схема 6. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится углубкой двух действующих (клетевого и скипового) стволов, проведением нового вертикального слепого клетевого ствола и этажных квершлагов (рис. 3.6).

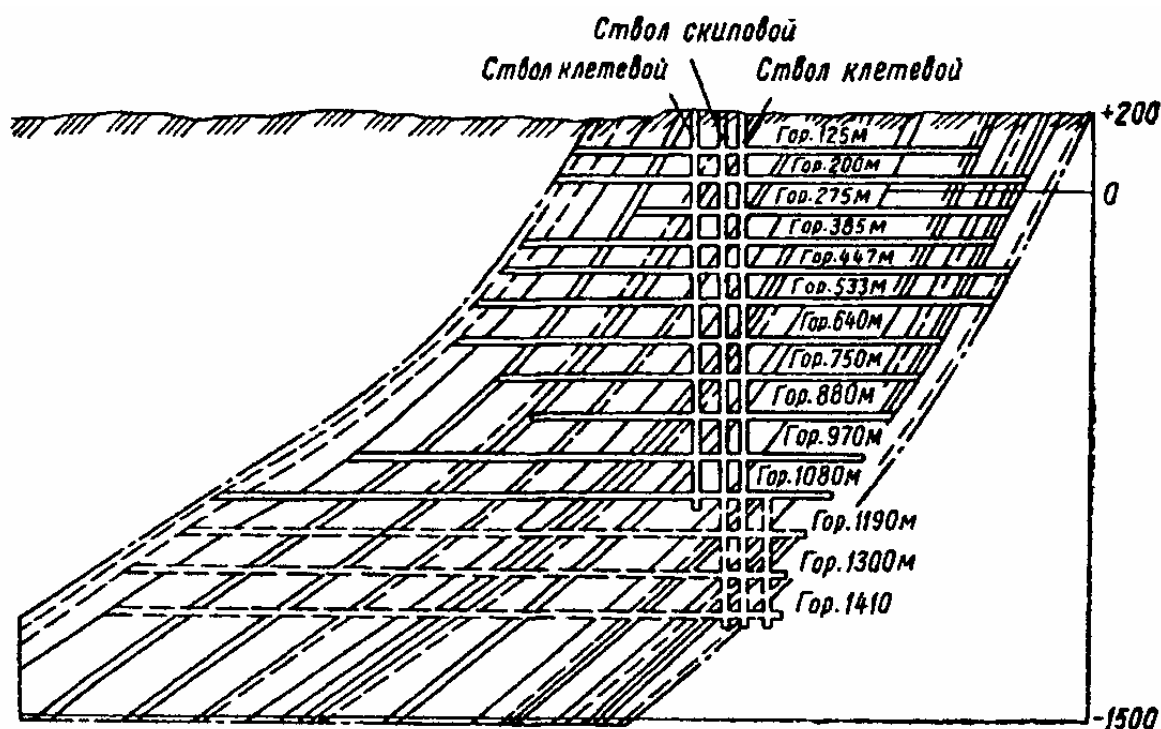


Рис. 3.6. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой двух действующих стволов, проведением нового слепого клетевого ствола и этажных квершлагов

Схема 6 целесообразна тогда, когда работа одного клетевого ствола ограничена глубиной действующего горизонта, а для подготовки новых горизонтов необходима его реконструкция на

длительный период. Она характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, из которых два используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей и подачи в шахту свежего воздуха и один для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха;
- необходимость выполнения реконструкции на длительный период подъёмов одного из клетевых стволов и выделения отдельных для выполнения работ по подготовке новых горизонтов;
- опережающая на один этаж разработка защитных пластов.

Схема 7. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится углубкой двух действующих вспомогательных стволов, проведением нового слепого скипового ствола и этажных квершлагов (рис. 3.7). Указанная схема целесообразна, когда работа скипового ствола ограничена глубиной действующего горизонта. Для ведения горных работ на новом горизонте необходима его реконструкция.

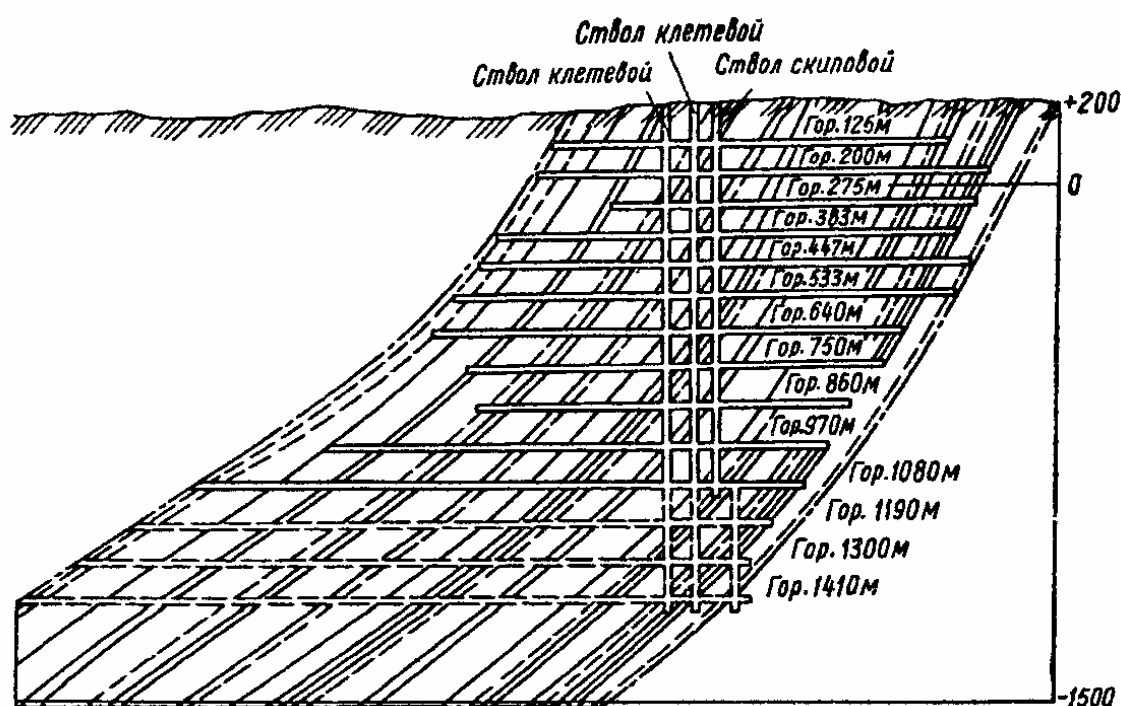


Рис. 3.7. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой двух действующих стволов, проведением нового слепого скипового ствола и этажных квершлагов

Схема характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, из которых два используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей и подачи в шахту свежего воздуха и один для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха;
- необходимость осуществления реконструкции скипового ствола и выделения отдельных подъёмов для выдачи угля с нового горизонта;
- опережающая на один этаж отработка защитных пластов.

Схема 8. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится углубкой клетевоегo ствола, проведением нового слепого клетевоегo ствола, уклона и этажных квершлагов (рис. 3.8). Выемка угля в защитных пластах производится с опережением на один этаж. Указанная схема целесообразна, когда работы подъёмов скипового и одного клетевоегo стволов ограничены глубиной действующего горизонта, а для работы с новых горизонтов необходимо выполнить их реконструкцию. Проведение слепого клетевоегo ствола и уклона даёт возможность на первом и последующих этапах не углублять клетевую и скиповую стволы.

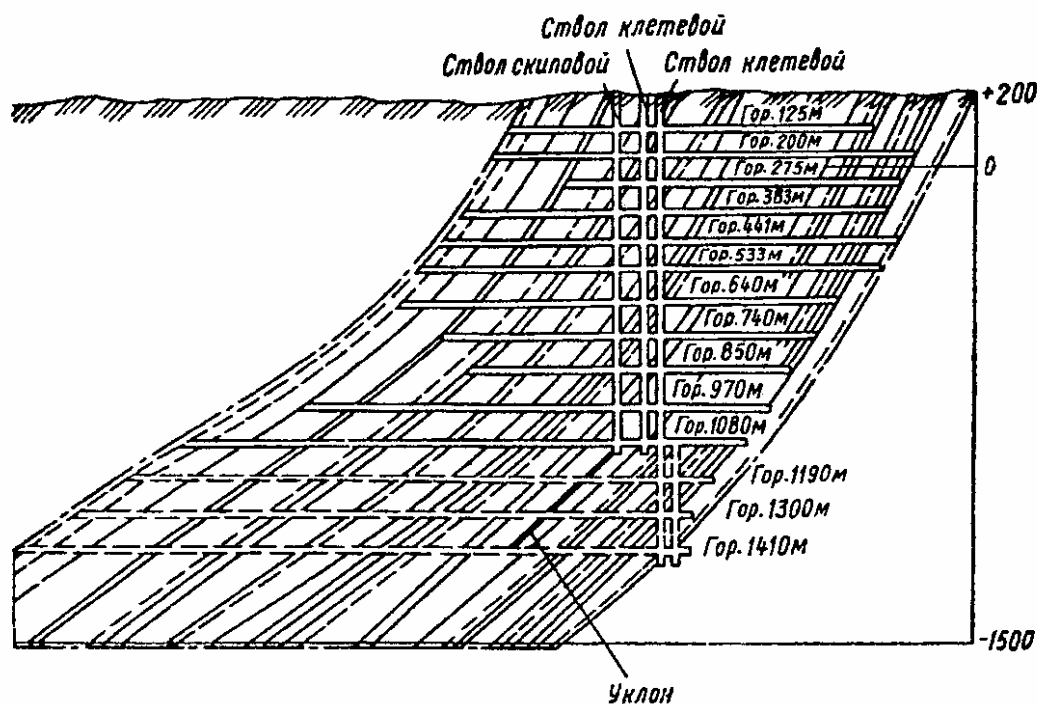


Рис. 3.8. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой клетевоегo ствола, проведением нового слепого клетевоегo ствола, уклона и этажных квершлагов

Схема 8 характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, из которых два используются для выполнения вспомогательных операций, спуска-подъёма людей и подачи в шахту свежего воздуха и один для выдачи угля и вывода исходящей струи воздуха;
- ограниченная производительность одного клетевого и скипового стволов глубиной действующих горизонтов;
- невозможностью реконструкции клетевого и скипового стволов без потери добычи угля;
- отсутствие подъёмов для ведения горных работ на новых горизонтах.

При практическом применении схем 1-8 необходимо предусматривать на защитных и основных горизонтах одновременную разработку пластов не только защитных, но и защищенных с целью повторного использования откаточных штреков основного горизонта в качестве вентиляционных для защиты горизонта и уменьшения объёма околовольных дворов защитного и основного горизонтов. Последнее может быть достигнуто путём перепуска угля с основного горизонта и специализацией клетевых стволов по горизонтам.

Схема 9. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится углубкой двух действующих вспомогательных стволов, проведением уклона и этажных квершлагов (рис. 3.9).

Схема 9 целесообразна, когда работа скипового ствола ограничена глубиной действующего горизонта, а для выдачи угля с нового горизонта необходима его реконструкция с потерей добычи на длительный срок. Схема характерна для шахт, отличительными признаками которых являются:

- наличие трёх стволов, два из которых вспомогательные и один главный для выдачи угля;
- необходимость выполнения реконструкции скипового ствола и выделения отдельных подъёмов для выдачи добычи с нового горизонта;
- опережающая на один этаж отработка защитных пластов.

Указанная схема вскрытия отличается от схемы 7 проведением уклона вместо слепого скипового ствола. При рассмотрении вскрытия шахты по схемам 7 и 9 предпочтение отдаётся наиболее экономичной, с меньшим сроком строительства

и более высокими основными показателями, которые устанавливаются технико-экономическим анализом при конкретном проектировании.

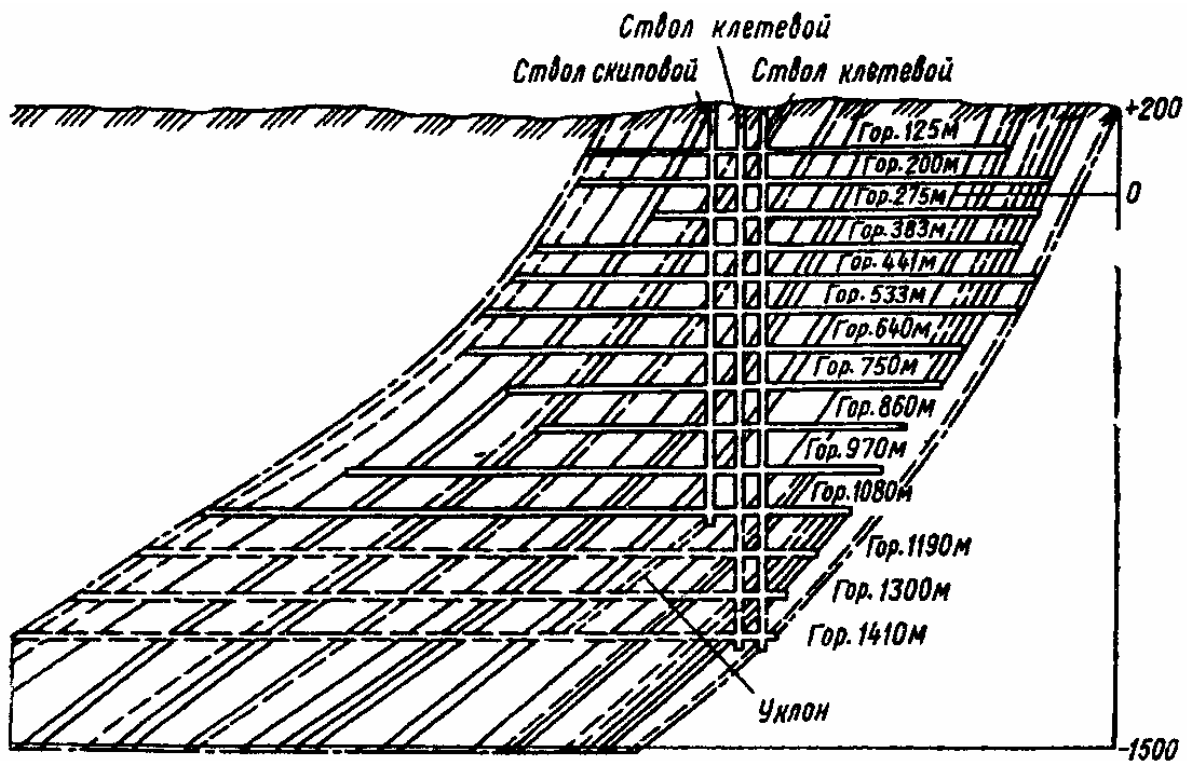


Рис. 3.9. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой двух действующих вспомогательных стволов, проведением уклона и этажных квершлагов

В отдельных горно-геологических и горнотехнических условиях вскрытие пластов на новых горизонтах целесообразно производить углубкой двух действующих вспомогательных стволов и проведением уклона сразу на несколько горизонтов или последовательно углубляемого по мере развития горных работ.

Схема 10. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится слепыми стволами, центральными блоковыми квершлагами и диагональными уклонами (рис. 3.10 и 3.11).

Схема 10 позволяет увеличить высоту этажа, по сравнению с обычной, в 2-3 раза и разделять его на подэтажи с возможностью дифференцированного выбора высоты подэтажей в зависимости от выбороопасности пластов, устойчивости вмещающих пород, механизации очистных работ и мощности разрабатываемых весьма тонких пластов.

Ниже действующего горизонта шахтное поле разделяется на два блока-крыла.

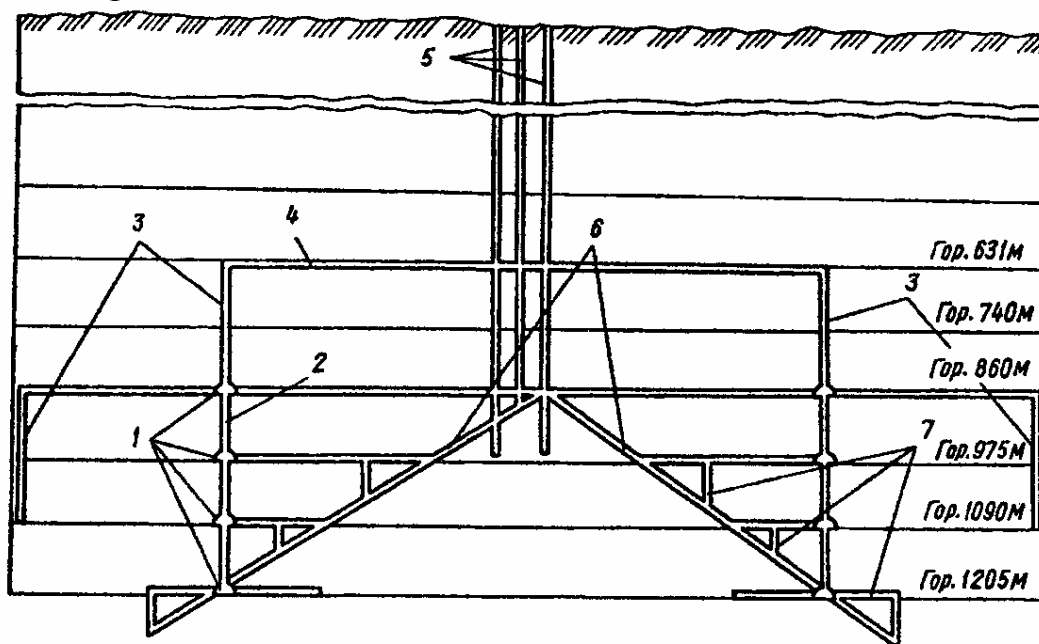


Рис 3.10. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах слепыми стволами, центральными блоковыми квершлагами и диагональными уклонами:

1 - центральный квершлаг; 2 - слепой ствол; 3 - гезенк; 4 - вентиляционный штрек; 5 - ствол; 6 - уклон; 7 - бункер

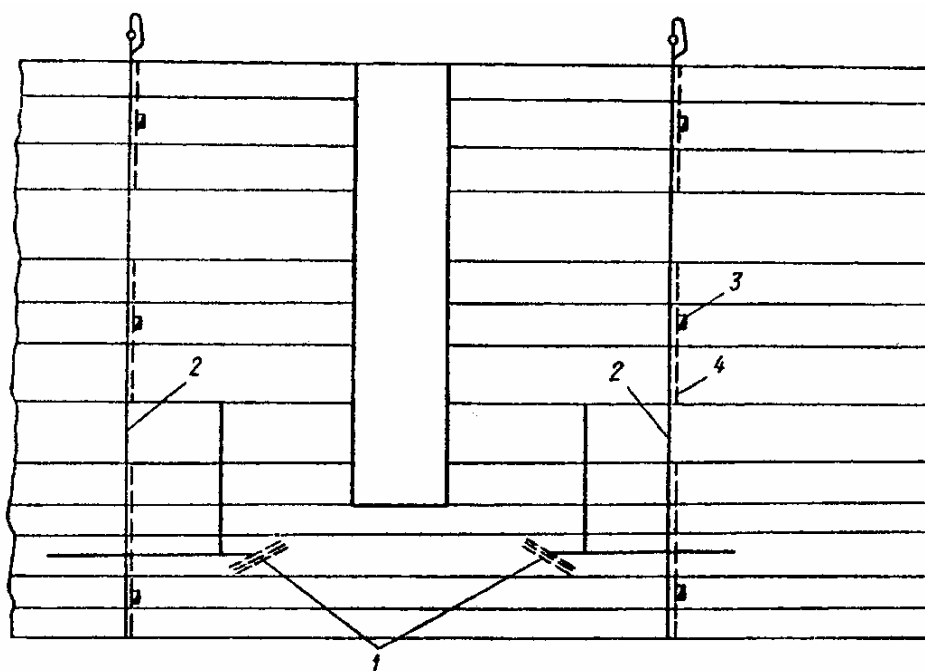


Рис 3.11. Горизонтальная схема вскрытия этажа (подэтажа):

1 - уклон; 2, 4 - центральный боковой и промежуточный вентиляционные квершлаг; 3 - гезенк

На каждом подготавливаемом горизонте в блоках проводятся центральные блоковые квершлагги, а в лежащем боку свит разрабатываемых пластов по центру крыльев шахтного поля - слепые вспомогательные стволы. На уровне горизонтов подэтажей у слепых стволов сооружают приёмно-отправительные площадки, которые соединяют с подэтажными квершлаггами.

С действующего основного горизонта на каждом крыле шахтного поля проводится диагональный уклон в устойчивых породах под углом 14-15° к горизонтальной плоскости. На уровне подэтажей между уклонами и центральными боковыми квершлаггами сооружаются челноковые околоствольные дворы, выполняемые в виде участков полевых штреков с камерой разгрузки вагонеток, которая соединяется с уклоном бункером.

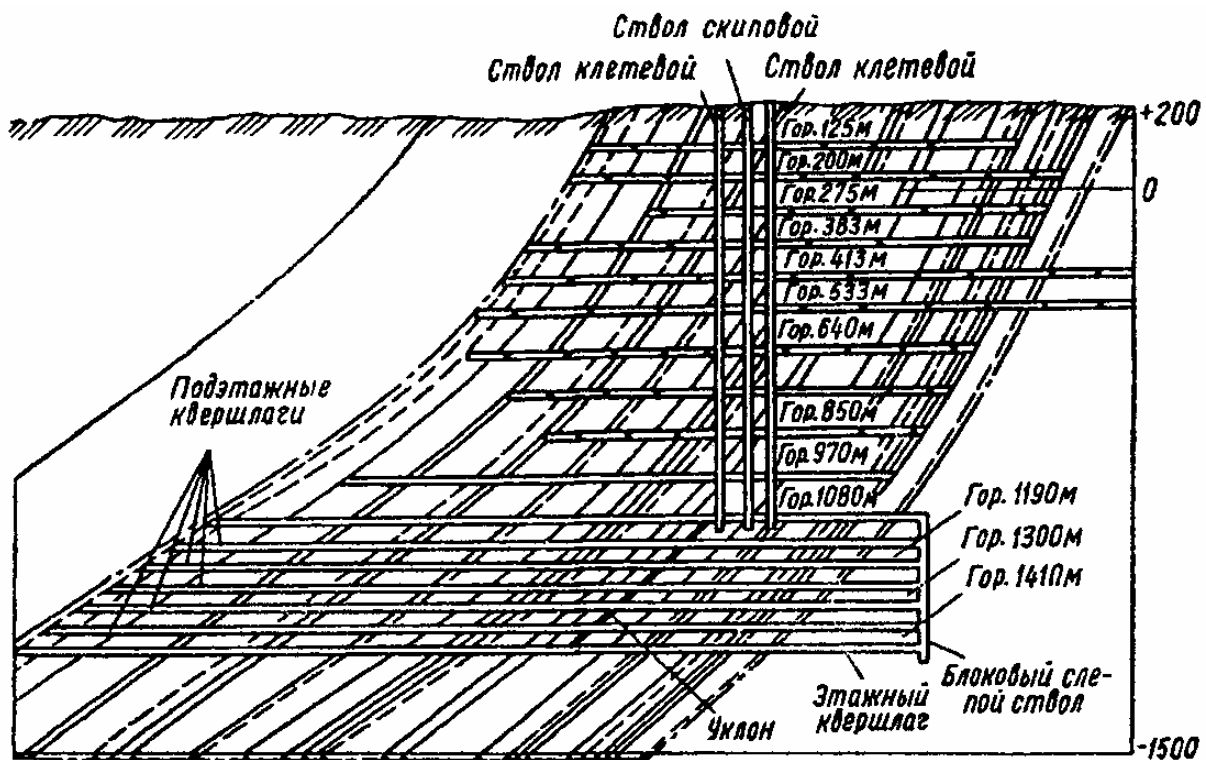


Рис. 3.12. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах вертикальными стволами и уклоном с разделением этажа на подэтажи

В рассматриваемой схеме предусматривается возможность дифференцированного подхода к выбору высоты подэтажей (рис. 3.12). При разработке пластов с боковыми породами не ниже средней устойчивости и оборудовании очистных забоев

выемочными комбайнами с индивидуальной крепью и комплексами вертикальная высота подэтажей принимается равной 120 м; при разработке маломощных пластов с неустойчивыми боковыми породами (или при значительных присечках породы), а также выбросоопасных пластов – 60 м. При применении щитовых агрегатов выемка угля производится на высоту этажа.

Технологические операции, такие как транспортировка угля и проветривание выработок, выполняются следующим образом. Из очистных забоев уголь поступает в откаточные выемочные штреки, откуда в вагонетках транспортируется по подэтажным квершлагам к камерам разгрузки челноковых околоствольных дворов. Далее уголь поступает в бункеры-накопители и затем на конвейер уклона, которым подаётся в загрузочное устройство основного околоствольного двора, и скипами выдаётся на поверхность.

Свежая струя воздуха по стволам поступает в воздухоподающие групповые (магистральные) выработки основного горизонта, по которым подаётся к слепым стволам. От слепых стволов воздух поступает в подэтажные блоковые квершлагги, выемочные штреки и далее в лавы. Исходящая из лав струя воздуха направляется в участковые вентиляционные штреки, фланговые блоковые (групповые) квершлагги, фланговые вентиляционные гезенки и фланговые блоковые или промежуточные вентиляционные квершлагги основного горизонта и далее по групповым вентиляционным штрекам поступает в центральный квершлаг шахты и в ствол. Схема проветривания крыльев блоков, примыкающих к центральному этажному квершлаггу шахты, отличается от описанной отсутствием вентиляционных звеньев, представленных групповыми вентиляционными квершлаггами основных горизонтов.

Альтернативными являются варианты проветривания шахт с сооружением центральных блоковых (групповых) вентиляционных квершлаггов и выводом исходящей струи из крыльев блоков по выработкам вентиляционного горизонта, расположенного выше основного, а также подача свежей струи воздуха к слепым стволам по специальному вентиляционному штреку.

Для доставки людей и вспомогательных грузов используются существующие клетевые и сооружаемые слепые стволы. Для транспорта людей и породы к дробильному комплексу могут быть использованы уклоны, которые необходимо оборудовать дополнительным конвейером.

Рассматриваемая схема характерна для вскрытия и подготовки крутых пластов на больших глубинах для всех шахт Центрального района Донбасса. Преимущества её заключаются в следующем:

- осуществляется оптимальное воздухораспределение по выработкам и уменьшается их объём по условиям проветривания;
- повышается производительность работы подъемных установок в результате организации работы двухсосудных подъемов с одного горизонта, уменьшается объём проведения выработок по вскрытию и подготовке новых горизонтов;
- расширяется область применения региональных способов борьбы с внезапными выбросами угля и газа;
- увеличиваются нагрузки на лавы и мощности шахт по горному фактору;
- исключается проблема проведения выемочных штреков по завалу и уменьшается объём их проведения за счёт повторного использования откаточных выработок в качестве вентиляционных.

Схема 10 характеризуется наибольшей экономической эффективностью, поскольку в ней вместо слепых стволов проводятся наклонные рельсовые диагональные блоковые выработки для транспорта вспомогательных материалов.

Схема 11. Вскрытие крутых пластов на новых горизонтах производится углубкой существующих стволов, проведением нового ствола, общим для группы шахт, диагональных уклонов и этажных квершлагов (рис. 3.13).

Генеральной схемой развития шахт Центрального района Донбасса намечается проведение новых стволов на ряде соседних шахт. При таком технологическом решении производительность подъёмов отдельных шахт характеризуется избыточным резервом. По этой причине возможно исключение из эксплуатационной деятельности отдельных существующих стволов без их дальнейшей реконструкции. С целью полезного использования высокой производительности отдельных стволов и более эффективного освоения основных фондов, отдельные шахты целесообразно технологически объединить путём вскрытия их горизонтов общим стволом.

Новый центрально отнесённый скиповой ствол следует проводить в лежачем боку свит разрабатываемых пластов и использовать его общим для соседних шахт, основные транспортные выработки которых соединяются диагональными уклонами с помощью

полевых штреков и квершлагов. Новый скиповый ствол оборудуется двумя угольными подъёмами.

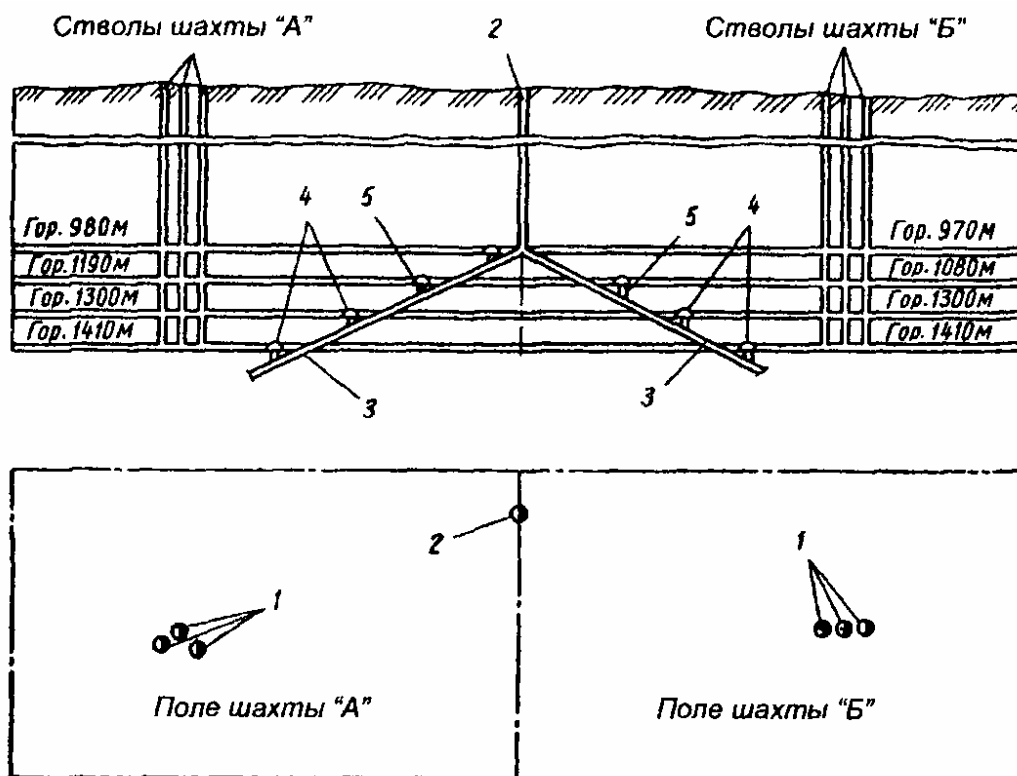


Рис. 3.13. Схема вскрытия крутых пластов на новых горизонтах углубкой действующих стволов, проведением нового ствола для группы шахт, диагональных уклонов и этажных квершлагов:
1 - существующий ствол; 2 - новый общий ствол; 3 - уклон; 4 - квершлаг; 5 - бункер

В случае вскрытия пластов общим стволом уменьшаются капитальные затраты на проведение новых стволов в 2 раза. Если, по условиям поверхности, строительство общего для двух шахт ствола невозможно или связано со значительными затратами на освоение территории строительства, сооружение постоянных ЛЭП, автомобильных и железных дорог, подвод сетей и коммуникаций, то новый общий ствол целесообразно сооружать на одной из действующих промплощадок шахт, используя при этом в качестве основных транспортных выработок групповые штреки.

В условиях большой производительности стволов смежных шахт целесообразно проведение в соответствие мощностей шахт по условиям подъёмов и по горному фактору. Решение этой задачи возможно двумя путями: увеличением мощности отдельных шахт или их объединением.

Схема 12. Вскрытие крутых пластов смежных шахт производится углубкой существующих стволов с опережающей разработкой защитных пластов глубокой шахты (рис. 3.14). Объединение смежных шахт горными работами позволяет решить задачу технологической подготовки и разработки на один-два этажа выбороопасных пластов путём заблаговременной отработки защитных пластов на неглубоких шахтах через стволы другой, соседней глубокой шахты.

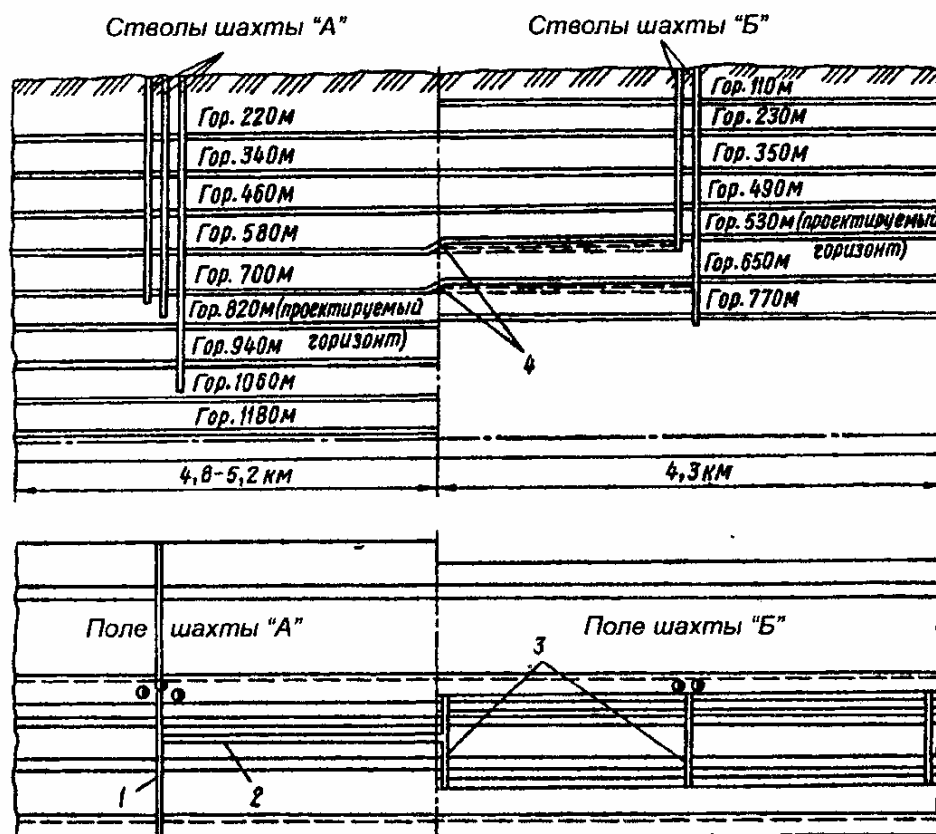


Рис. 3.14. Схема вскрытия пластов на новых горизонтах углубкой действующих стволов с опережающей разработкой защитных пластов глубокой шахтой:

1 - главный квершлаг; 2 - полевой групповой штрек; 3 - квершлаг; 4 - наклонная выработка

Целесообразность такого технологического решения подтверждается условиями эксплуатации ряда шахт.

Для опережающей отработки защитных пластов в поле шахты "А" используются существующие полевые штреки шахты "Б", которые проведены до границы шахты в устойчивых песчаниках, расположенных между пластами k_7 и l_1 . У общей границы шахтных

полей проводится промежуточный квершлаг, которым вскрываются защитные пласты k_5^2 , k_6 и l_5 . Защитные пласты разрабатываются по сплошной системе с поддержанием и повторным использованием откаточных штреков в качестве вентиляционных. Первоначально защитные пласты вскрываются и подготавливаются на гор. 580 и 700 м, а затем на более глубоких горизонтах.

С целью обслуживания горных работ шахты "А" вспомогательными стволами шахты "Б", основные подготовительные выработки соседних шахт соединяются между собой дополнительными комплексами горных выработок, оборудованных подъёмно-транспортными устройствами (слепые стволы, уклоны, ходки и др.)

При опережающей разработке защитных пластов шахты "А" шахтой "Б" представляются альтернативными следующие решения:

- по условиям проветривания - шахты проветриваются автономно или включаются в одну вентиляционную единицу;
- по условиям подъёма угля и породы - подъём производится через стволы шахты "А" и скиповым стволом шахты "Б", на западном крыле - через стволы шахты "Б", на восточном - скиповым стволом шахты "А".

При использовании ствола №2 шахты "Б" для отработки кондиционных пластов шахты "А" возможны следующие решения:

- шахты сохраняются в качестве независимых производственных единиц, а взаимные услуги оплачиваются на договорных началах;
- шахты объединяются в единую административную единицу, выбор наиболее эффективного решения производится на основе технико-экономических расчётов.

Схема 13. Вскрытие крутых пластов мелких шахт производится вновь проводимыми вертикальными стволами (рис. 3.15).

На восточном фланге главной антиклинали Центрального района Донбасса расположена группа мелких шахт, вскрытых наклонными стволами, которые фактически уже исчерпали свои возможности по условиям подъёмов. При реконструкции таких шахт целесообразно проводить новые вертикальные стволы. После ввода в эксплуатацию таких стволов существующие наклонные стволы могут быть использованы для доработки запасов на верхних этажах. В связи с этим, целесообразна реализация технологической схемы, включающей разделение шахтного поля по вертикали на два

блока с автономным их обслуживанием. Разделение шахт по вертикали на автономные блоки позволяет увеличить их мощность по горному фактору.

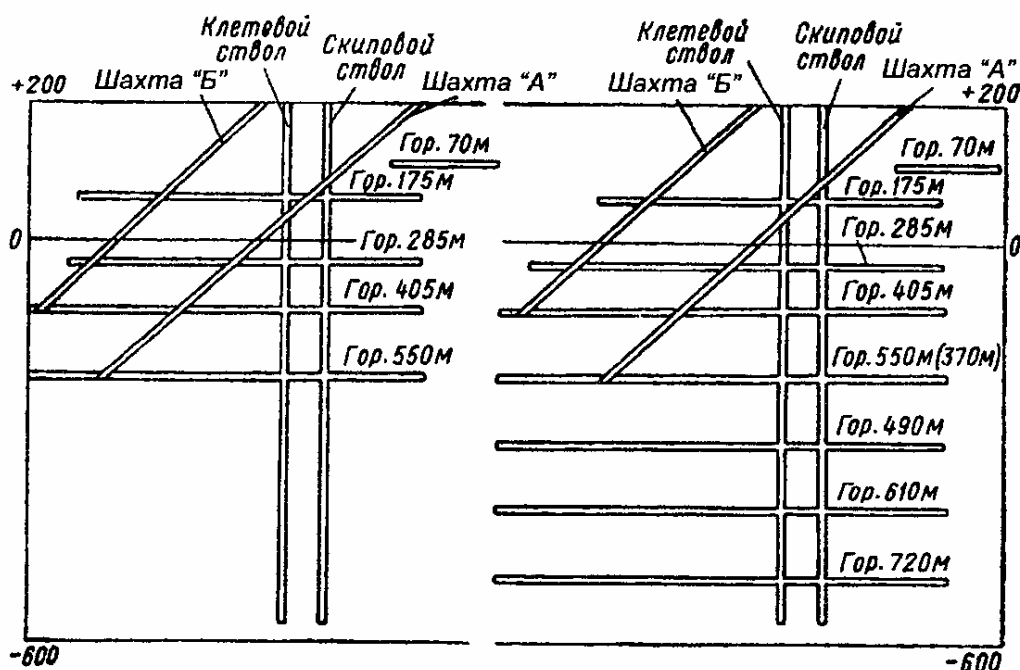


Рис. 3.15. Схема вскрытия крутых пластов мелких шахт вертикальными стволами

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 ($V_n = 20$ 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 ос-

тановки стволов для ремонтных работ или выделения специальной смены для их производства.

Процесс подготовки нового горизонта на шахтах района условно можно разделить на три периода по углубке ствола и два - по проходке горизонтальных выработок.

Первый период (подготовка и углубка). Он состоит из следующих этапов:

- строительство камеры подъёмной машины на существующем горизонте в 10-15 м от ствола;

- сооружение предохранительного зумпф-полка под действующим отделением ствола с устройством ёмкости 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 надшкивной площадки;

- монтаж подъёмной 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 монтаж бетонопровода;

- углубка ствола (создание технологического отхода) для возможности устройства полка-площадки под лебёдки.

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 дробленой породой и др.).

На шахтах района разделка сопряжений скиповых стволов, как правило, производится в следующей последовательности. Ствол углубляется на 4-5 м ниже отметки горизонта, образуя временную ёмкость. С подвешного полка производятся работы по

обурированию и креплению сопряжений. Взорванная порода аккумулируется во временной ёмкости 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 ведётся его дальнейшая углубка. Камера дозаторов и течка от загрузочной камеры до бункера опрокида проводятся со стороны ствола с установкой временной крепи, при этом порода самотёком попадает в ствол, где пневмопогрузчиками грузится в бадьи. Затем завершается углубка ствола на заданную отметку. При наличии неустойчивых пород сопряжений камеры загрузочных устройств крепятся железобетоном с использованием арок и металлических балок для перекрытия.

Сопряжения грузолоудских стволов, имеющих большие площади поперечного сечения, по данной технологии выполняются 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 5-10м в обе стороны от ствола на положенную высоту и крепится временной металлической рамной крепью. После контрольной проверки отметок части сопряжения (свода) крепятся бетоном. Дальше ствол углубляется до нижней отметки горизонта и проводится нижняя часть сопряжения в обе стороны короткими заходками с устройством фундаментов с возведением стен.

Накопленный шахтостроительными организациями опыт работ показывает, что использование временного подъёма для разделки сопряжений целесообразно лишь до тех пор, пока длина приствольной выработки не превысит возможный отброс в сечение ствола взрываемой в её 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 подъёма на подготавливаемый горизонт.

Четвёртый 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 счёт общешахтной депрессии. К ним относятся сбойки между стволами и выработки, располагаемые у грузолюдского 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 КМП по обмену вагонеток. В отдельных случаях КМП монтируется после отхода выработок от ствола на 30-40 м. После пуска этого комплекса горные работы возобновляются.

Пятый период (развёрнутое строительство нового горизонта). В первую очередь проводятся выработки, определяющие критический путь строительства (главные и промежуточные квершлагги, групповые и пластовые штреки), и, по мере создания определённого фронта работ, выработки не критического пути строительства (камеры, протяжённые 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:

$$t_{\text{гор}} = t_1 + t_2 + \dots + t_7, \quad (3.1)$$

где $t_1 \div t_7$ – продолжительность оснастки ствола под углубку, углубки ствола и рассечки сопряжений, монтажно-демонтажных работ в стволе после углубки, проведения первоочередных горизонтальных выработок, монтажа у ствола постоянного комплекса обмена вагонеток, 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:

$$t_1 = t_{1.1} + t_{1.2} + \dots + t_{1.7} + t_n + 13 \cdot \sigma_1, \quad (3.2)$$

где $t_{1.1} \div t_{1.7}$ – продолжительность проведения камеры подъёмных машин для углубки, монтажа камеры подъёмных машин, сооружения предохранительного зумпф-полка, сооружения предохранительного полка над надшкивной

площадкой, монтажа подъёмной машины и подшкивных площадок, сооружения на горизонте разгрузочного бункера, перестилки путей, устройства камеры для размещения бетономешалки и для монтажа бетонопровода, углубки ствола (технологический отход) для размещения полка-площадки под лебёдки, мес.;

t_n – продолжительность оснастки ствола по проекту, мес.;

σ_I – булева переменная, принимающая значения $\sigma_I=0$ при $t_n=t_\phi$ и $\sigma_I=1$ при $t_n < t_\phi$;

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

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

$$t_2 = \frac{l_y + l_{m.o.}}{T_y} + \frac{V_{c.o.}}{T_{n.k}}, \quad (3.3)$$

где l_y – суммарная длина углубляемой части ствола, м;

$l_{m.o.}$ – длина технологического отхода, м;

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

$V_{c.o.}$ – объём сопрягающихся со стволами выработок, проводимых в период его углубки, м³.

Темпы проведения стволов зависят от диаметра ствола и объёмов 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 вида:

$$T_y = a - B \cdot D,$$

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

D – диаметр ствола, м.

В выбросоопасных песчаниках темпы проведения выработок снижаются на 30%, поэтому при расчётах темпы углубки необходимо определять по формуле:

$$T_y^1 = k \cdot T_y,$$

где $k = 0,7$ – коэффициент, учитывающий снижение темпов проведения выработки в выбросоопасных песчаниках.

Продолжительность монтажно-демонтажных работ в углубленной части ствола может быть определена из выражения:

$$t_3 = t_{3.1} + t_{3.2} + \dots + t_{3.6}, \text{ мес.};$$

где $t_{3.1} = 1$ – продолжительность монтажа в стволе капитального полка, постоянного оборудования и стволовой опалубки;

$t_{3.2} = 0,5$ – продолжительность монтажа подвесного полка;

$t_{3.3} = 1$ – продолжительность демонтажа проходческого оборудования створчатой опалубки, снятия труб и кабелей;

$t_{3.4}$ – продолжительность армировки ствола с навеской проводников из труб и кабелей, мес.;

$t_{3.5} = 3$ – продолжительность демонтажа предохранительных полков;

$t_{3.6} = 1$ – продолжительность стыковки армировки ствола.

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

$$t_y = 20 + 15 \cdot n_2 + n_6 \cdot t_6 + 13 \cdot \sigma_1 - 8 \cdot \sigma_2, \quad (3.4)$$

где n_2 – число одновременно вскрываемых стволами новых горизонтов;

n_6 – число пластов, вскрываемых стволом;

t_6 – продолжительность вскрытия одного угольного пласта, мес.;

σ_2 – булева переменная, принимающая значения $\sigma_2 = 0$ при наличии технологического отхода и камер лебедек, $\sigma_2 = 1$ при отсутствии технологического отхода и камер лебедек.

На рис. 3.16 приведен график продолжительности углубки стволов в зависимости от числа одновременно вскрываемых горизонтов (при $\sigma_1 = \sigma_2 = 0$).

Продолжительность проведения горизонтальных выработок также зависит от числа и мощности вскрываемых выбросоопасных пластов и пород, а также от типа выработки. Согласно СНиП, темпы проведения выработок нормированы и составляют: для околоствольных дворов – 400 м³/мес., для квершлагов и полевых штреков – 70 м/мес., для пластовых выработок – 100 м/мес. С учётом этого, продолжительность проведения горизонтальных выработок, лежащих на критическом пути строительства, может быть определена по формуле:

$$t_4 = t_{4.1} + t_{4.2} + \dots + t_{4.5},$$

где $t_{4.1} \div t_{4.5}$ – продолжительность проведения выработок в пустых невыбросоопасных породах, расположенных в пределах околоствольных дворов, в пустых невыбросоопасных породах за пределами околоствольных дворов, в песчаниках, опасных по внезапным выбросам породы и газа, расположенных в пределах околоствольных дворов; по простирацию пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, мес.



Рис. 3.16. График продолжительности углубки ствола в зависимости от числа одновременно вскрываемых новых горизонтов: 0, 1, 2, 3 - число пластов, вскрываемых стволом

Продолжительность вскрытия t_7 выбросоопасных угольных пластов зависит от принятых способов, предотвращения внезапных выбросов угля и газа, которые включают операции как общие для всех способов (бурение разведочных скважин, скважин для замера давления газа, замер давления газа, сотрясательное взрывание), так и специфические для каждого из них (гидровымывание пласта и др.). Определение продолжительности подготовки новых горизонтов позволяет обоснованно подходить к выбору мощностей шахт по условиям строительства и реализации новых технологических схем.

3.2. Подготовка шахтных полей

Подготовкой шахтного поля называют определённый порядок проведения выработок, осуществляемый после вскрытия шахтного поля и обеспечивающий возможность подготовки выемочных полей. На отечественных шахтах применяется погоризонтный, панельный и этажный способы подготовки шахтных полей.

На выбор способов подготовки шахтных полей оказывают влияние горно-геологические и горнотехнические факторы. При этом из горно-геологических факторов наибольшее влияние имеют угол падения пласта, нарушенность месторождения, газоносность и водоносность пластов, а из горнотехнических факторов – размеры шахтного поля по простиранию, способ проветривания и скорость проведения подготовительных выработок.

Подготовка пластов классифицируется по числу пластов, обслуживаемых комплексом подготовительных выработок, и по местоположению основных подготовительных выработок. В первом случае она разделяется на индивидуальную и групповую, во втором – на пластовую и полевою.

При пластовой подготовке все горные выработки проводят и поддерживают по каждому из разрабатываемых пластов полезного ископаемого. Основные выработки проводят, как правило, по пласту узким забоем, охраняя их целиком или массивом угля. Размеры предохранительных целиков между наклонными стволами, капитальными или панельными бремсбергами (уклонами) и ходком принимаются не менее 30 м; между участковым бремсбергом (уклоном) и ходком – не менее 20 м; между наклонным стволом, капитальным или панельным бремсбергом (уклоном) или ходком и разрезной печью – не менее 40 м; между участковым бремсбергом (уклоном) или ходком и разрезной печью – не менее 20 м.

Когда выработки, проведённые по пласту, трудно поддерживать в рабочем состоянии, особенно выработки с продолжительным сроком службы (капитальные и панельные бремсберги, основные штреки), их проводят по породам или пропласткам на некотором расстоянии от разрабатываемого пласта, периодически соединяя с пластовыми выработками. В этом случае имеет место полевая подготовка пластов. Располагать полевые выработки следует в крепких породах вне зоны влияния очистных работ. Правильное

расположение и использование полевых выработок позволяет резко уменьшить потери угля в различного рода целиках.

Недостатками полевой подготовки являются:

- значительный объём породы, выдаваемой из шахты, что вызывает необходимость увеличения пропускной способности вспомогательных стволов, затрат на её транспортирование и складирование на поверхности или требует решения довольно сложной задачи по оставлению породы в шахте;

- недостаточная доразведка горными выработками шахтного поля;

- относительно высокие затраты на проведение полевых выработок по сравнению с затратами на проведение пластовых той же площади сечения и того же назначения.

При индивидуальной подготовке пласта проводят и поддерживают все выработки, необходимые для отработки шахтного поля или отдельных его частей. Выработки в этом случае могут проводиться как пластовыми, так и полевыми.

При групповой подготовке основные подготовительные выработки проводят общими для всех разрабатываемых пластов свиты или отдельной её группы.

При группировании пластов на всю длину сохраняют лишь групповые штреки.

Групповая подготовка имеет следующие достоинства:

- сокращается число и протяжённость поддерживаемых выработок;

- повышается эффективность работы транспорта;

- уменьшаются утечки воздуха и улучшаются условия проветривания шахты.

Шахтные поля крутых и крутонаклонных пластов подготавливаются этажным способом, при этом пласты в пределах шахтного поля делят по падению на участки, вытянутые по простиранию.

Шахтные поля Центрального района Донбасса на горизонтах вскрываются, как правило, главными откаточными и вентиляционными квершлагами, от которых проводятся групповые (пластовые или полевые) штреки для свит сближенных пластов и пластовые (реже полевые) – для одиночных. Для выполнения групповой подготовки пластов предусматриваются групповые штреки, промквершлагги (реже наклонные гезенки или горизонтальные сбойки) и пластовые или полевые штреки. Подготовка наклонными

гезенками или горизонтальными сбойками применяется при расстоянии между пластом и групповым штреком не более 6-10 м.

Обособленная подготовка пластов производится пластовыми или полевыми штреками. Чаще всего одиночные пласты отрабатываются прямым ходом. Этажные штреки проводятся от главных этажных квершлагов совместно с подвиганием лав до границ шахтного поля и поддерживаются на всём его протяжении. Для снижения затрат на поддержание подготовительных выработок применяются различные схемы подготовки одиночных пластов. С ближайшего группового откаточного и вентиляционного штреков через 500-1000 м проводятся задние промквершлаг на отрабатываемый пласт, а в отработанной части его выемочные штреки погашаются.

При высокой трудоёмкости проведения штрека по выбросоопасному пласту или неустойчивым боковым породам откаточный штрек проводится полевым. Располагается штрек в почве пласта. С полевого штрека на пласт проводятся наклонные гезенки для обеспечения запасных выходов и извлечения угля из лавы. Расположение откаточного штрека в почве выбросоопасного пласта исключает выполнение большого объёма профилактических мероприятий по снижению газодинамической активности пласта. Наличие полевого штрека и наклонных гезенков в этом случае снижает выбросоопасность пласта в нижней части лавы в результате частичной дегазации и снижения газового давления в пласте. Однако оставление угольных целиков размером 6-8 м выше отрабатываемого горизонта считается одним из основных недостатков этой схемы.

Характерной особенностью применяемых групповых и обособленных схем подготовки является погашение пластовых откаточных штреков (80,7% по объёму) с последующим восстановлением их (проведением по завалу) на вентиляционном горизонте. Сохраняются без погашения для эксплуатации последующего этажа в основном групповые штреки, промквершлаг и участковые полевые штреки.

Из 490 шахтопластов рабочей мощности группированием охвачено 77,3%. Подготовка шахтных полей блоками ещё не получила широкого распространения и охватывает 9,2% всех разрабатываемых шахтопластов.

На откаточных и вентиляционных горизонтах шахт Центрального района пласты совместно отрабатываются в 229 группах, причём в группах от двух до шести и более пластов. Преобладает доля мелких групп пластов (до трёх), количество которых на откаточном и вентиляционном горизонтах соответственно составляет 65,8 и 61,7%.

Размеры выемочных полей по простиранию имеют значительные колебания и при групповой подготовке составляют 100-830 м на откаточном горизонте и 100-1110 м – на вентиляционном. При блоковой подготовке размеры выемочных полей колеблются от 400 до 800 м.

Состояние расположения групповых штреков относительно разрабатываемых пластов следующее. На откаточных горизонтах в почве надрабатывающих пластов располагается 34,2% групповых штреков, в кровле подрабатывающих – 21,1% и между пластами – 44,7%, а на вентиляционных горизонтах – соответственно 35,6; 13,9 и 50,5%. Количество групповых штреков на откаточных и вентиляционных горизонтах, проводимых по пластам, соответственно составляет 46,1 и 54,8% и по пустым породам – 53,9 и 45,2% общего их числа.

Приведенные данные показывают, что с ростом глубины разработки удельный вес групповых полевых штреков возрастает. Наиболее широко используются полевые групповые штреки при группировании свыше трёх пластов, где их удельный вес от общего числа составляет от 80 до 66,7%.

Число одновременно действующих очистных забоев, отрабатываемых на один групповой штрек, колеблется от одного до шести, а средний грузопоток по групповому штреху на шахтах изменяется от 154 до 836 т/сут.

По условиям проведения групповых штреков на вентиляционных горизонтах, а также с учётом повторного использования бывших откаточных без погашения, количество их распределяется следующим образом: восстанавливалось по завалу (сплошному или частичному) 54%, вновь проводилось 12% и повторно использовалось 34% откаточных штреков. Таким образом, значительный удельный вес составляют групповые штреки, восстанавливаемые по завалу, среди которых 80,6% являются пластовыми. Больше всего используются групповые штреки (71,8%). Проведение полевых групповых вентиляционных штреков в мас-

сиве пород (78,6% всех вновь проводимых) вызвано необходимостью повышения их устойчивости.

Детальное рассмотрение схем подготовки пластов показывает, что вопросы устойчивости откаточных, а в будущем вентиляционных групповых штреков, решались не всегда удачно. По этой причине 45% групповых вентиляционных штреков оказались расположенными в зонах влияния очистных работ, ведущихся на соседних пластах, и подвергаются вредному влиянию подработки. На вентиляционных горизонтах значительно реже применяется подготовка пластов к отработке через передние промквершлагги. Объясняется это, в основном, низкими темпами проведения вентиляционных штреков по завалу из-за большого удельного веса тяжёлого ручного труда в общем объёме работ проходческого цикла.

При разработке запасов на глубине свыше 80 м в силу специфических изменений в массиве горных пород более перспективными являются схемы подготовки пластов на горизонтах укрупнённым группированием, блоками и комбинированные. Предпочтение отдаётся наиболее экономичной, с меньшим сроком её реализации и более высокими основными показателями, которые устанавливаются технико-экономическим анализом при конкретном проектировании.

Обособленная подготовка пластов на горизонте (рис. 3.17, схема 1). Сущность такой подготовки пластов состоит в проведении и восстановлении выемочных штреков от главных этажных квершлаггов до границ шахтного поля и в отработке пластов обратным ходом. Область применения этого способа ограничена неглубокими шахтами, характеризующимися незначительной метанообильностью горных выработок и отсутствием выбросоопасных пластов, а также шахтами с размером крыльев по простиранию до 1,5 км.

Групповая подготовка пластов позволяет сконцентрировать развитие горных работ, повысить уровень защиты пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, улучшить условия проветривания как отдельных выемочных участков, так и шахты в целом.

Расстояние между промквершлаггами выбирается в зависимости от устойчивости выемочных штреков, затрат на их поддер-

жание, расстояния между групповым штреком и разрабатываемым пластом.

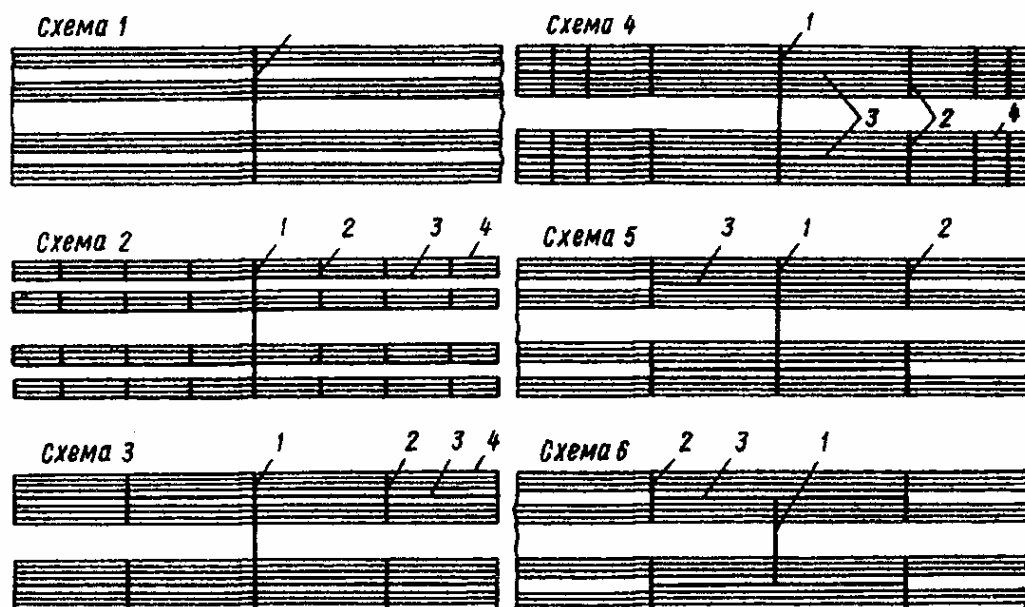


Рис. 3.17. Обособленная (1) и групповые (2-6) схемы подготовки пластов на горизонтах:

1, 2 - главный и блоковый квершлагаи; 3 - магистральный штрек; 4 - штрек

При последнем, равном до 50 м, расстояние между промквершлагами колеблется в пределах 200-250 м, а с ростом расстояния между штреком и пластом увеличивается до 300-400 м. Необходимо отметить, что при больших затратах на поддержание пластовых штреков в пределах выемочного поля и с целью их снижения расстояние между промквершлагами принимается равным 150-300 м и даже при расстоянии между пластом и групповым штреком - более 50 м.

Угольные пласты на откаточном и вентиляционном горизонтах подготавливаются по столбовой или комбинированной системе разработки с транспортированием грузов через передние промквершлагаи. Откаточные штреки за лавой погашаются с поддержанием тупика длиной 60-70 м, необходимого для размещения состава порожних вагонеток.

Групповая подготовка пластов имеет существенные преимущества при разработке пластов, склонных к самовозгоранию угля, так как даёт возможность исключить (изолировать) из дейст-

вующих один добычной участок на одном пласте (или незначительное их количество на нескольких пластах) без значительной потери добычи шахтой в целом. Недостатком схемы является значительный объём проведения полевых выработок (30-37%) от общего объёма горных работ по подготовке пластов к выемке на горизонте. При этом стоимость этих выработок составляет 50-60% общей стоимости откаточных подготовительных выработок.

С целью нормализации тепловых условий в очистных забоях длину двух крайних выемочных полей у границ шахтного поля можно уменьшить в 2 раза и провести промквершлагги между смежными группами пластов с отработкой их на общий групповой штрек (рис. 3.18, схема 18).

Укрупнённое группирование пластов на горизонтах (рис. 3.17, схема 3). В отличие от обычной групповой подготовки при укрупнённом группировании все рабочие пласты шахты объединяются, как правило, в две группы. В каждой группе проводятся групповые штреки и промквершлагги. При этом расстояние между промквершлаггами принимается равным половине длины крыла шахтного поля по простиранию пластов.

Преимуществами схемы 3 являются незначительный объём проведения и поддержания полевых выработок, концентрация горных работ и грузопотоков, а недостатком - трудность исключения (изоляции) из действующего добычного участка при возникновении эндогенного пожара на одном из пластов, склонных к самовозгоранию угля.

Во избежание этого недостатка необходимо по мере отработки пластов сооружать в выработанном пространстве воздухонепроницаемые полосы.

Расстояние между изоляционными полосами определяется по формуле:

$$l = 0,8 \cdot v_n \cdot \tau_m,$$

где 0,8 – коэффициент резерва;

v_n – скорость подвигания очистного забоя, м/мес.;

τ_m – продолжительность периода самовозгорания угля (определяется по данным практического опыта или расчётом по методике ВНИИГД), мес.

При укрупнённой схеме группирования пластов имеется возможность расстояния между промквершлаггами определять по

тепловому фактору и принимать переменными в направлении от центра к границам шахтного поля (рис. 3.17, схема 4).

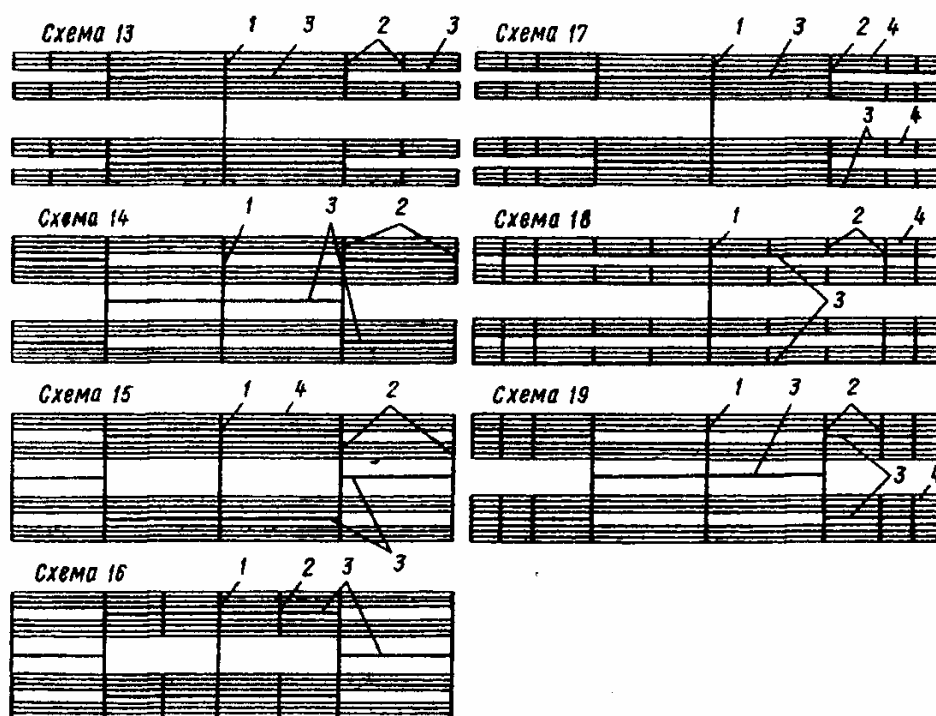


Рис. 3.18. Блочные схемы подготовки с группированием пластов внутри блока (комбинированные схемы подготовки пластов на горизонтах)

1, 2 - главный и боковой квершлаг; 3 - магистральный штрек; 4 - штрек

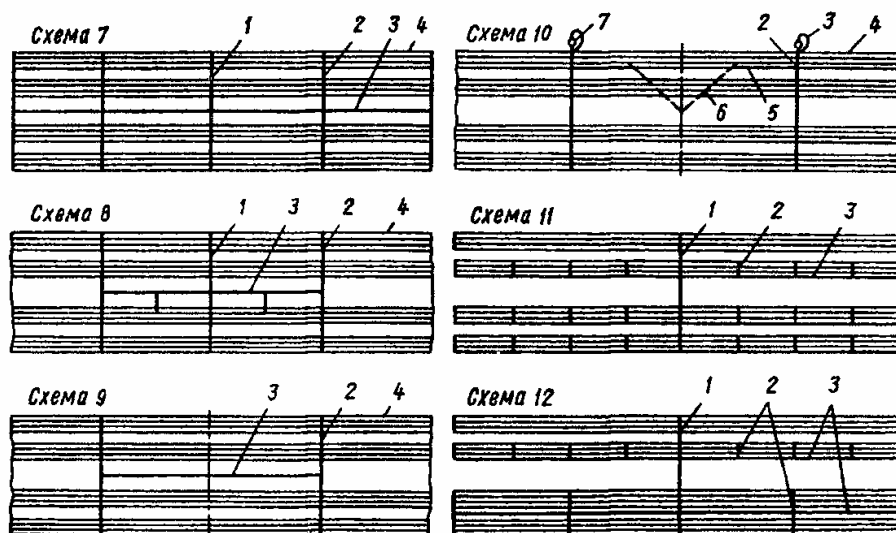
Это позволяет отрабатывать запасы угля на шахтах при температуре 29-31°C без искусственного охлаждения воздуха в лавах и с применением передвижных кондиционеров для тупиковых подготовительных забоев.

В пределах выемочных полей отработка пластов может производиться расходящимися или встречными забоями (рис. 3.17, схема 5). Такая схема обеспечивает высокую концентрацию горных работ благодаря двойному фронту очистных забоев и снижает затраты на проведение групповых штреков. Недостатком схемы 5 является необходимость оставления целиков угля у промквершлагов или границ выемочных участков. Для предотвращения возникновения пожаров от самовозгорания разрушаемых горным давлением целиков угля необходимо предусматривать

укрепление кромки их массива химическими составами или изолировать от доступа воздуха воздухонепроницаемой полосой.

При наличии резерва времени на вскрытие и подготовку новых горизонтов схема укрупнённого группирования пластов на горизонтах может применяться без проведения главного этажного квершлага (рис. 3.17, схема 6).

Подготовка пластов на горизонте односторонними блоками (рис. 3.19, схема 7). Эта схема является дальнейшим развитием схемы укрупнённого группирования пластов. Отличие состоит в том, что все сближенные пласты шахтного поля группируются на горизонте на один магистральный штрек с помощью боковых квершлагов, пересекающих все групповые пласты.



*Рис. 3.19. Блочные схемы подготовки пластов на горизонтах:
1, 2 - главный и блокковый квершлаг; 3 - магистральный штрек; 4 - штрек; 5 - приёмная площадка; 6 - уклон; 7 - слепой ствол*

Пласты отрабатываются в направлении от центра к границам шахтного поля. Иногда для транспортной связи от околоствольного двора проводят два полевых магистральных штрека; а от них на каждый блок – квершлаг, пересекающий все пласты. Этим обеспечиваются постоянная и относительно высокая концентрация горных работ, и экономия средств на подготовку горизонта. Кроме того, преимуществом такой схемы является и то, что температура воздуха на входе в лаву на 1,7-2,5°С ниже температуры при групповой подготовке пластов на горизонте.

Недостатком схемы 7 является возможный вывод из действующих нескольких добычных участков на различных пластах при возникновении эндогенного пожара на пласте, склонном к самовозгоранию угля. Область применения этой схемы на глубоких горизонтах ограничена также условиями проветривания: допустимой скоростью движения воздуха и величиной общешахтной депрессии.

Подготовка пластов на горизонте двусторонними блоками (рис. 3.19, схема 8). Такая схема может рассматриваться в двух вариантах: с расходящимися или встречными забоями. При подготовке пластов на горизонте двусторонними блоками в каждом блоке проводят квершлаг, пересекающий все пласты и делящий блок на два крыла. Этим обеспечиваются высокая концентрация горных работ благодаря двойному фронту очистных забоев и снижению затрат на сооружение магистральных штреков и блоковых квершлагов. Недостатком схемы 8 является необходимость оставления угольных целиков у блоковых квершлагов или у границ блоков, целики угля создают зоны повышенного опорного давления и очаги для самовозгорания угля на пластах, склонных к самовозгоранию.

В отдельных условиях, при наличии резерва времени на вскрытие и подготовку новых горизонтов, блоковую схему подготовки целесообразно применять без сооружения главного этажного квершлага (рис. 3.19, схема 9). Блоковая схема подготовки пластов является наиболее перспективной при вскрытии глубоких горизонтов блоковыми стволами и диагональными уклонами (рис. 3.19, схема 10). Блоковые схемы подготовки пластов на горизонте с расходящимися или сходящимися забоями рекомендуются для увеличения производственных мощностей шахт и снижения объёма проведения полевых выработок. При применении способов подготовки укрупнённым группированием или блоками свежую струю воздуха целесообразно подавать в выработки откаточного и вентиляционного горизонтов. При этом возможно применение как восходящего, так и нисходящего проветривания лав. Блоковые схемы 9 и 10 подготовки с отработкой пластов от границ блоков наиболее эффективно применять при значительных размерах шахтных полей по простиранию.

Подготовка пластов комбинированными схемами. Такие схемы подготовки имеют достоинства и недостатки рассмотренных

схем. В зависимости от элементов, из которых состоит комбинированная схема, возможны следующие варианты:

- схема включает подготовку сближенных пластов в свитах и обособленную подготовку отдельных удалённых пластов Невсетаевской и Смоляниновской свит (рис. 3.19, схема 11);

- схема включает укрупнённое группирование сближенных пластов разных свит, группирование удалённой свиты пластов и обособленную подготовку отдельных пластов (рис. 3.19, схема 12);

- схема включает элементы схем групповой подготовки и схемы укрупнённого группирования пластов (рис. 3.18, схема 13).

Совершенствование последней схемы заключается в том, что расстояния между промквершлагами определяются по тепловому фактору и принимаются переменными в направлении от центра к границам шахтного поля (рис. 3.18, схема 17). Это даёт возможность отрабатывать запасы угля на шахтах при температуре пород $29-31^{\circ}\text{C}$ без искусственного охлаждения воздуха в лавах и применения передвижных кондиционеров для тупиковых подготовительных забоев. Одна из таких схем состоит из элементов блоковой подготовки и укрупнённых схем подготовки пластов на горизонте (рис. 3.18, схема 14).

Область применения схемы 14 ограничена условиями проветривания, а именно

$$n_v < 1 \text{ и } 1 < n_h \leq 2,$$

где n_v – число групповых штреков в крыле шахтного поля по условиям допустимой скорости движения воздуха в выработках;

n_h – число групповых штреков по условиям допустимой величины общешахтной депрессии.

Дальнейшее развитие схемы 14 даёт возможность отрабатывать запасы угля на шахтах с переходной глубиной по тепловому фактору без искусственного охлаждения воздуха в лавах (рис. 3.18, схема 19).

Схема 19 включает элементы схем подготовки пластов блоками и укрупнённого группирования, но область применения её по условиям проветривания ограничена условиями $n_v > 1$ и $n_h < 2$ (рис. 3.18, схема 15). В отличие от этого варианта схемы, между блоковыми квершлагами могут проводиться промквершлагги для уменьшения первоначальных капитальных затрат и ускорения сдачи новых горизонтов в эксплуатацию (рис. 3.18, схема 16).

Для установления экономической целесообразности применения схем подготовки крутых пластов на горизонтах шахт принят минимум суммарных годовых затрат на проведение и поддержание горных выработок, на перемещение воздуха в вентиляционной сети и его охлаждение, а также учитывалась возможность увеличения действующей линии очистных забоев и мощностей шахт по горнотехническим условиям. При определении технико-экономических показателей схем подготовки выполнено обоснование их параметров применительно ко всем рассматриваемым вариантам. В результате сравнения вариантов установлено, что рациональными являются схемы подготовки пластов, включающие использование в качестве групповых выемочных штреков, если они проведены по разрабатываемым пластам, в кровле которых залегают мощные слои прочных пород, или полевыми в песчаниках почвы разрабатываемых пластов.

В табл. 3.2 приведены суммарные затраты на выполнение горных работ по схемам подготовки и системам разработки пластов, из анализа которых следует, что применительно к шахтам Центрального района Донбасса наиболее эффективными являются следующие способы подготовки: при столбовых системах разработки – двусторонние блоки или укрупнённое группирование с двусторонней отработкой пластов в выемочном поле; при комбинированных и сплошных системах разработки – двусторонние блоки с внутриблочным группированием на выемочные штреки, проведенные в устойчивых породах, или укрупнённое группирование.

Таблица 3.2.

Суммарные затраты по схемам подготовки и системам разработки крутых пластов, тыс. грн.

Схема подготовки	Система разработки		
	столбовая	сплошная	комбинированная
Обособленная	9190	11100	—
Обычным группированием	15730*/ 10590	13510	11920
Укрупнённым группированием	7720	10400	9170
Односторонними блоками	8070	12190	10880
Двусторонними блоками	6631	—	—
Двусторонними блоками с внутриблочным группированием	—	9710	7580

* Стоимость горных работ при проектной схеме подготовки

Вне зависимости от применяемых систем разработки, рациональной является схема подготовки двусторонними блоками типа блок-крыло.

Эта схема характеризуется наименьшими затратами при столбовых системах разработки. Однако в настоящее время перевод шахт на столбовые системы разработки затруднён из-за низких темпов проведения подготовительных выработок по завалу и выбросоопасным пластам. Поэтому на шахтах применяются комбинированные системы разработки, для которых рациональной является схема подготовки типа блок-крыло с внутриблочным группированием на полевые выемочные групповые штреки, с расстоянием между промежуточными квершлагами порядка 550-750 м. Применение этой схемы обеспечивает снижение в 2 раза затрат на подготовку пластов по сравнению с проектным решением.

При небольших глубинах, когда не требуется охлаждение воздуха и отсутствует существенное влияние очистных работ на соседних пластах, наиболее эффективной является схема обособленной подготовки пластов. Однако это справедливо лишь в условиях, когда мощность шахт по горному фактору при обособленной подготовке пластов больше или равна мощности шахт по условиям подъёмов. Если это условие не соблюдается, то необходимо переходить на подготовку пластов двусторонними блоками, обеспечивающими возможность увеличения мощностей шахт. На переходных глубинах разработки наиболее эффективной является блоковая схема подготовки с внутриблочным группированием и такими расстояниями между промквершлагами, при которых обеспечивается отработка пластов без искусственного охлаждения воздуха.

Схемы обособленной подготовки крутых пластов на минусовых отметках вентиляционных горизонтов. Опыт разработки крутых пластов показывает, что в условиях действующих вентиляционных горизонтов осуществить повсеместную подготовку выемочных участков на минусовых отметках сложно. Как правило, повсеместная планировка горных работ с проведением минусовых штреков на вентиляционных горизонтах должна производиться с момента ввода в эксплуатацию новых откаточных горизонтов. Тем не менее, на действующих вентиляционных горизонтах для отдельных или нескольких вновь вводимых в эксплуатацию

сближенных пластов и пластов, на которых подвигание очистных работ сдерживается низкими темпами проведения штреков по завалу, отказ от использования традиционных схем подготовки возможен и является необходимым.

При этом подготовка выемочных полей на отдельных пластах производится по одной из схем, приведенных на рис. 3.20.

Схема I. Согласно схеме на вентиляционном горизонте проводится минусовый штрек по пласту вприсечку к выработанному пространству, то есть на контакте с обрушенными породами.

Схема II. Данная схема отличается от схемы I тем, что на вентиляционном горизонте групповые (полевые) штреки повторно не используются, а проводятся на минусовых отметках.

Схема III. По этой схеме на вентиляционном горизонте проводится минусовый полевой штрек, располагаемый в почве пласта на расстоянии 6-10м от последнего по горизонтали. Пласт со штреками вскрывается горизонтальными сбойками.

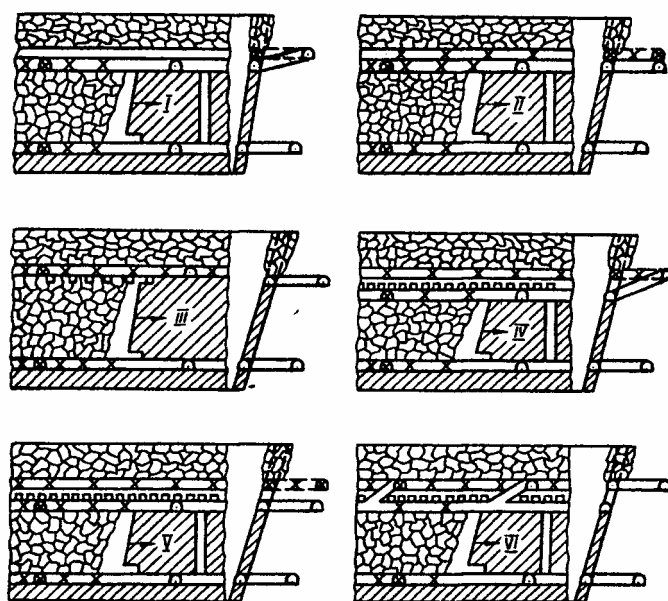


Рис. 3.20. Схемы обособленной подготовки выемочных участков на минусовых отметках вентиляционных горизонтов

Схема IV. Отличается от схемы II тем, что минусовый вентиляционный штрек по пласту проводится не вприсечку к выработанному пространству, а ниже отметки бывшего откаточного горизонта на 3-5 м по падению.

Схема V. Отличается от схемы IV тем, что на вентиляционном горизонте групповые (полевые) штреки повторно не используются, а проводятся новые на минусовых отметках.

Схема VI. Отличается от схем IV и V тем, что минусовые пластовые штреки соединяются с промквершлагами при помощи выработок, проведённых в целике (наклонная часть) и по завалу (горизонтальная часть выработки).

Во всех схемах предусмотрена отработка пластов через передние промквершлагги, а для подачи свежей струи воздуха в забой минусовых вентиляционных штреков на каждом выемочном поле проводятся разрезные вентиляционные печи.

На практике при обособленной подготовке пласты на минусовых отметках отрабатываются и через задние промквершлагги.

Схемы групповой и блоковой подготовки пластов на минусовых отметках вентиляционных горизонтов для той или иной конкретной совокупности группируемых пластов могут быть достигнуты с использованием бывших групповых откаточных выработок или без их использования.

Во-первых, могут быть использованы бывшие откаточные групповые штреки и промквершлагги, для чего по каждому пласту с промквершлагов проводятся наклонные сбойки на заданные отметки. Во-вторых, переход на минусовые отметки может быть выполнен в каждом выемочном поле с устройством групповых наклонных сбоек, проводимых с использованием группового штрека. В этом случае промквершлагги проводятся вновь. В-третьих, переход на минусовые отметки возможен один раз у главного квершлага посредством групповых наклонных сбоек или с постепенным понижением групповых штреков (обратный уклон 0,005). В этом случае бывшие групповые откаточные штреки и промквершлагги не используются, а проводятся заново.

Переход на минусовый горизонт во всех рассматриваемых случаях обуславливает изменение технологии проведения вентиляционных выработок, предусматривающей выполнение проходческих операций в массиве пород и угля, а также повышение устойчивости подготовительных выработок в результате изменения мест их расположения и условий поддержания. Последнее, а именно изменение места расположения подготовительных выработок, влияет не только на качественную характеристику схем подготовки, но и на эффективность отработки пластов шахтами

района. Поэтому перед выбором следует рассмотреть технические достоинства и недостатки каждой из возможных схем подготовки пластов на вентиляционных горизонтах и установить наиболее приемлемые для практической реализации в конкретных условиях действующей шахты.

1-я схема (базовая) – откаточные штреки проводятся по разрабатываемым пластам, погашаются с извлечением крепи; вентиляционные штреки проводятся по завалу; подготовка пластов производится на задние промквершлагги бывших группового и откаточного штреков и промквершлаггов. При этом группируются два пласта и более.

Достоинствами 1-ой схемы являются: повторное использование металлической крепи откаточных штреков и всех групповых выработок на вентиляционном горизонте, простота транспортной цепочки от околоствольного двора до очистного забоя, полное извлечение запасов полезного ископаемого. К недостаткам относятся: невозможность механизации процессов проходческого цикла, высокая трудоёмкость и низкие темпы проведения штреков по сплошному завалу, затруднения в создании безопасных условий труда проходчиков из-за сильной изменчивости характера завала по простиранию, невозможность повторного использования крепи ремонтируемых группового штрека и промквершлаггов.

2-я схема – откаточные штреки проводятся по пластам, погашаются с извлечением крепи и вновь не восстанавливаются на вентиляционном горизонте; вентиляционные штреки проводятся на минусовых отметках по целику на контакте с обрушенными породами вышележащего этажа (вприсечку); пласты подготавливаются на передние промквершлагги с использованием бывших группового откаточного штрека и промквершлаггов. Соединяются минусовые вентиляционные штреки с используемыми выработками бывшего откаточного горизонта наклонными сбойками, проводимыми на каждом выемочном поле промквершлаггов.

Этой схеме присущи все достоинства 1-й схемы, кроме простоты транспортирования грузов, так как подъём и спуск грузопотоков по наклонным сбойкам должен производиться лебёдками. Как преимущество следует отметить: возможное снижение трудоёмкости, увеличение темпов проведения и улучшение условий поддержания вентиляционных штреков. К недостаткам 2-й схемы относятся: сложность и высокая трудоёмкость работ по

устройству сопряжений подготовительных выработок, необходимость понижения выработок на минусовые отметки при разработке пласта в каждом выемочном поле и невозможность повторного использования крепи ремонтируемых группового штрека и промквершлагов после их расконсервации, ступенчатость схемы транспорта на вентиляционном горизонте.

3-я схема – откаточные штреки проводятся по пластам, погашаются с извлечением крепи и вновь не восстанавливаются на вентиляционном горизонте. Промквершлаг также погашается. Вентиляционные штреки и промквершлаг в полном объёме проводятся на минусовом горизонте, причём штреки располагаются на контакте с обрушенными породами вышележащего этажа, а промквершлаг – со смещением на 10-12 м от бывших откаточных. На минусовые отметки переходят в каждом выемочном поле через наклонные сбойки, проводимые с используемого бывшего откаточного группового штрека. Пласты отрабатываются через передние промквершлаг.

Достоинствами 3-й схемы являются: повторное использование бывшего группового откаточного штрека и металлической крепи с погашаемых откаточных штреков и промквершлагов, улучшение технико-экономических показателей проведения вентиляционных выработок, улучшение условий их поддержания. К недостаткам схемы относятся: необходимость понижения выработок на минусовые отметки в каждом выемочном поле, невозможность повторного использования крепи ремонтируемого группового штрека после его расконсервации, ступенчатость схемы транспорта на вентиляционном горизонте, дополнительный объём горнопроходческих работ в результате проведения промквершлагов.

4-я схема – откаточные штреки проводятся по разрабатываемым пластам, погашаются с извлечением крепи и вновь не восстанавливаются на вентиляционном горизонте; групповой откаточный штрек и промквершлаг также погашаются с извлечением крепи. Выработки в полном объёме проводятся на минусовом горизонте. Пластовые вентиляционные штреки и промквершлаг располагаются так же, как и в 3-й схеме. Переход на минусовые отметки постепенный, для чего групповой вентиляционный штрек плавно понижается с главного этажного квершлага (уклон 0,005). После понижения на 3,5 м групповой штрек проводится с

подъёмом, соответствующим подъёму бывших откаточных выработок. Пласты отрабатываются через передние промквершлагги.

Достоинствами 4-й схемы являются: повторное использование металлической крепи из всех погашаемых выработок откаточного горизонта, улучшение технико-экономических показателей проведения вентиляционных штреков и условий их поддержания, бесступенчатость схемы транспорта. К недостаткам схемы относятся дополнительный объём горнопроходческих работ в результате проведения группового штрека и промквершлаггов.

5-я схема – пласты на откаточном горизонте подготавливаются блоками. Откаточные штреки проводятся по пластам и погашаются с извлечением металлической крепи. Промквершлагги, проводимые через 500-600 м, также погашаются с извлечением крепи. Вентиляционные штреки и промквершлагги проводятся на минусовом горизонте в полном объёме, причём штреки располагаются на контакте с погашенными бывшими откаточными, а новые квершлагги – со смещением на 10-12 м от бывших откаточных. Отработка пластов производится через передние блоковые квершлагги, которые соединяются с вентиляционным магистральным штреком в каждом выемочном поле через наклонные сбойки. Этой схеме присущи все достоинства и недостатки 3-й схемы. Во всех рассмотренных схемах минусовый горизонт с выработками бывшего откаточного горизонта соединяется через наклонные сбойки или посредством постепенного понижения групповых вентиляционных штреков. Спуск и подъём составов вагонеток по наклонным сбойкам выполняется с помощью лебёдок рабочими внутришахтного транспорта, сопровождающими партию грузов на участки.

Такая организация транспортной связи в сравнении с традиционными схемами практически не увеличивает расходы при переходе на предлагаемые схемы подготовки выемочных полей.

Анализируя достоинства и недостатки пяти схем подготовки, можно оценить их даже без экономического сравнения. Так, 2-я схема нецелесообразна из-за сложности и высокой трудоёмкости работ по устройству сопряжений подготовительных выработок при отработке пластов через передние промквершлагги, необходимости понижения выработок на минусовые отметки в каждом выемочном поле на каждом пласте. Нецелесообразность применения 5-й схемы

объясняется значительными трудностями проведения блоковых квершлагов с магистральных штреков в период эксплуатации горизонта, необходимостью последующей блоковой подготовки на вентиляционных горизонтах.

В практике работы шахт Центрального района Донбасса групповые штреки располагают в висячих или лежащих боках группы разрабатываемых пластов, а также в определенных условиях между пластами (рис. 3.21 – 3.24).

При таком расположении откаточных групповых штреков возможно применение 3-й или 4-й схем для подготовки групп пластов на вентиляционном горизонте с учётом их количества и порядка отработки. Исключение представляет лишь случай, когда бывший групповой откаточный штрек располагается в кровле разрабатываемых пластов, выемка которых в пределах этажа производится в нисходящем порядке.

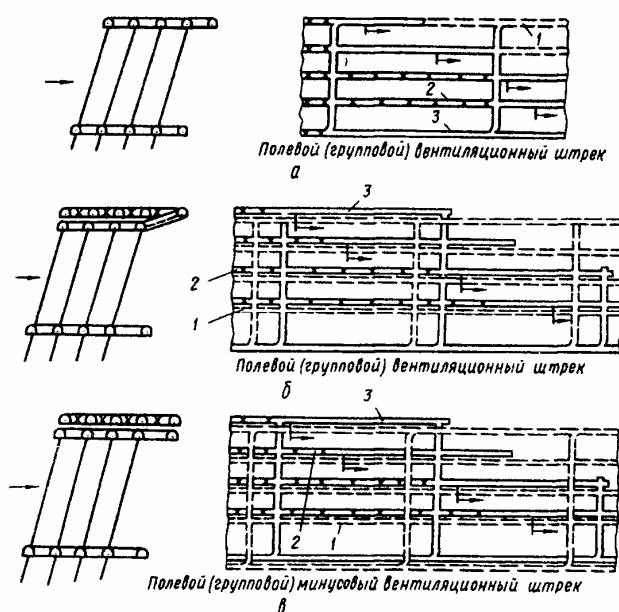
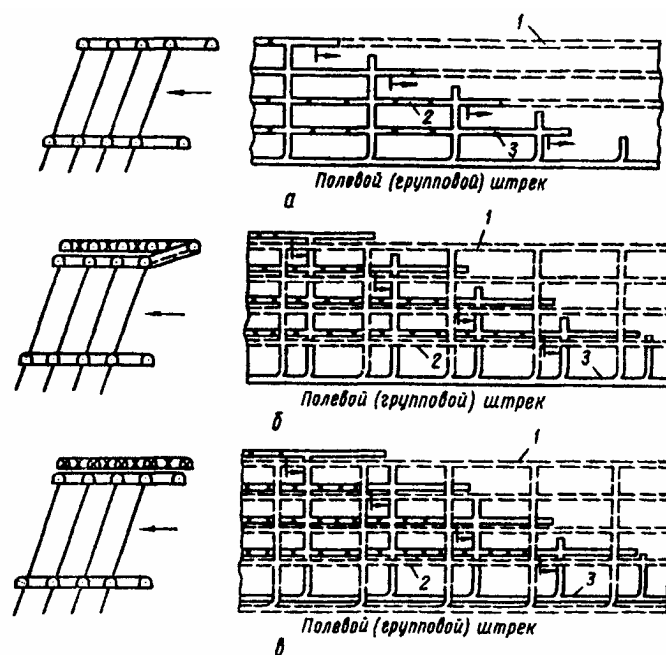


Рис. 3.21. Схемы подготовки пластов на вентиляционных горизонтах с расположением групповых штреков в лежащем боку группы пластов, отрабатываемых в нисходящем порядке:

а - существующая подготовка; б, в - подготовка на минусовых отметках с использованием бывшего группового откаточного штрека и с проведением группового вентиляционного штрека соответственно; на данном рисунке и последующих 1 - погашенная бывшая откаточная выработка; 2, 3 - погашенная минусовая вентиляционная выработка и действующая

В этом случае схема подготовки пластов на вентиляционных горизонтах должна быть изменена во избежание многократной

подработки бывших откаточных групповых штреков. Для этого групповой вентиляционный штрек, промквершлаг и пластовые вентиляционные штреки целесообразно проводить заново на минусовых отметках, то есть ниже бывших откаточных выработок на 3,5 м с расположением группового вентиляционного штрека в лежачем боку самого нижнего пласта на расстоянии от него не менее 10 м, вентиляционных промквершлагов со смещением на 10-12 м по простиранию от бывших откаточных, а вентиляционных штреков - по пластам угля на контакте с обрушенными породами вышележащего этажа (рис. 3.22).



*Рис. 3.22. Схема подготовки пластов на вентиляционных горизонтах с расположением групповых штреков в лежачем боку группы пластов, обрабатываемых в восходящем порядке:
 а - существующая подготовка; б, в - подготовка на минусовых отметках с использованием бывшего группового откаточного штрека и с проведением группового вентиляционного штрека соответственно*

Для сохранения одноступенчатой транспортной схемы подготовка пластов производится следующим образом.

После погашения пластовых откаточных штреков, промквершлагов и группового откаточного штрека, проводимых с подъёмами соответственно 0,005, 0,002 и 0,005, групповой вентиляционный штрек располагают в лежачем боку самого нижнего пласта непосредственно от этажного квершлага.

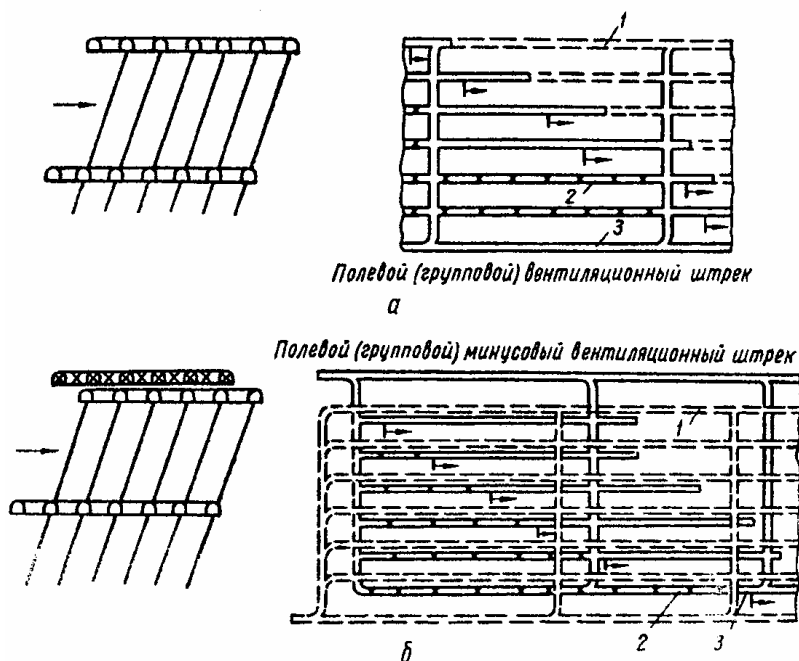


Рис. 3.23. Схемы подготовки пластов с расположением группового откаточного штрека в висячем, а группового вентиляционного в лежащем боках группы пластов, обрабатываемых в нисходящем порядке:

а - существующая подготовка; б - подготовка на минусовых отметках

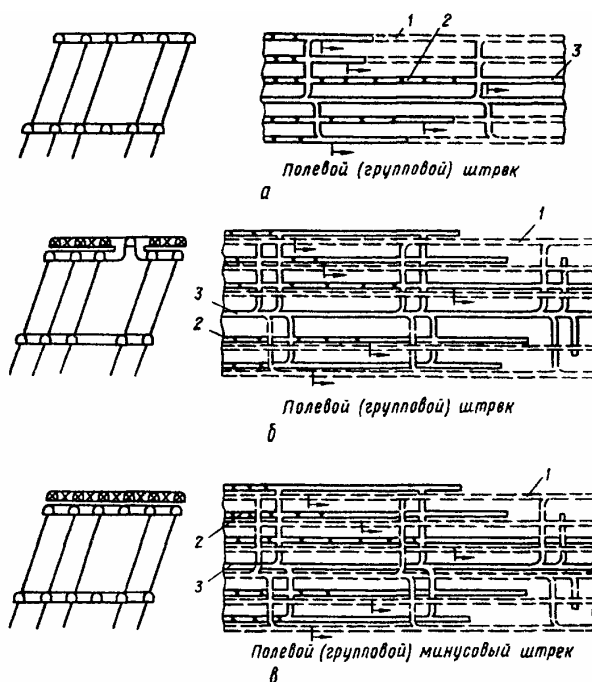


Рис. 3.24. Схемы подготовки пластов на вентиляционных горизонтах с расположением групповых штреков между пластами, обрабатываемых в нисходящем и восходящем порядках:

а - существующая подготовка; б, в - подготовка на минусовых отметках с использованием бывшего группового откаточного штрека и с проведением группового вентиляционного штрека соответственно

Постепенное понижение на минусовую отметку (уклон 0,005) через 350 м по простиранию пластов с учётом подъёма бывших откаточных выработок будет составлять глубину 3,5 м, дающую возможность группировать пласты с проведением вентиляционных промквершлагов и пластовых штреков с подъёмами 0,002 и 0,005 соответственно.

Схемы подготовки шахтного поля на откаточном и вентиляционном горизонтах односторонними блоками представлены на рис. 3.25 и 3.26. Сущность подготовки шахтного поля на откаточном горизонте заключается в следующем. Откаточный и конвейерный магистральные штреки закладываются в наиболее устойчивых боковых породах и проводятся параллельно друг другу на разных отметках. Откаточный штрек предназначается для подачи свежего воздуха, транспортирования породы, оборудования и материалов, а конвейерный - для доставки угля. Через 600-1200 м по простиранию проводятся спаренные (откаточный и конвейерный) блоковые квершлагги. От них идут пластовые конвейерные штреки, служащие для доставки угля до блокового конвейерного квершлага и транспортирования оборудования и материалов к очистным забоям. Уголь по блоковому конвейерному квершлаггу и магистральному конвейерному штреку направляется в загрузочный бункер скипового ствола; порода от проведения пластовых штреков транспортируется вагонетками. Свежий воздух подается в очистные забои по магистральному откаточному штреку и промежуточным откаточным блоковым квершлаггам. Конвейерный магистральный штрек и блоковые конвейерные квершлагги по условиям вентиляции являются нейтральными.

Магистральный откаточный штрек располагается на уровне околоствольного двора, конвейерный - на минусовой отметке непосредственно под откаточным штреком, но со смещением по горизонтали на 15-20 м (рис. 3.25). От магистральных откаточного и конвейерного штреков проводятся блоковые откаточный и конвейерный квершлагги. Такое расположение выработок в пространстве необходимо для уменьшения трудоёмкости работ по сооружению сопряжений впоследствии, когда выработки откаточного горизонта будут выполнять функции вентиляционного горизонта.

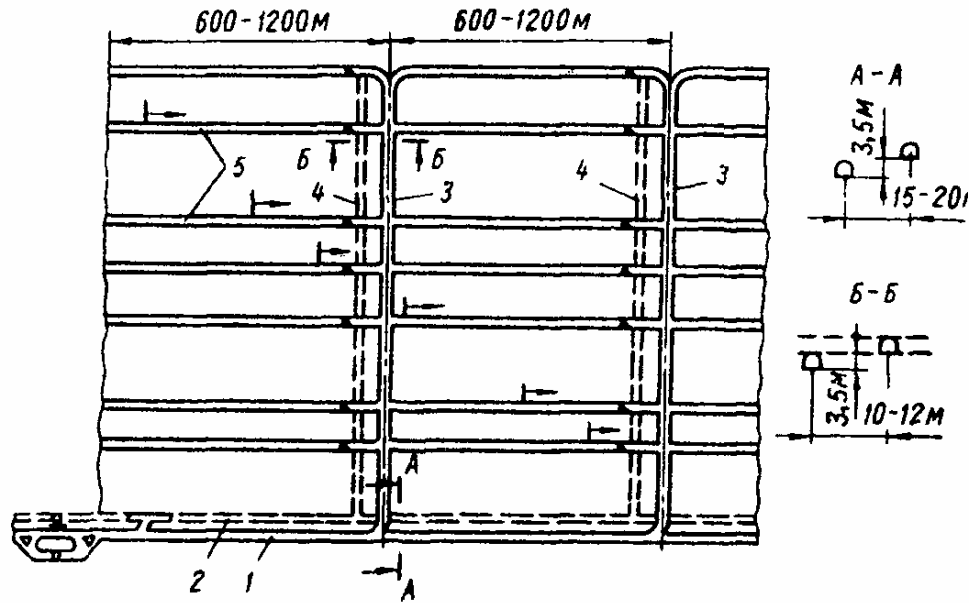


Рис. 3.25. Схема подготовки шахтного поля на откаточном горизонте односторонними блоками с полной конвейеризацией доставки угля:

1, 2 – магистральные откаточный и конвейерный квершлаг; 3, 4 – боковые откаточный и конвейерный квершлаг; 5 – пластовые конвейерные штреки

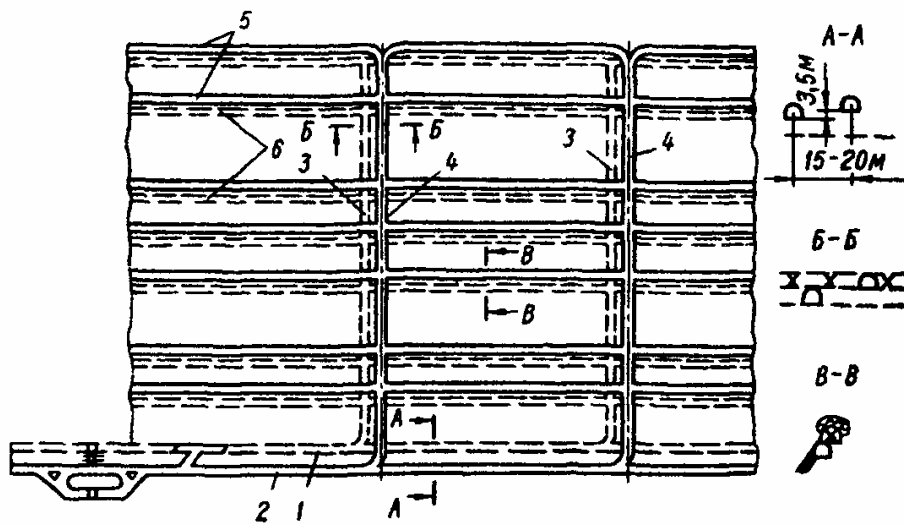


Рис. 3.26. Схема подготовки шахтного поля на вентиляционном горизонте односторонними блоками с проведением минусовых вентиляционных штреков:

1, 2 - магистральный вентиляционный штрек и штрек для подвешивания исходящей струи из очистных забоев; 3, 4 - блоковые вентиляционные квершлаг и квершлаг для подвешивания исходящей струи из очистных забоев; 5 - погашенные пластовые конвейерные штреки; 6 - пластовые минусовые вентиляционные штреки

Подъём откаточного и уклон конвейерного магистральных штреков принимаются равными 0,005 с тем, чтобы на расстоянии 350 м от околоствольного двора они располагались на уровнях, разница в отметках которых не превышала бы 3,5 м (высоту магистрального штрека). Далее магистральные откаточный и конвейерный штреки, блоковые откаточные и конвейерные квершлагги проводятся с одинаковым подъёмом. Пласты отрабатываются на передние блоковые квершлагги. По мере выемки пластовые штреки погашаются, а блоковые откаточные и конвейерные квершлагги сохраняются.

В случае подготовки пластов односторонними блоками с применением конвейерного транспорта на откаточных горизонтах значительно упрощается схема околоствольного двора, в 2 раза уменьшается объём капитальных выработок, объём выработок в пределах горизонта сокращается на 20-25%, температура поступающего в очистные забои воздуха снижается на 3-4°С по сравнению с температурой при обычных схемах, обеспечивается устойчивая работа шахты, непрерывность и поточность транспортной цепочки и максимальное сокращение штата обслуживающего персонала.

При переходе горных работ на нижележащий горизонт рассматриваемая схема подготовки даёт возможность избежать проведения вентиляционных штреков по завалу и гарантирует опережающую подготовку выемочных полей для столбовых систем разработки.

Пластовые минусовые вентиляционные штреки проводятся вприсечку к погашенным откаточным без оставления надштрековых целиков угля (рис. 3.26). Бывшие конвейерный магистральный штрек и блоковые конвейерные квершлагги переоборудуются под электровозный транспорт и служат для отвода исходящей струи воздуха и доставки грузов на участки; откаточные магистральный штрек и блоковые квершлагги - для подачи свежего воздуха в целях подсыхания исходящих струй из очистных забоев. Данная схема подготовки пластов на вентиляционных горизонтах, помимо указанных преимуществ, обеспечивает подсыщение исходящих струй из добычных участков, что позволяет реализовать необходимые нагрузки на комплексно механизированные очистные забои.

Схемы подготовки шахтного поля на откаточном и вентиляционном горизонтах односторонними блоками могут быть успешно использованы не только при комплексной механизации очистной выемки, но и при обычных средствах выемки угля, так как позволяют добиться стабильных нагрузок в газообильных очистных забоях за счёт подсыхания исходящих струй из добычных участков. Кроме того, блоковая подготовка на откаточном горизонте увязывается с последующей блоковой подготовкой на вентиляционном горизонте, для чего магистральные штреки и блоковые квершлагги оборудуются электровозным транспортом и служат для отвода отработанного воздуха с участков и подсыхания исходящих струй. Одновременное проведение спаренных магистральных штреков и блоковых квершлаггов на различных отметках откаточного горизонта исключает последующее развитие подготовительных работ с выработкой главного направления на вентиляционном горизонте.

Вентиляционные штреки проводятся с ранее проведенных блоковых квершлаггов, что не вызывает трудностей по откатке грузов по магистральным выработкам в период доработки вышележащего горизонта.

3.3. Система разработки крутых пластов Донбасса

Под системой разработки пластовых месторождений понимается определённый порядок ведения подготовительных и очистных работ, увязанный во времени и пространстве.

Основными факторами, влияющими на выбор системы разработки месторождения или его части, являются:

- форма залегания пластов в недрах;
- мощность пласта;
- угол падения пластов, их строение, свойства угля и вмещающих пород;
- газоносность и водоносность месторождения, склонность пластов к внезапным выбросам угля и газа и самовозгоранию;
- расстояние между смежными пластами угля;
- глубина разработки, способы и средства механизации производственных процессов в очистных и подготовительных выработках.

Системы разработки должны обеспечивать безопасность ведения работ, экономичность разработки, минимальные потери полезного ископаемого.

По основному признаку все системы разработки делятся на две группы: с длинными очистными забоями (столбовая, сплошная и комбинированная) и с короткими очистными забоями (камерная, камерно-столбовая).

Дополнительными признаками являются: технология очистной выемки; общее направление перемещения очистного забоя при выемке угля по отношению к элементам залегания пласта; технологическая схема подготовки этажа или яруса к очистной выемке.

Системы разработки, применяемые в Центральном районе Донбасса, делятся по признаку направления перемещения очистного забоя при выемке угля на две большие группы: системы разработки с отработкой пластов лавами по простиранию и системы разработки с отработкой пластов лавами по падению.

В обеих группах возможно применение сплошных, столбовых и комбинированных систем разработки.

Характерным для столбовых систем разработки является то, что до начала очистных работ проводят подготовительные и нарезные выработки, которые полностью оконтуривают запасы в пределах выемочного поля, столба или яруса. Таким образом, при столбовой системе проведение подготовительных выработок и очистная выемка полезного ископаемого разделены в пространстве.

При сплошной системе разработки проведение подготовительных выработок и очистная выемка угля в пределах выемочного поля, яруса, слоя производятся одновременно. Предварительное оконтуривание запасов выработками отсутствует.

При комбинированных системах для отработки столбов в выемочном поле или ярусов в панели применяют одновременно или последовательно сплошную и столбовую систему разработки или их варианты. При этом одну часть поля отрабатывают независимо от другой.

Системы разработки с отработкой пластов лавами по простиранию. В основу классификации таких систем разработки принято поддержание выемочных штреков, а также способ подготовки пластов или выемочных полей (табл. 3.3 и рис. 3.27).

Таблица 3.3.

Классификация систем разработки крутых пластов (по ДонУГИ)

№ варианта (рис. 2.27)	Горизонт	Способ подготовки пластов или выемочных полей на горизонте
Столбовая система разработки		
1.	Откаточный Вентиляционный	На свой штрек То же
2.	Откаточный Вентиляционный	На передний промквершлаг То же
3.	Откаточный Вентиляционный	На полевой штрек через гезенки То же
4.	Откаточный Вентиляционный	На передний промквершлаг На полевой штрек через гезенки
Комбинированная система разработки		
5.	Откаточный Вентиляционный	На передний промквершлаг На задний промквершлаг
6.	Откаточный Вентиляционный	На передний промквершлаг На свой штрек
7.	Откаточный Вентиляционный	На задний промквершлаг На передний промквершлаг
8.	Откаточный Вентиляционный	На свой штрек На передний промквершлаг
9.	Откаточный Вентиляционный	На полевой штрек через гезенки На свой штрек
10.	Откаточный Вентиляционный	На полевой штрек через гезенки На задний промквершлаг
Сплошная система разработки		
11.	Откаточный Вентиляционный	На свой штрек То же
12.	Откаточный Вентиляционный	На задний промквершлаг То же
13.	Откаточный Вентиляционный	На свой штрек На задний промквершлаг
14.	Откаточный Вентиляционный	На задний промквершлаг На свой штрек

По такой классификации все варианты системы разработки, в которых этажные и подэтажные выемочные штреки находятся в массиве (по пласту или полевые), относятся к столбовым системам (рис. 3.27, схемы 1 – 4). Варианты, в которых этажные и подэтажные штреки поддерживаются в выработанном пространстве, относятся к сплошным системам (рис. 3.27, схемы 11–14). При расположении одного из выемочных штреков в выработанном пространстве такие варианты систем относятся к комбинированным (рис. 3.27, схемы 5 – 10).

Такой классификацией сохраняется общепринятое деление столбовой системы на длинные и короткие столбы, направление движения очистного забоя не определяет класс системы разработки, а лишь характеризует вариант данного класса, устраняется ряд недостатков существующей классификации, но не учитываются

другие факторы, связанные с требованиями применяемой новой техники и передовой технологии (способы проветривания и др.).

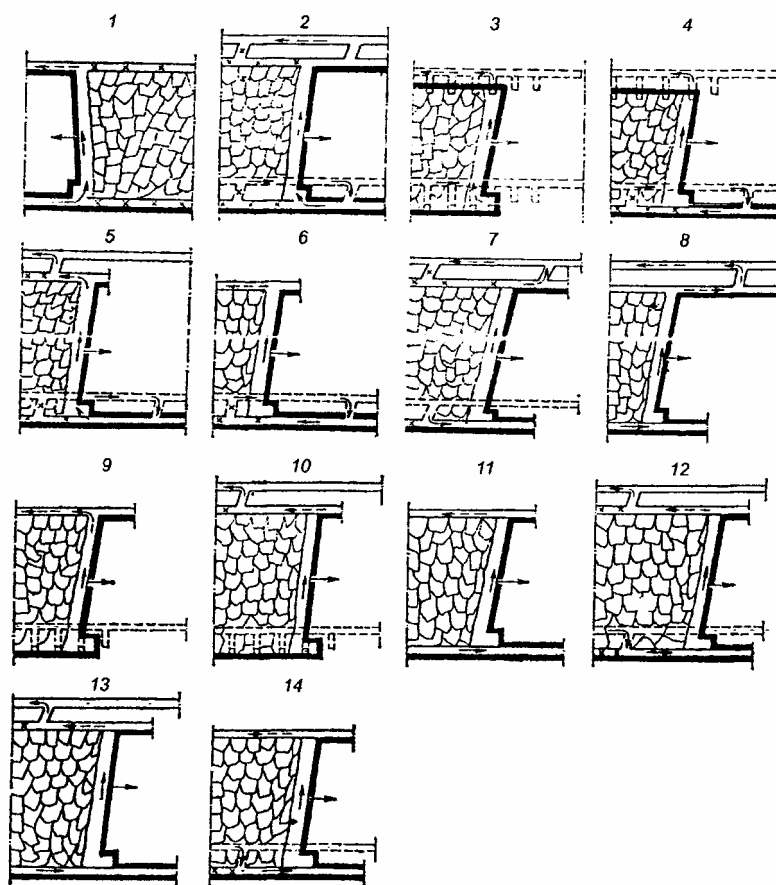


Рис. 3.27. Варианты системы разработки крутых пластов по классификации ДонУГИ

1, 2, 3, 4 - столбовая; 5, 6, 7, 8, 9, 10 - комбинированная; 11, 12, 13, 14 - сплошная

Поэтому дальнейшее совершенствование классификации систем разработок будет определяться сложностью горно-геологических условий и технологическими требованиями применяемых средств механизации очистных и подготовительных работ в условиях глубоких шахт.

Основным вариантом сплошной системы разработки является лава – этаж с потолкоуступной формой очистного забоя (рис. 3.28, а) при выемке угля отбойными молотками и с прямолинейным забоем (рис. 3.28, б) при комбайновой выемке.

Подготовительные выработки (штреки) охраняют целиками угля размером по падению 6-8 м для откаточных штреков и 4-6 м

для вентиляционных, а по простиранию – 4-6 м. В последнее время всё чаще отказываются от охраны штреков целиками, заменяя их бутовой полосой под вентиляционным штреком (рис. 3.28, а) и кустами или кострами над откаточным штреком (рис. 3.28, б). Это вызвано тем, что с переходом работ на большую глубину в связи с возрастанием горного давления целики небольших размеров легко разрушаются, не обеспечивая охрану штреков и являясь источником пожаров. К тому же отказ от целиков означает снижение эксплуатационных потерь угля и уменьшение объёма нарезных работ (проведение печей).

Сплошная система разработки имеет ряд существенных недостатков, основной из которых – сложность поддержания штреков в выработанном пространстве и связанные с этим большие материальные и трудовые затраты. К другим серьёзным недостаткам следует отнести одновременное ведение очистных и подготовительных работ, а также отсутствие предварительной разведки пласта с целью выявления геологических нарушений.

Перечисленные недостатки во многом сдерживают интенсификацию очистной выемки, снижают эффективность использования новой техники.

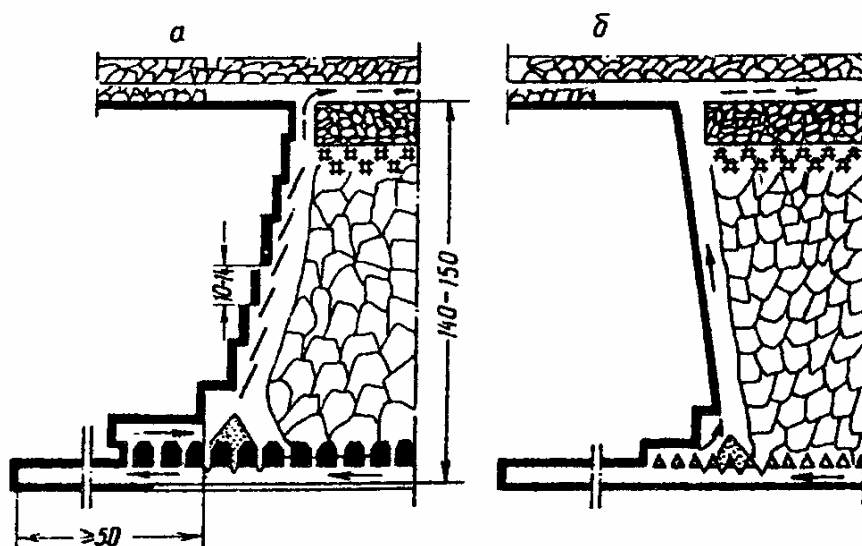


Рис. 3.28. Сплошная система разработки лава-этаж при выемке угля: а - отбойными молотками; б - комбайнами

Столбовая система разработки крутых пластов в Донбассе, как и сплошная, применяется в основном варианте лавы – этаж с

транспортированием угля на передние промквершлагги (рис. 2.29). Откаточный штрек проводится в массиве, а вентиляционный - по завалу. Как правило, над откаточным и под вентиляционным штреками целики угля не оставляются, поскольку штреки погашаются вслед за лавой.

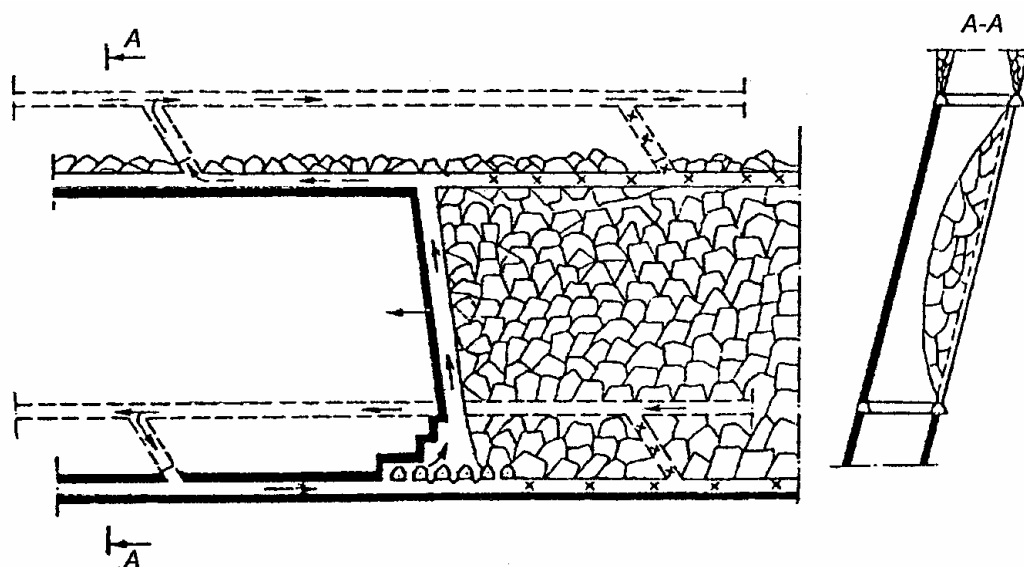


Рис. 3.29. Столбовая система разработки лава-этаж с работой на передний промежуточный квершлаг

При столбовой системе разработки исключаются многие недостатки сплошной системы, благодаря чему улучшаются все технико-экономические показатели.

Несмотря на очевидные преимущества столбовой системы разработки, объём её применения в центральном районе остаётся незначительным и составляет всего 13,8%. Причинами такого положения являются низкие темпы проведения подготовительных выработок, особенно вентиляционных штреков по завалу и промквершлаггов, что не позволяет обеспечить своевременную подготовку выемочных полей. Немаловажную роль в этом играют отсутствие надёжных средств проветривания подготовительных забоев значительной длины и борьбы с высокими температурами, а также трудности, связанные со вскрытием выбросоопасных пластов и пропластков, пересекаемых промквершлагами, и проведением штреков по выбросоопасным пластам.

В варианте столбовой системы разработки с откаткой на передний промквершлаг имеются свои недостатки. Поскольку

групповой и пластовой штреки проводятся с подъёмом от ствола, уголь по выемочному штреку также транспортируется на подъём. При этом увеличивается длина пути, что усложняет работу подземного транспорта. Вторым недостатком: на обводнённых пластах в тупиках откаточных штреков (позади лавы) скапливается вода, поскольку штрек погашается, и вода не имеет свободного стока, в таких случаях приходится у погрузочных пунктов лав устанавливать переносные средства водоотлива.

Указанные недостатки устраняются в варианте столбовой системы разработки с доставкой на задний промквершлаг или при подготовке столбов на всю длину крыла шахтного поля. Однако в первом случае возникают трудности с проведением разрезных печей в каждом выемочном поле, особенно на выбросоопасных пластах, а также с ремонтом забойного оборудования, а во втором усложняется проветривание подготовительных забоев и увеличивается продолжительность подготовки столбов при существующих низких темпах проходки.

Столбовые системы разработки имеют ещё такой существенный недостаток, как поступление газа из выработанного пространства на сопряжение лавы с вентиляционным штреком, и менее благоприятные условия для дегазации пластов, что, в конечном счёте, ограничивает нагрузку на очистной забой.

Применение столбовой системы разработки в Центральном районе возможно, в первую очередь, на пластах, склонных к самовозгоранию, пластах со сложными условиями поддержания выработок – слабые боковые породы, мощностью свыше 1,3-1,5 м.

Для повторного использования откаточных штреков в качестве вентиляционных может использоваться столбовая система разработки с консервацией откаточного штрека закладкой дробленой породой (рис. 3.30).

Сущность консервации откаточного пластового штрека состоит в том, что при отработке пласта на передние промквершлаг штрек не погашается, как это обычно делается в практике, а закладывается дробленой породой без извлечения крепи. При этом крепь должна быть защищена антикоррозийным покрытием. Для закладки можно использовать породу от проведения самого штрека. Для закладки штрека сечением $7,5 \text{ м}^2$ вполне достаточно породы, получаемой от его проведения даже при мощности пласта до 1,5 м. Наиболее целесообразно транспортировать породу по

закладочному трубопроводу сжатым воздухом с предварительным дроблением её в передвижной дробильной установке.

Последующее восстановление штрека сводится к извлечению заложённой породы, что можно сделать комбайном типа ПК или же рыхлением отбойными молотками и погрузкой её породопогрузочной машиной в вагоны.

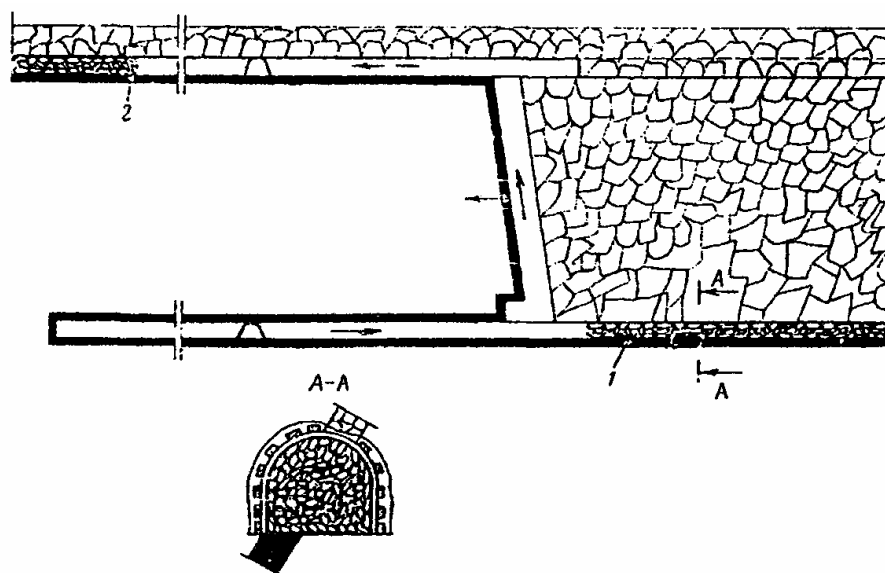


Рис. 3.30. Столбовая система разработки с консервацией откаточного штрека закладкой его дробленой породой:

1 - законсервированный участок откаточного штрека; 2 - восстановление штрека на вентиляционном горизонте

Темпы восстановления штрека будут во много раз выше, чем при его проведении по сплошному завалу. Вариант отработки выемочных полей с консервацией откаточного штрека на 14,1% дешевле варианта с проведением вентиляционного штрека по сплошному завалу.

Другое направление совершенствования столбовой системы разработки заключается в проведении вентиляционных штреков по углю с расположением их ниже бывших откаточных штреков (рис. 3.31).

Применение "минусовых" штреков имеет недостаток в части несовместимости уровней вентиляционного штрека и всего вентиляционного горизонта, что усложняет работу транспорта. Этот недостаток обусловлен применяемой схемой вскрытия и подготовки шахтного поля. Однако возможны варианты вскрытия и подготовки, при которых этот недостаток может быть устранён.

Основным направлением в совершенствовании сплошной системы разработки является отказ от проведения штреков по пласту с расположением их по пустым породам с отработкой пласта через наклонные гезенки (рис. 3.32). Этот способ уже применяется на шахтах Центрального района.

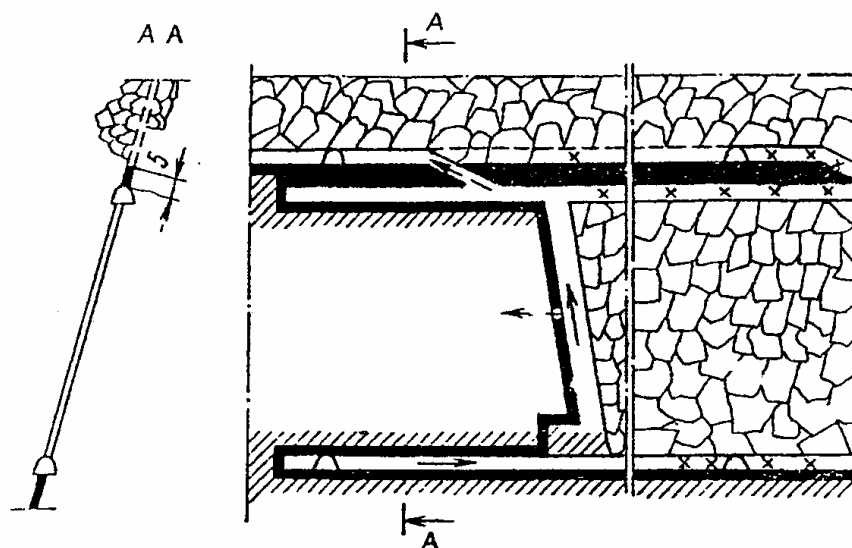


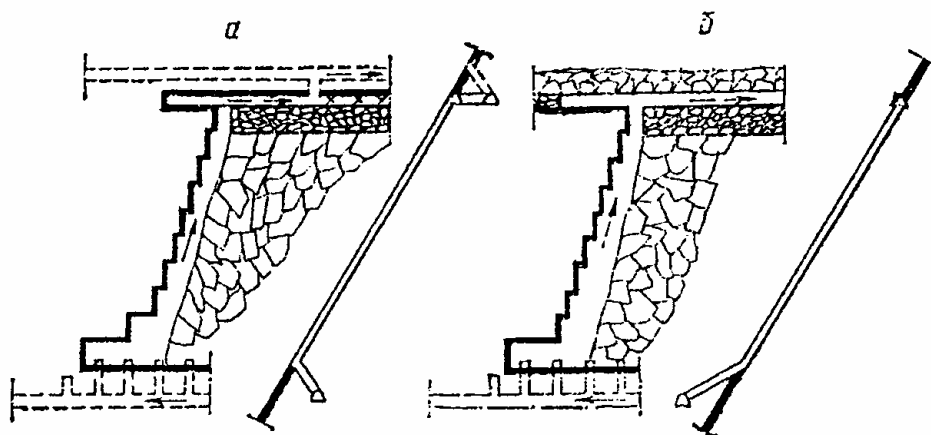
Рис. 3.31. Система разработки с подготовкой выемочного поля пластовыми откаточными и "минусовым" вентиляционным штреками

Как правило, полевые штреки располагают в почве пласта (рис. 3.32, а) на расстоянии от 5 до 20 м от него, редко выходя за эти пределы. Гезенки располагают под углом 60-65° и проводят либо буровзрывным способом с креплением рамками по падению, либо с помощью машин типа "Стрела". При машинном проведении диаметр гезенков доходит до 1000 мм. Устья их тщательно крепят, сами же гезенки не крепятся.

Известны случаи расположения полевых штреков в кровле пласта (рис. 3.32, б), например, так располагали штрек при разработке пласта K_5^1 "Подпяток" на шахте "Комсомолец". Поскольку угол наклона гезенка не обеспечивал самотечного движения угля по почве, в нём настилали двубортные металлические решетки.

Расположение выемочных штреков по пустым породам имеет существенные преимущества: значительно улучшаются условия их поддержания, изоляция от выработанного пространства, что важно при разработке пластов, склонных к самовозгоранию, повышается

безопасность работ на пластах, опасных по выбросам угля и газа, которые не имеют защитных пластов или неполностью защищены со стороны почвы, когда нижняя часть этажа выбросоопасного пласта не попадает в сферу защитной подработки.



*Рис. 3.32. Сплошная система разработки лава-этаж с расположением откаточного штрека в пустых породах:
а - в почве пласта; б - в кровле*

Экономически выгодна разработка пласта через наклонные гезенки при их длине до 15 м при буровзрывном способе проведения и до 22 м при машинном.

Длина гезенков определяется выбором места расположения полевого штрека, а последнее - свойствами пород, в которых закладывается штрек, и величиной опорного давления впереди лавы. Чем на большее расстояние от пласта удалён штрек, тем он меньше испытывает вредное воздействие опорного давления, оптимальное расстояние от пласта до полевого штрека в почве составляет около 20 см.

Важным фактором снижения затрат, отнесённых к метру подвигания лавы, на проведение гезенков является расстояние между ними по простиранию. Расчётами установлено, что при наиболее часто встречающемся на практике расстоянии 4-5 м стоимость отработки в обоих случаях (на собственный и полевой штреки) самая высокая. При увеличении его свыше 9-12 м затраты изменяются незначительно, но увеличиваются трудоёмкость работ в нижнем просеке и снижаются темпы его проведения, что в конечном счёте сдерживает подвигание лавы. Поэтому наиболее целесообразное расстояние между гезенками для обоих способов

их проведения по организационному и экономическому факторам составляет 8-9 м.

Комбинированные системы разработки, в зависимости от принятого варианта и применяемых средств механизации, обладают преимуществами как столбовой, так и сплошной систем. Поэтому их совершенствование будет определяться путями развития основных систем.

В условиях разработки крутых пластов на больших глубинах целесообразно применение систем разработки с увеличенной, по сравнению с принятой, высотой этажа и деления его на два-три подэтажа. При этажной подготовке шахтного поля с двумя подэтажами (рис. 3.33, а) наклонная высота этажа принимается равной 180-200 м. Очистные работы нижнего подэтажа ведутся с опережением по отношению к верхнему на величину выемочного поля при подготовке пластов по сплошной (или столбовой) системе разработки. Верхний выемочный штрек нижнего подэтажа поддерживается в пределах выемочного поля. По восстанию пласта он охраняется сверху угольным массивом верхнего подэтажа, а по падению - бутовой полосой. Это обеспечивает рабочее состояние штрека и при его использовании в качестве транспортной выработки в процессе ведения очистных работ по пластам в верхнем подэтаже, подготовленным по столбовой системе разработки. Выемочные штреки позади очистного забоя погашаются. В пределах шахтного поля поддерживаются только групповые (полевые) этажные и подэтажные штреки.

Для проветривания очистных и подготовительных забоев свежая струя воздуха поступает по выработкам нижнего этажного и подэтажного горизонтов, исходящая возвращается в вентиляционный ствол по выработкам верхнего этажного горизонта. Исходящая струя воздуха из нижней лавы через вентиляционную печь, проводимую в каждом выемочном поле впереди верхней лавы, попадает на верхний этажный горизонт. Возможна и другая схема проветривания, когда свежий воздух поступает по нижнему и верхнему этажным горизонтам, а исходящий - по подэтажному. В этом случае лава верхнего подэтажа проветривается нисходящей струей.

Уголь транспортируется из нижней лавы по этажным выработкам нижнего горизонта до околоствольного двора, а из верхней - по подэтажным выемочным и полевым выработкам - в

околоствольный двор подэтажного горизонта. Из околоствольного двора подэтажного горизонта может выдаваться на поверхность или перепускаться на нижний этажный (основной) горизонт.

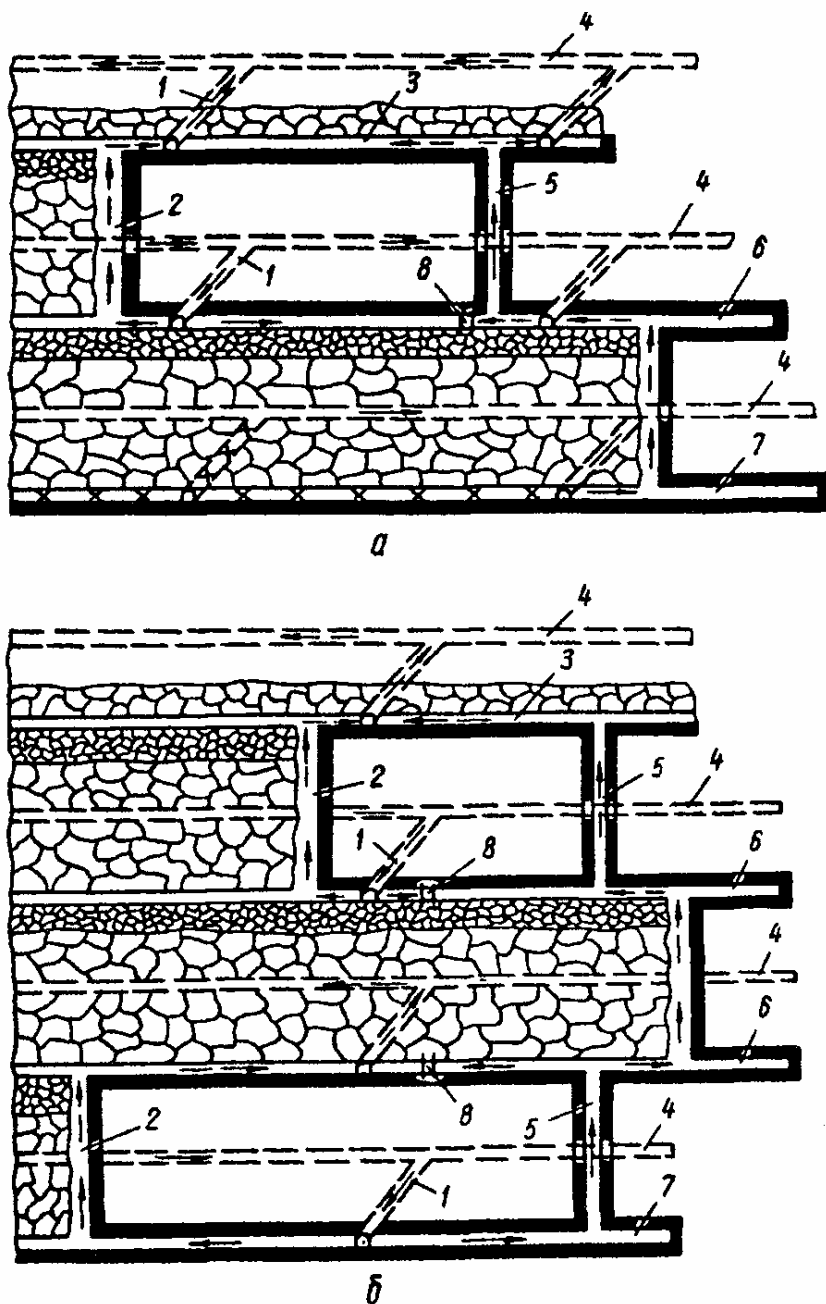


Рис. 3.33. Столбовая система разработки с двумя (а) и тремя (б) подэтажами:

1 - промежуточный квершлаг; 2 - лава; 3, 4, 6, 7 - соответственно вентиляционный, полевой, промежуточный и откаточный штреки; 5, 8 - вентиляционные печь и дверь

При этажной подготовке шахтного поля с тремя подэтажами (рис. 3.33, б) наклонная высота принимается равной 270-300 м. Пласты среднего подэтажа подготавливаются по сплошной (или

столбовой) системе разработки с опережением очистных работ по отношению к нижнему и верхнему подэтажам на величину выемочного поля. Выемочные штреки среднего подэтажа поддерживаются и повторно используются при отработке верхнего и нижнего подэтажей, одновременно отрабатываемых в пределах одного выемочного поля. Очистные работы как на верхнем, так и на нижнем подэтаже, могут опережать работы среднего подэтажа в зависимости от технологической необходимости. По мере отработки пластов штреки в выемочном поле погашаются, групповые (полевые) этажные и подэтажные штреки поддерживаются в пределах шахтного поля.

Свежий воздух для проветривания очистных и подготовительных забоев подаётся по этажным выработкам нижнего подэтажа и подэтажным выработкам подэтажа. Очистные забои среднего подэтажа проветриваются свежей струей, поступающей из этажных выработок нижнего этажа через вентиляционную печь, проведенную впереди очистного забоя нижнего подэтажа. Исходящая струя воздуха через вентиляционную печь, проведённую впереди очистного забоя верхнего подэтажа, подаётся в верхние этажи выработки. Очистные и подготовительные забои нижнего и верхнего подэтажей проветриваются свежей струей воздуха, поступающей соответственно по нижним этажным и подэтажным выработкам.

Возможна нисходящая схема проветривания очистных забоев среднего подэтажа, при которой отпадает необходимость проведения вентиляционных печей. По объёму газовыделения из разрабатываемого пласта и окружающих пород средний и нижний подэтажи находятся в более тяжёлых условиях, поэтому предлагаемая схема проветривания предусматривает подсвежение исходящих струй из очистных забоев по этим подэтажам.

Откаточными горизонтами в данном случае являются выработки нижнего и верхнего подэтажей, по которым поступает свежий воздух. Со среднего подэтажа по вентиляционной (углеспускной) печи, проводимой в каждом выемочном поле, уголь перепускается на нижний откаточный горизонт. Оборудование и лесоматериалы доставляются в основном по откаточным горизонтам, уголь с нижнего подэтажа – по выемочным и полевым штрекам в околовольный двор нижнего откаточного горизонта, а с верхнего – по выемочным и полевым штрекам в околовольный

двор верхнего откаточного горизонта. Далее уголь может выдаваться на поверхность или перепускаться на нижний откаточный горизонт, откуда – одновременно с углем нижнего и среднего подэтажей на поверхность.

Транспорт в пределах этажа, подэтажа и выемочного поля может быть рельсовым или конвейерным. Нижний выемочный штрек среднего подэтажа оборудуется конвейерами для транспортирования угля и породы, а также рельсовым или монорельсовым для доставки оборудования и материалов.

Система разработки с увеличенной высотой этажа и разделением его на подэтажи позволяет полностью перейти на региональную защиту выбросоопасных пластов путём их подработки. Это достигается разработкой выбросоопасного пласта с отставанием на один подэтаж. На рис. 3.34 представлена система разработки двух пластов. Защитный пласт 1 расположен в почве выбросоопасного 2. Схема подготовки горизонта принята этажная с двумя подэтажами. Учитывая, что выбросоопасный пласт разрабатывается с отставанием на подэтаж, в работе постоянно находятся три подэтажа, то есть шахтное поле подготавливается по схеме, представленной на рис. 3.33, б. Защитный пласт разрабатывается двумя подэтажами. Очистные работы по нижнему подэтажу ведутся с опережением по отношению к верхнему на величину выемочного поля. Выемочный промштрек поддерживается по восстанию пласта угольным целиком, а по падению – бутовой полосой; вслед за лавой верхнего подэтажа он погашается. Свежая струя воздуха поступает по нижнему и промежуточному горизонтам, исходящая – по верхнему горизонту. Исходящая из нижнего подэтажа через вентиляционную печь, проведенную впереди лавы верхнего подэтажа, поступает на верхний горизонт. Исходящая из нижнего подэтажа подсвежается. Уголь из лав подэтажей защитного пласта транспортируется по их нижним выработкам в околоствольный двор.

Выбросоопасный пласт отрабатывается с отставанием на подэтаж. Для обеспечения проветривания очередность отработки подэтажей изменена: первым отрабатывается верхний подэтаж с опережением нижнего на величину выемочного поля. Выемочный промштрек поддерживается в пределах выемочного поля и погашается за лавой нижнего подэтажа. Схема проветривания очистных забоев восходящая. Для обеспечения проветривания

верхнего подэтажа впереди лавы нижнего подэтажа проводится вентиляционная печь. Одновременно она является и транспортной выработкой для перепуска угля на нижележащий промежуточный горизонт. Уголь из очистных забоев защитного и выбросоопасного пластов в выработки околоствольного двора доставляется по двум нижним горизонтам, по которым поступает свежая струя воздуха, что обеспечивает возможность применения электровозов, выполненных в нормальном исполнении.

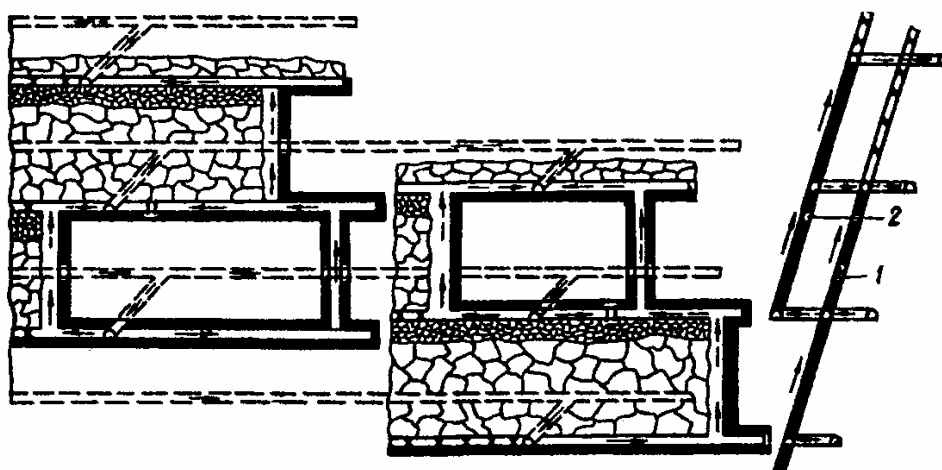


Рис. 3.34. Система разработки выбросоопасного пласта с предварительной его подработкой

Системы разработки с отработкой пластов лавами по падению в Донбассе на крутопадающих пластах получили распространение после создания щитовых агрегатов. В этом случае забой располагается по линии простирания пласта, а выемка угля производится с подвиганием по падению. Системы разработки с применением щитовых агрегатов показаны на рис. 3.35. Система разработки с выемкой по падению столбами (рис. 3.35, б) не нашла применения в Центральном районе Донбасса из-за трудности подготовки вентиляционной печи по направлению к пробуренной скважине.

На основании накопленного опыта применения щитовых агрегатов можно выделить три типовые системы разработки выемочных участков, учитывающие горно-геологические условия крутых пластов ЦРД и, в первую очередь, расстояние между разрабатываемым пластом и групповым штреком.

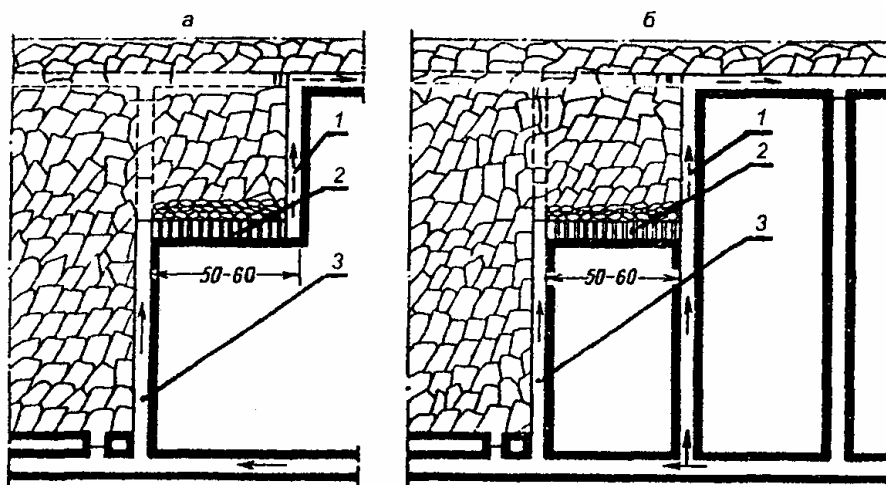


Рис. 3.35. Система разработки крутых пластов с выемкой по падению:

а - полосами; б - столбами; 1 - вентиляционная печь; 2 - очистной забой; 3 - углеспускная печь

Схема 1 (рис. 3.36, а). Выемочный участок подготавливается с группового откаточного штрека 1 тремя гезенками 2, проводимыми бурсбоечной машиной типа "Стрела". На вентиляционном горизонте участок обрабатывается через квершлагги 3, проводимые на каждую полосу группового штрека 4.

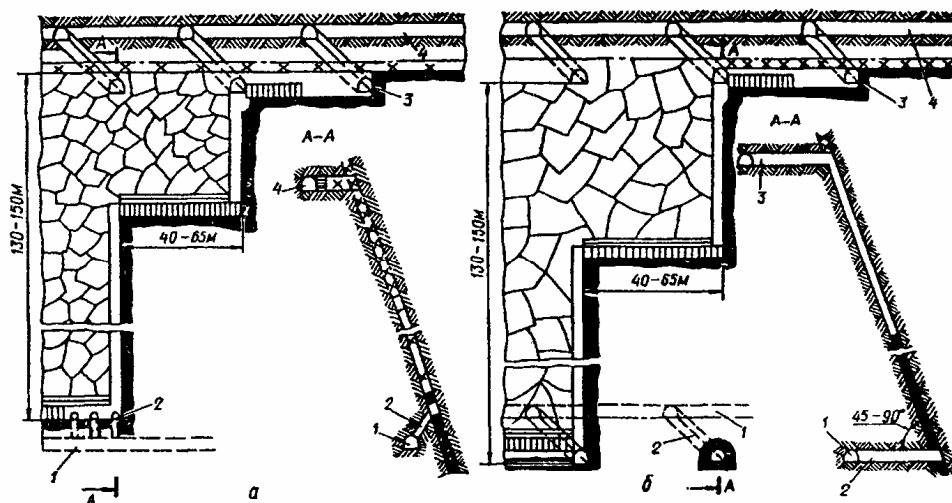


Рис. 3.36. Система разработки крутого пласта щитовым агрегатом при подготовке участка на откаточном и вентиляционном горизонтах:

а - гезенками и промежуточными квершлаггами с транспортировкой грузов на групповые штреки; б - промежуточными квершлаггами с транспортировкой грузов на групповые штреки

Схема 2 (рис. 3.36, б). На откаточном горизонте для каждой выемочной полосы с группового штрека 1 проводятся квершлагы 2. На вентиляционном горизонте восстанавливаются бывшие откаточные выработки: квершлагы 3 и групповой штрек 4. Квершлагы на откаточном горизонте оборудуются конвейером для транспортировки угля от печи к групповому штреку 1, где происходит погрузка угля в вагонетки.

Схема 3 (рис. 3.37, а). Выемочное поле подготавливается откаточным 3 и вентиляционным 4 штреками с транспортированием грузов через передние откаточный 2 и вентиляционный 5 промежуточные квершлагы на групповые штреки соответственно 1 и 6.

Подготавливать участок по схеме 1 рационально при расстоянии между пластом и штреком не более 7-8 м по горизонтали. Если это расстояние составляет более 8 м, то следует применять схему 2.

Если же расстояние между пластом и групповым штреком более 75 м при устойчивых боковых породах и более 85 м при породах средней устойчивости, то целесообразно применять схему 3.

С целью увеличения нагрузки на пласт и повышения эффективности применения щитовых агрегатов рекомендуется в пределах этажа или его крыла подготавливать два независимых друг от друга выемочных участка, работающих догоняющими или расходящимися забоями и выполнять ведение очистных и подготовительных работ в каждом забое по схемам 1, 2 и 3, а также производить подготовку выемочного участка на высоту двух-трёх этажей по схеме 4 (рис. 3.37, б). Основное назначение квершлагов 8, проводимых на промежуточных горизонтах с групповых штреков 7, заключается в сокращении расстояния перемещения рабочих и доставки материалов.

Перспективным в развитии систем разработки с применением щитовых агрегатов является увеличение высоты этажа (отработка на два этажа), что снижает себестоимость угля по выемочному участку, за счёт сокращения затрат на конечных участках: проведения монтажных ниш, монтажа и демонтажа щитового агрегата, уменьшения объёма проведения подготовительных выработок. При устойчивых боковых породах выемка угля щитовым агрегатом может производиться на всю удлинённую высоту этажа с передачей угля на нижний горизонт (рис. 3.38, а).

На промежуточных горизонтах подготовительные выработки не проводятся. Удельные затраты на проведение монтажной ниши, монтаж и демонтаж щитового агрегата сокращается на 30-50% в зависимости от наклонной высоты этажа. На такую же величину снижаются и удельные затраты при подготовке щитового выемочного участка.

В случае применения щитовых агрегатов на пластах с неустойчивыми боковыми породами, для снижения трудоёмкости поддержания углеспускных скатов может быть предусмотрена транспортировка угля из очистного забоя по углеспускному скату в пределах одного подэтажа. С этой целью угольный пласт на всех подэтажах вскрывается промквершлагами (рис. 3.38, б).

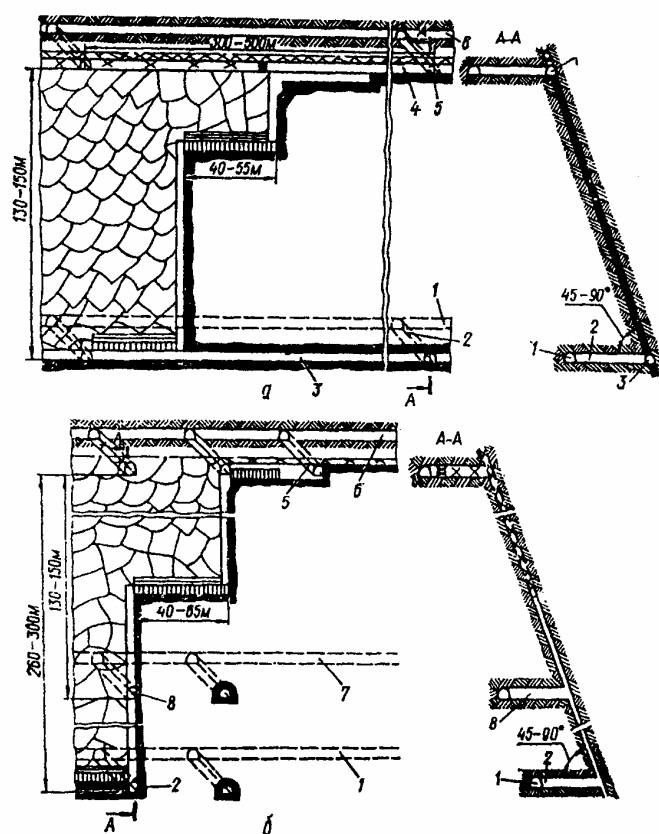


Рис. 3.37. Система разработки крутого пласта щитовым агрегатом при подготовке участка:

а - пластовыми штреками и промежуточными квершлагами с транспортировкой грузов на групповые штреки; б - одновременно на два этажа

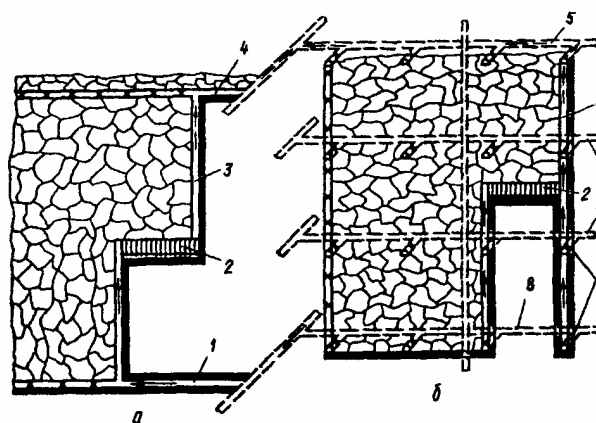


Рис. 3.38. Система разработки пласта при выемке угля щитовым агрегатом в устойчивых боковых породах пласта (а) и в неустойчивых (б):

1 - откаточный штрек; 2 - агрегат АНЩ; 3, 4 - вентиляционные печь и штрек; 5 - полевой вентиляционный штрек; 6, 8 - полевые штреки промежуточного горизонта и откаточный; 7 - промежуточный квершлаг

Такая подготовка выемочного участка увеличивает стоимость подготовительных работ, но снижает затраты на ремонт углеспускного ската и трудоёмкость его поддержания, позволяет обеспечивать подсыживание исходящей струи воздуха.

Необходимо отметить, что вскрытие пласта промквершлагами создаёт условия для направленного бурения скважин и проведения передовой углеспускной печи на высоту подэтажа и этажа. Оконтуривание вынимаемой полосы угля углеспускными печами обеспечивает устойчивую её отработку с учётом всех технологических звеньев. Одна из них может быть использована для транспортировки угля, а другая – для проветривания очистного забоя, доставки лесных и других материалов, прохода людей. Наличие оконтуривающих выработок позволяет также подсыживание исходящей струи воздуха из очистного забоя.

4. ТЕХНОЛОГИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ*

4.1. Основные элементы технологии

Понятие технологии очистных работ включает в себя совокупность производственных процессов, приемов, операций, осуществляемых в определенной последовательности в пространстве и времени, направленных на получение готовой продукции.

Производственный процесс по добыче угля предопределяет выполнение значительного количества взаимосвязанных последовательных приемов, операций, которые в совокупности представляют собой технологическую схему.

Технология, как таковая, всецело зависит от вида, типа применяемых средств, условий её реализации, организации производственных процессов.

Главными элементами, составляющими основу технологических схем очистных работ, являются процессы разрушения угольного массива, крепления выработанного пространства, управления горным давлением.

Главные элементы технологических схем очистных работ должны быть увязаны с вспомогательными звеньями схемы, а именно – с системой проветривания очистной выработки, транспортными работами и др.

При выборе технологических схем очистных работ следует особое внимание уделять возможности максимального использования средств механизации производственных процессов, взаимоувязывания их с условиями реализации технологии.

4.2. Технологические схемы очистной выемки

4.2.1. *Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением полным обрушением*

Управление горным давлением полным обрушением кровли заключается в регулировании динамики проявления горного давления в очистном забое с целью достижения периодического обрушения пород кровли за пределами призабойного пространства. Регулирование динамики осуществляется переноской посадочной и передвижением секций гидрофицированных крепей.

* В написании раздела принимали участие Воробьев Е.А., Хромовских С.Н.

Обрушение пород кровли осуществляется периодически по мере образования консоли, величина которой зависит от строения пород. Длина консоли, периодически обрушаемой в выработанном пространстве, называется шагом посадки или шагом обрушений. Величина шага обрушений может быть определена в соответствии с "Инструкцией по управлению горным давлением в очистных и подготовительных выработках при разработке угольных пластов с углами падения свыше 35°", Донецк, 1997, и скорректирована в процессе эксплуатации очистного забоя.

Технологические схемы комбайновой, молотковой выемки при управлении горным давлением способом полного обрушения приведены на рис. 4.1.

При выемке очистными комбайнами лава разделяется на пролеты путем установки разделительных костров, кустокостров, кустов, железобетонных плит. Обычно величина пролета составляет при применении органной крепи 20-40 м, стоек типа ОКУ – 40-50 м. Разделительные устройства устанавливают рядами по простиранию угольного пласта. Органная крепь (рис. 4.1, а) устанавливается по падению угольного пласта с расстоянием между стойками 10-15 см и между рядами – 4,5-10,8 м. Между органной крепью и угольным забоем могут устанавливаться переносные (1-2 ряда) деревянные костры или ряд пневматических костров.

Эффективное обрушение пород кровли может быть достигнуто путем удаления призабойной крепи за органной крепью.

С целью поддержания сопряжения очистной и подготовительной выработок используют рядовую породу, осуществляя её самотечную сухую закладку в породные ящики, высаженные на величину 10-20 м по падению пласта. Для поддержания породного массива в нижней части породного ящика устанавливают два ряда костров с шагом 1,8 м по простиранию и 1-2 м – по падению пласта.

На сопряжении комбайновой (прямолинейной) части лавы с уступной устанавливают два ряда костров с шагом 1-8 м по простиранию и 2-4 м – по падению пласта.

Выемка угля очистным комбайном может производиться как с использованием магазин-уступа, так и без него. При наличии в технологической схеме магазин-уступов поддержание пород кровли достигается путем установки костров с расстоянием 2,7 м по простиранию и 3-4 м – по падению пласта.

В случае использования специальной крепи ОКУ в качестве посадочных стоек (рис. 4.1, б), очистной забой может быть разделен на пролеты 40-50 м с установкой разделительного устройства в виде трех рядов костров, кустокостров, кустов. Посадочные стойки в комбайновой части лавы устанавливаются в два ряда по падению угольного пласта в шахматном порядке. Применение двух рядов посадочных стоек благоприятно влияет на процесс управления горным давлением и повышения его безопасности.

При применении потолкоуступной формы забоя и выемке угля отбойными молотками (рис. 4.1, в, г) очистной забой разделяют устройствами аналогично ранее описанной конструкции на пролеты 20-40 м по падению угольного пласта. Органную крепь устанавливают по падению угольного пласта с расстоянием между стойками 10-15 см и 5-10 м – по простиранию. Органная крепь возводится (как правило – двухрядная) в каждом из уступов на высоту 1,0 м больше, чем длина уступа, и 1,0 м ниже "ножки" уступа.

Поддержание сопряжения очистного забоя с вентиляционным штреком может производиться за счет устройства бутовой полосы на высоту верхнего уступа или большую с целью размещения объема рядовой породы, получаемой от проведения штрека. Поддержание бутового ящика в нижней части осуществляется одним-двумя рядами костров с шагом 1,8 м по простиранию пласта или органной крепью.

В потолкоуступных забоях в качестве посадочной крепи могут быть применены стойки типа ОКУ (рис. 4.1, г), устанавливаемые в один-два ряда по падению пласта в каждом из уступов с шагом 2,0 м. Посадочные стойки могут устанавливаться в два ряда в шахматном порядке с расстоянием 2,0 м по падению пласта.

Для осуществления функций поддержания пород кровли и охраны призабойного пространства от обрушенных пород возможны технологические схемы, использующие посадочные стойки типа ОКУ в сочетании с пневматическими кострами, устанавливаемыми между посадочными стойками. В данном случае стойки ОКУ выполняют роль посадочной (обрезной) крепи, а пневматические костры – защитной.

Остальные элементы технологической схемы применения посадочной крепи в потолкоуступном забое аналогичны приведенным ранее.

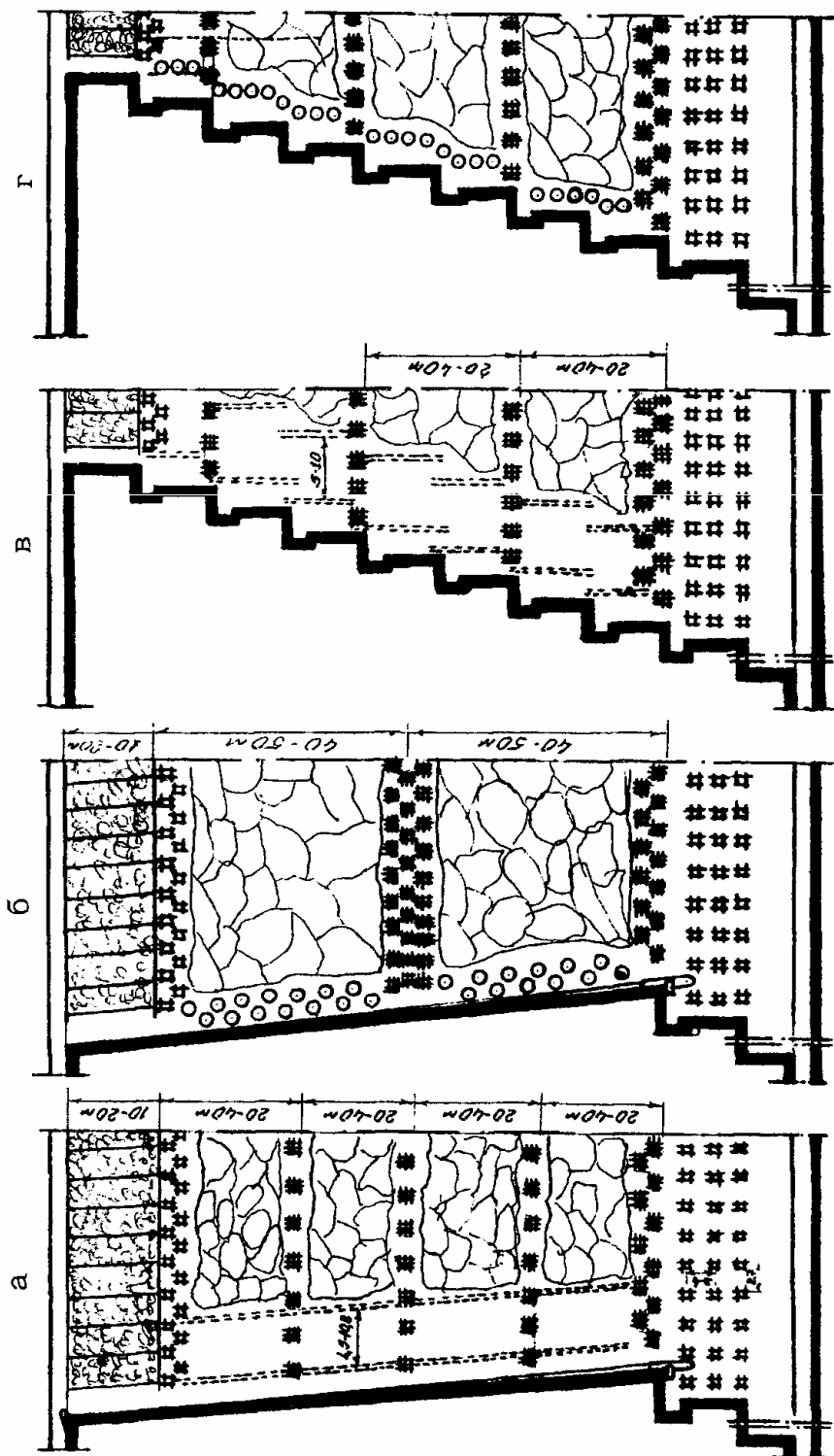


Рис. 4.1. Технологическая схема комбайновой (а,б), молотковой (в,г) выемки при управлении горным давлением полным обрушением

В указанных выше технологических схемах в качестве индивидуальных крепей используются как деревянные, так и металлические стойки. Областью применения технологических схем на рис. 4.1, а, в являются угольные пласты с породами легко- и среднеобрушаемыми (II, III классов классификации ДонУГИ), а технологических схем рис. 4.1, б, г – угольные пласты с боковыми породами II, III, IV классов и углами залегания 35-55°, мощностью 0,8-1,5 м.

При отработке угольных пластов мощностью 0,7-2,2 м с боковыми породами II и V классов может быть применена технологическая схема щитовой выемки (рис. 4.2, а). В качестве средств крепления, управления горным давлением, выемки угля используется щитовой агрегат типа АЩМ или АНЩ.

Практикой установлено, что щитовые агрегаты применяются при сплошной, комбинированной и столбовой системах разработки.

Для каждого выемочного участка (рис. 4.2, а) на откаточном и вентиляционном горизонтах проводят промежуточные квершлагги с группового штрека. Наряду с приведенной схемой подготовки участок может отрабатываться через промежуточные квершлагги с группового штрека на вентиляционном горизонте, а на откаточном проводятся стойки (скаты) по породе с полевого штрека, расположенного в 8-15 м от угольного пласта. Возможно проведение вентиляционного и откаточного штреков по пласту с группированием их на передний (передовой) промежуточный квершлагг. Оптимальный вариант выбирается в каждом конкретном случае с учетом горно-геологических и горнотехнических факторов.

Выемка угля щитовыми агрегатами производится полосами (40-60 м) по падению угольного пласта. Углеспускная печь проводится на всю высоту этажа один раз, в последующей полосе она только переоборудуется. Величина вынимаемой полосы угля зависит от горно-геологических факторов и может быть ограничена наличием геологических нарушений, створов и возможности расположения вентиляционной печи в ненарушенной зоне или зоне влияния створов. Углеспускные печи крепят сплошную венцовой крепью, железобетонными плитами, тумбами. Доступ обслуживающего персонала к щитовому агрегату осуществляется по углеспускной или вентиляционной печи (лестничное отделение).

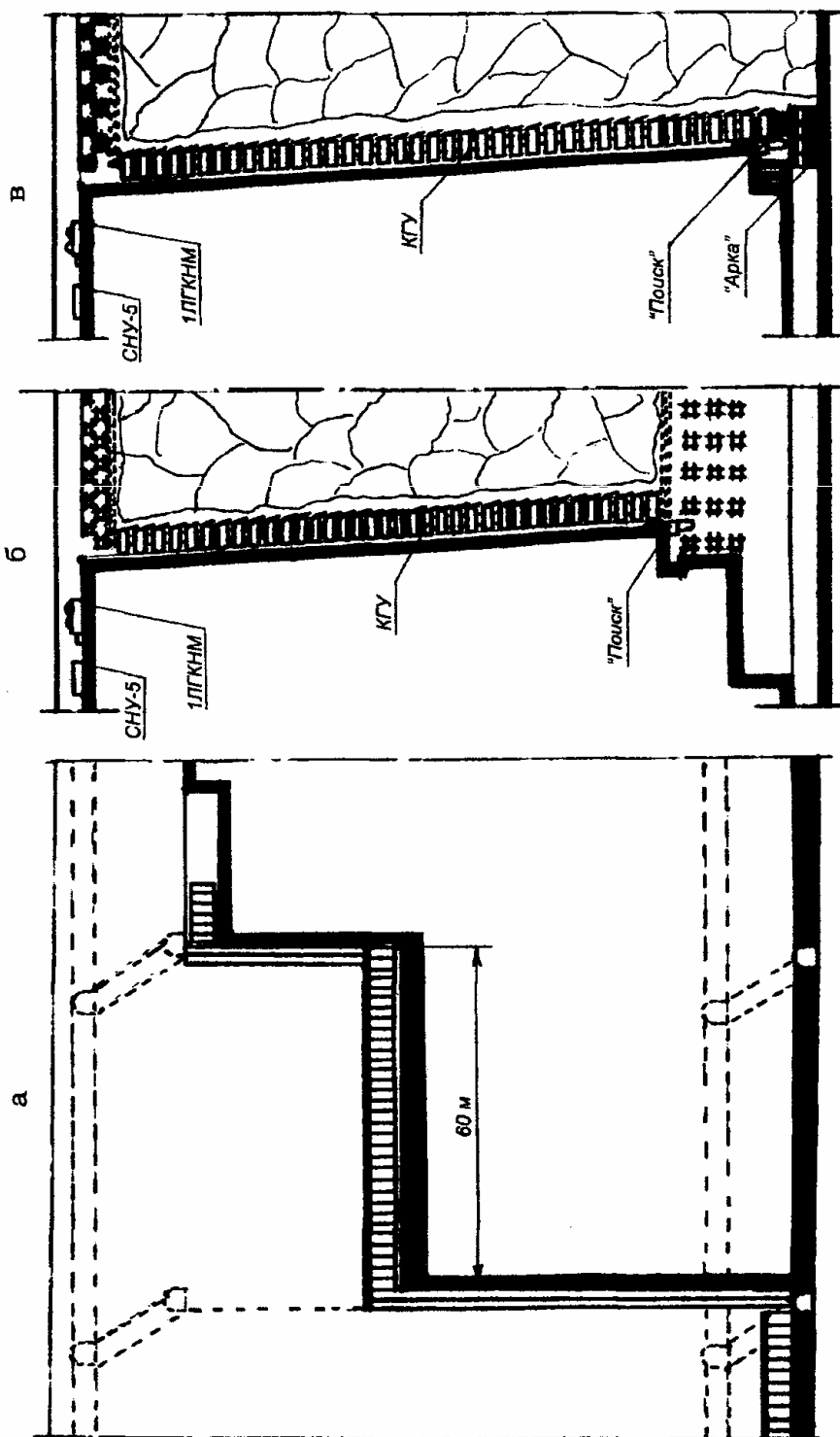


Рис. 4.2. Технологические схемы отработки пластов щитовым агрегатом (а), механизированной крепью (б, в)

Технология работы щитовой лавы построена так, что при выемке очередной полосы угля производится демонтаж щитового агрегата в предыдущей полосе и монтаж в последующей. Для этой цели устраивают монтажную камеру по угольному пласту ниже или на уровне промежуточного квершлага. При подготовке вентиляционного штрека по пласту монтажная ниша расположена под вентиляционным штреком.

Работы по монтажу секций крепи выполняются параллельно с проведением монтажной камеры, проветривание которой осуществляется вентилятором местного проветривания.

Демонтаж секций крепи щитового агрегата осуществляется под защитой ранее установленного на ограждениях крепи двухрядного накатника с металлической сеткой и транспортной лентой. Применение накатника позволяет также защитить секции щитового агрегата от ударов обрушенных пород.

Передвижение секции щитового агрегата АЦМ производится одновременно, все секции крепи после их разгрузки под действием силы тяжести опускаются до упора в угольный забой, после чего их загружают. В отличие от АЦМ, в агрегате АНЦ секции крепи передвигаются (подтягиваются) к конвейеростругу: вначале чётные секции, а затем, после их загрузки, передвигаются нечётные.

Шаг передвижения секций щитового агрегата, в зависимости от горно-геологических условий, может быть от 0,3 до 0,7 м.

Полное обрушение пород кровли может быть достигнуто применением механизированной крепи типа КГУ при отработке угольных пластов с боковыми породами II-V классов по столбовой или комбинированным системам разработки (рис. 4.2, б, в).

Гидрофицированная крепь устанавливается по падению пласта под углом 80-85° к линии простирания. В качестве выемочной машины используются очистные комбайны одностороннего действия типа "Поиск", КУ-410, "Универсал".

Сопряжение очистного забоя с вентиляционной выработкой при столбовой или комбинированной (на передний промежуточный квершлаг) системах разработки крепей двумя рядами костров с шагом установки 1,8 м по простиранию и 1-2 м по падению с возведением под кострами двух-, трёхрядной органной крепи. Сопряжение может также поддерживаться специальными кострами из шпального бруса с шагом установки 1,8 м по простиранию и 1-2 м по падению пласта.

При сплошной системе разработки и возникновении необходимости длительной охраны вентиляционного штрека возводят бутовую полосу, ширина которой должна быть не менее 35 м, с шагом закладки рядовой породой 2,7 м и наличием усиленных костров. Бутовая полоса поддерживается двумя рядами усиленных костров, ниже которых (на 3-4 м) устанавливается один ряд кустокостров (2,0x0,8 м).

Механизированная крепь может применяться как с магазин-уступами, так и без них. Уступная часть очистного забоя поддерживается кострами с шагом установки 2,7 м по простиранию и 3-4 м - по падению пласта.

Крепление сопряжений прямолинейной части очистного забоя с уступной осуществляют органной крепью или усиленными кострами в сочетании с органной крепью.

Передвижение секций крепи осуществляется снизу вверх по-секционно при выемке угля вслед за проходом выемочной машины. При эксплуатации механизированной крепи на незащищённых выбросоопасных пластах передвижение секций крепи производится после выемки угля на всю высоту и опускания комбайна в исходное положение.

В комплексе с механизированной крепью, для крепления сопряжений очистного забоя с откаточным штреком, может быть применена крепь сопряжений "Арка" (рис. 4.2, в). В этом случае секции механизированной крепи соединяют с крепью "Арка", а магазин-уступ и нижняя печь отсутствуют. Для обеспечения исходного положения выемочной машины с откаточного штрека производится выбуривание на высоту, необходимую для её "заводки".

По мере подвигания очистного забоя производят погашение откаточного штрека с удалением металлической крепи механизованным способом.

При применении крепи сопряжений "Арка" транспортировка угля от лавы производится конвейером.

4.2.2. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением полной закладкой

При отработке крутых и крутонаклонных пластов закладка выработанного пространства осуществляется дробленным материалом или рядовой породой самотечным способом.

При использовании рядовой породы отставание закладочного массива от прямолинейного (комбайнового) забоя с учётом резервного ящика не должно превышать 12-кратной ширины крепи.

Отставание закладочного массива от угольного забоя должно составлять: 4,5 м – при шаге закладки 2,7 м и легкообрушающихся (I-II класса) породах кровли; 5,4 м – при ширине закладки 3,6 м и средней обрушаемости (II-III класса) породах кровли; 7,2 м – при шаге закладки 4,5 м и труднообрушающихся (IV класса) породах кровли; 9,0 м – при шаге закладки 5,4 м и весьма труднообрушающихся (V класса) породах кровли.

Рядовая порода может быть применена для закладки выработанного пространства в случае, когда усадка закладочного массива составляет 45-50% вынимаемой мощности пласта и не сопровождается динамическими пригрузками призабойной крепи в процессе осадки пород основной кровли.

Величина шага закладки может быть увеличена при применении дополнительного крепления очистного забоя усиленными кострами, кустами, кустокострами.

Полная закладка выработанного пространства достигается путём возведения её в породных ящиках, выполненных из досок (рис. 4.3, а), металлической сетки (рис. 4.3, б, в).

Породный ящик, как правило, усиливается кострами, кустами, органной крепью.

Устройство ящиков в прямолинейном забое осуществляется параллельно угольному забою с заранее выбранным шагом.

С целью экономии лесоматериалов может применяться саморасклинивающаяся породная перемычка, выполненная из металлической сетки и устанавливаемая между стойками индивидуальной крепи по падению пласта с последующим заполнением её породой.

Применение полной закладки выработанного пространства на защитных пластах мощностью менее 0,6 м запрещено.

В потолкоуступных лавах (рис. 4.3, г) породный ящик должен соответствовать конфигурации забоя.

Приведенные на рис. 4.3 технологические схемы рекомендуются для применения при разработке угольных пластов мощностью 1,2-1,8 м с углами залегания 45-75°, боковыми породами I-V классов по классификации ДонУГИ при любой системе разработки.

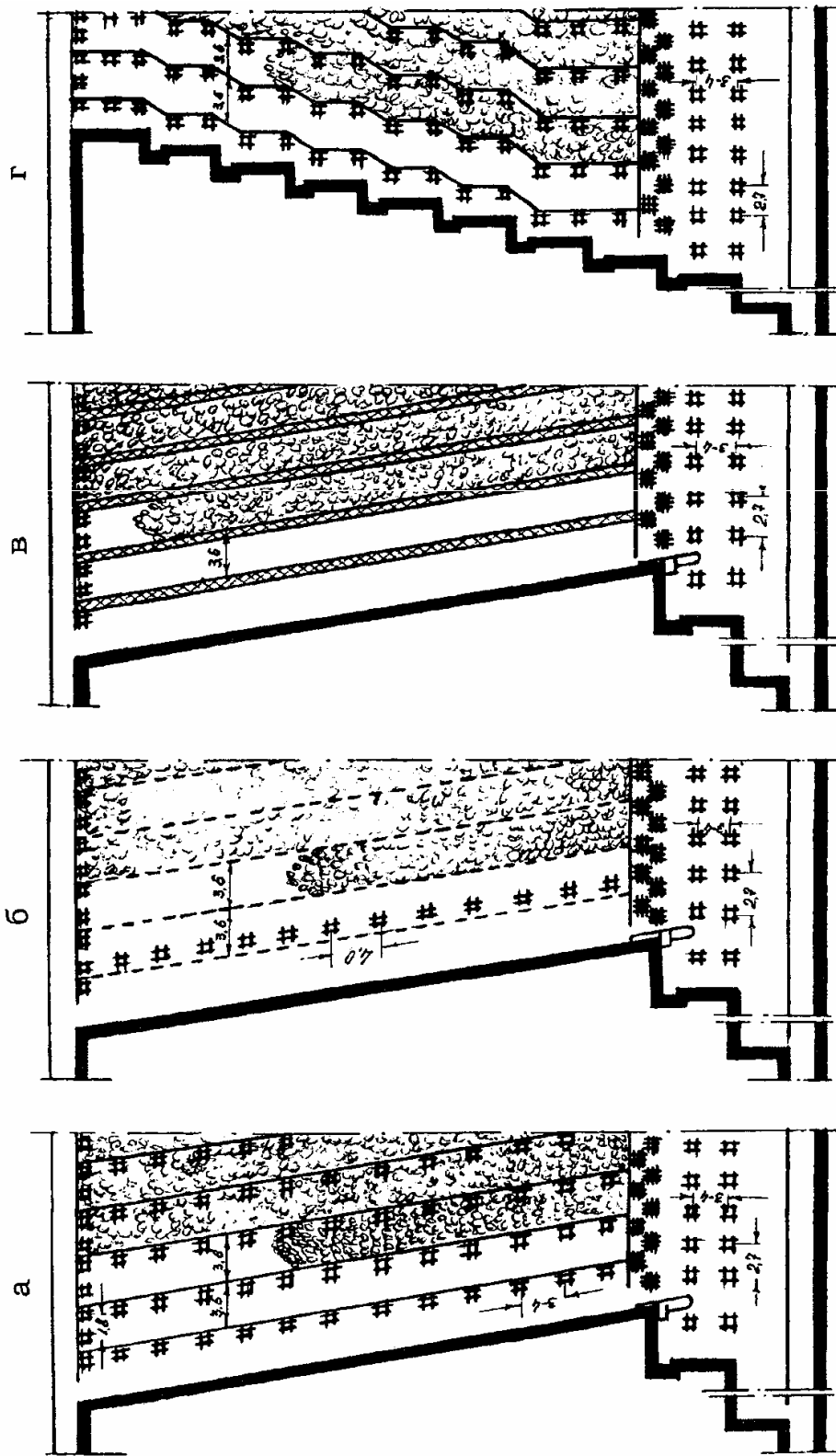


Рис. 4.3. Технологические схемы комбайновой (а, б, в), молотковой (г) выемки при управлении горным давлением полной закладкой

Для осуществления качественной закладки выработанного пространства целесообразно ежедневно доставлять к лаве 70-80% необходимой дробленой породы от дробильного комплекса, остальное количество породы может поступать от восстановления и ремонта вентиляционных выработок; размещение породы рекомендуется на сопряжении очистного забоя с вентиляционным штреком.

Выполнение работ по выемке угля, креплению уступной части очистного забоя аналогично описанию, приведенному в разделе 4.2.1.

4.2.3. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением частичной закладкой

Частичная закладка выработанного пространства может быть применена при частичном отсутствии закладочного материала. Породные полосы возводятся по простиранию или падению угольного пласта.

Частичная закладка полосами по простиранию (рис. 4.4, а) осуществляется закладочным материалом, получаемым от проведения бутовых штреков буровзрывным способом с подрывкой пород почвы или кровли; в случае закладки полосами по падению используют дробленую породу и породу от проведения и ремонта горных выработок, последняя в основном размещается на сопряжении очистного забоя с вентиляционным штреком.

Частичная закладка может быть применена при отработке угольных пластов с боковыми породами II-IV классов прямолинейными или потолкоуступными забоями.

Закладка выработанного пространства может быть выполнена сплошной полосой (под вентиляционным штреком), в этом случае её ширина составляет не менее 40% от длины лавы и принимается с учётом размещения всего объёма пород, полученных при проведении и ремонте подготовительных выработок.

Породные ящики могут быть выполнены из обаполов, металлической сетки и усилены кустами, кустокострами, кострами.

При закладке выработанного пространства по простиранию пласта в прямолинейном забое (рис. 4.4, в) бутовые штреки проводят на расстоянии 8-12 м друг от друга по падению пласта, ширина породного ящика для размещения породы составляет 4-8 м.

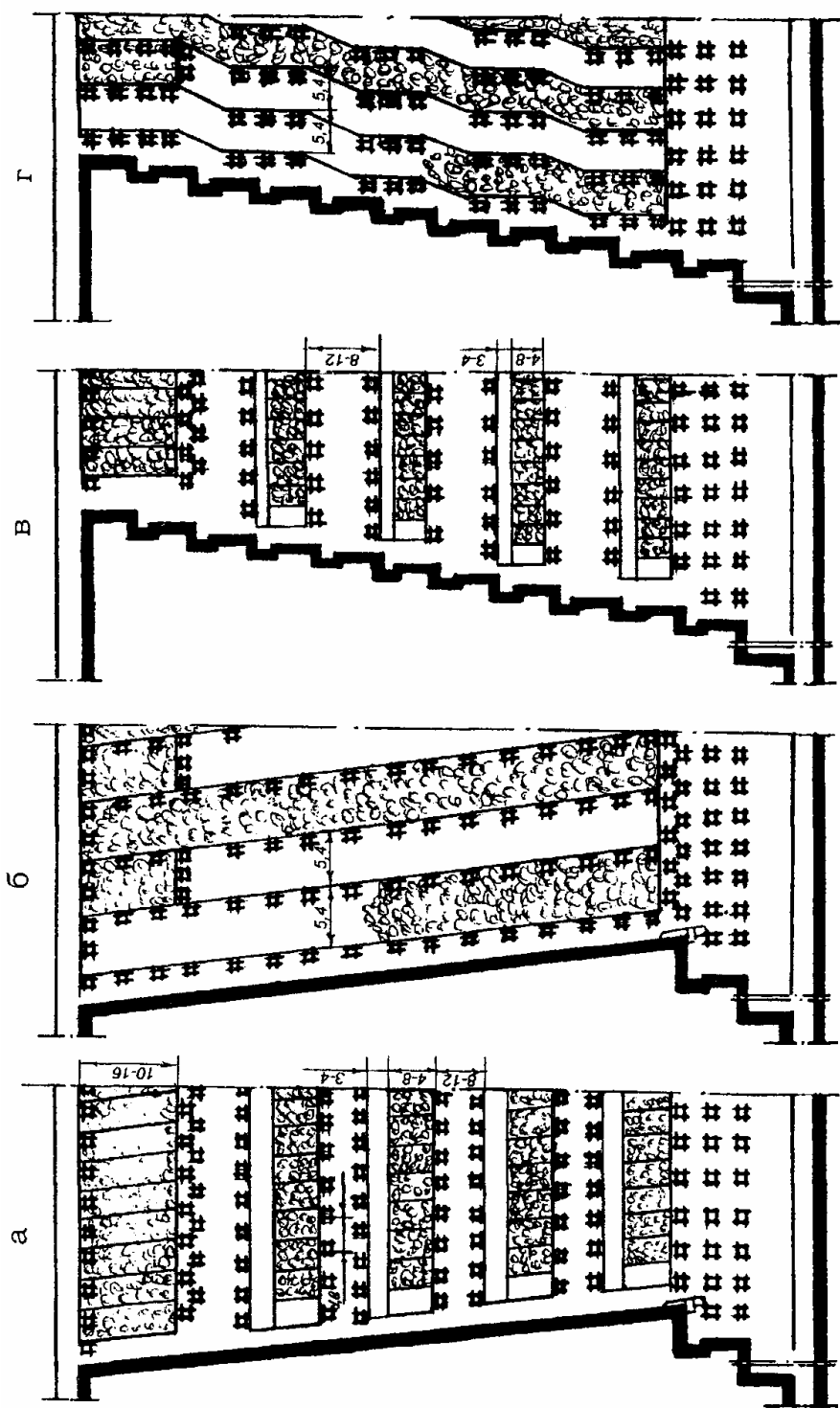


Рис. 4.4. Технологические схемы комбайновой (а,б), молотковой (в,г) выемки при управлении горным давлением частичной закладкой полосами по простиранию (а,в), падению (б,г)

Для поддержания породного ящика устанавливают настил и костры с шагом 1,8 м по простиранию пласта.

Ширина бутового штрека может достигать 3-4 м при породах II и III класса, заполнение породного ящика производится под собственным весом породы после буровзрывных работ.

Ограничивающим фактором для применения частичной закладки могут быть угольные пласты мощностью менее 0,7 м, выбросоопасные и самовозгорающиеся пласты.

При осуществлении способа частичной закладки полосами по падению используют конвейерный транспорт или рельсовый с вагонетками, разгружаемыми через откидные борта или опрокидом.

Заполнение породных ящиков должно производиться круглосуточно и заканчиваться к моменту подготовки нового породного ящика. Поддержание породного ящика осуществляется установкой упорных костров по падению пласта, кустокостров, кустов.

С целью охраны вентиляционного штрека заполнение породных ящиков на сопряжении очистного забоя с подготовительной выработкой производится сплошную, предварительно устанавливается полк и костры в нижней части короткого породного ящика.

Поддержание породной полосы в нижней части (на сопряжении комбайновой с уступной) осуществляется полком с двумя рядами костров, установленных в шахматном порядке с шагом 1,8 м по простиранию и 1-2 м по падению пласта.

Технологические схемы, приведенные на рис. 4.4, могут быть использованы при отработке угольных пластов мощностью 1,0-1,5 м, с углами залегания 45-75° и боковыми породами II-IV класса по классификации ДонУГИ, при любой системе разработки.

При боковых породах II класса и закладке полосами по простиранию ширина породной полосы может составлять 10-15 м, расстояние между ними – 4-6 м.

Боковые породы III класса требуют производить закладку полосами по простиранию шириной 8-12 м при расстоянии между ними 4-6 м. В случае применения с этим классом пород частичной закладки полосами по падению ширина полосы должна составлять 5,4-5,6 м при расстоянии между ними 3,6-4,5 м.

Для боковых пород IV класса и осуществления закладки полосами по простиранию её ширина может составить 6-10 м при расстоянии между ними 8-15 м, при частичной закладке выработан-

ного пространства полосами по падению ширина породной полосы составит 5,4-7,2 м, а расстояние между ними – 4,5-5,4 м.

4.2.4. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением плавным опусканием

Способ управления горным давлением плавным опусканием может быть применён на пластах мощностью до 0,8 м с боковыми породами VI класса, склонных к плавному опусканию без разрыва сплошности. Плавное опускание даёт большой положительный эффект при наличии в кровле пласта пород, склонных к плавному прогибу, и пород почвы, склонных к вспучиванию.

Технологические схемы (рис. 4.5) могут быть разнообразными, в зависимости от применяемых средств выемки угля и крепления очистного забоя. В качестве сплошной крепи могут быть использованы переносные деревянные (рис 4.5, а, в) или пневматические костры (рис. 4.5, б, г).

При выемке угля очистными комбайнами очистной забой разделяют на "предельные пролёты" (20-30 м), где по простиранию угольного пласта устанавливают два ряда усиленных костров из шпального бруса или обычных костров. Индивидуальная крепь может быть как деревянная, так и металлическая под деревянные обаполы (распилы).

Между предельными пролётами устанавливают деревянные переносные костры либо пневматические костры с шагом 4,0 м по падению пласта. Плавное опускание пород кровли осуществляется между усиленными кострами в пролётах 20-30 м.

Уступная часть комбайновой лавы крепится обычными кострами с установкой их на расстоянии 3,4 м по падению и 2,7 м - по простиранию угольного пласта.

Для охраны вентиляционного штрека на сопряжении его с очистным забоем устанавливают породные ящики на высоту 10-20 м, ниже которых возводят два ряда костров по простиранию пласта с шагом 1,8 м и 1,2 м по падению. Породные ящики заполняют породой от проведения или восстановления горных выработок.

При выемке угля отбойными молотками очистной забой разделяют на "предельные пролёты" величиной 35-45 м, разделение предельных пролётов производят двумя рядами усиленных костров из шпального бруса или двумя рядами обычных костров.

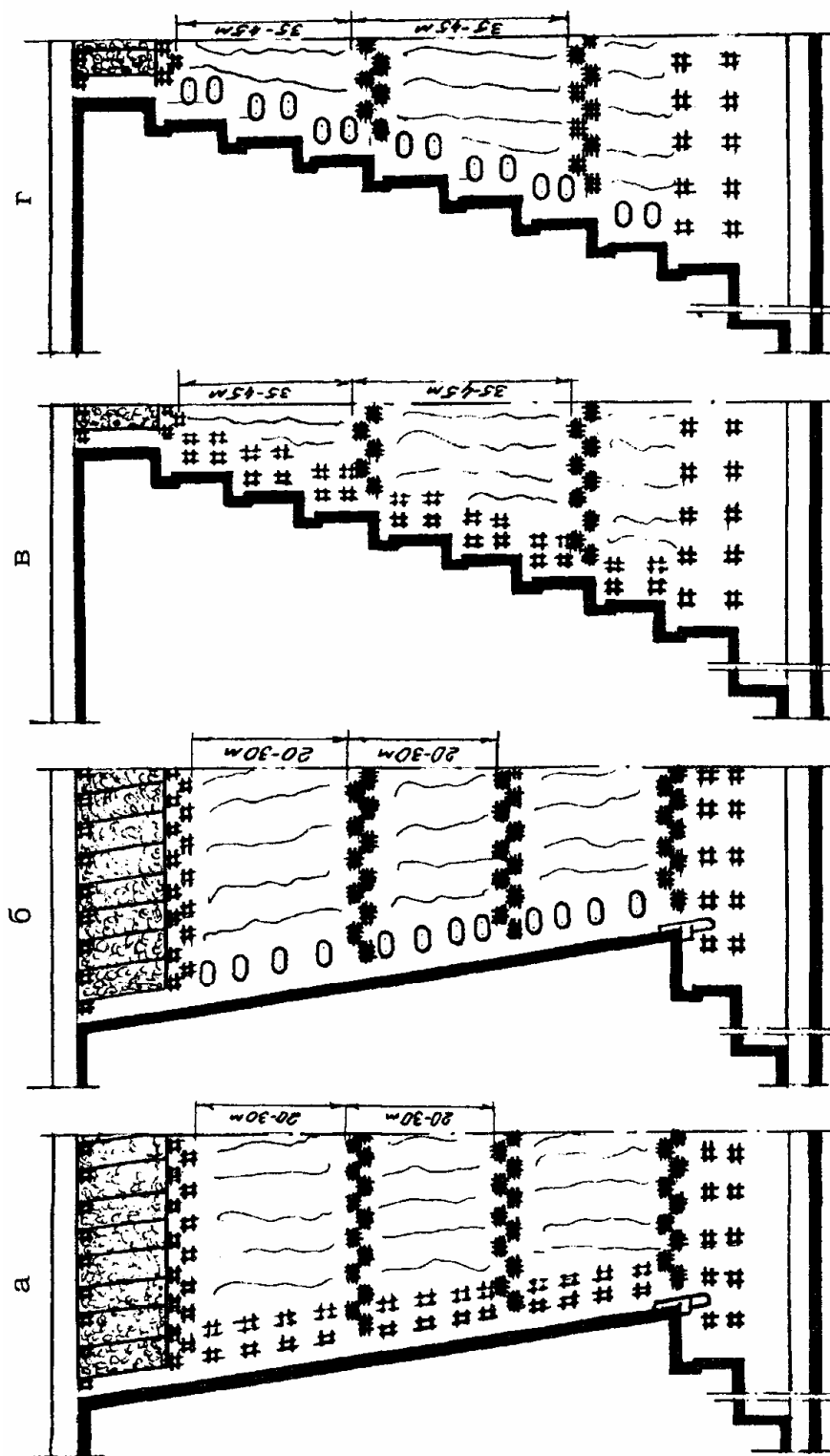


Рис. 4.5. Технологические схемы комбайновой (а,б), молотковой (в,г) выемки при управлении горным давлением плавным опусканием

Расстояние между кострами может составлять 1,8 м по простиранию и 2-4 м – по падению пласта. Костры устанавливаются в одном из мест сопряжений рядом расположенных уступов. Между предельными пролётами устанавливают деревянные переносные или пневматические костры с шагом 4,0 м по падению угольного пласта.

Крепление первого уступа производится с установкой непременных деревянных костров с шагом 1,8 м по простиранию и 3-4 м по падению пласта.

Сопряжение очистного забоя с вентиляционным штреком может поддерживаться возведенной закладкой рядовой породы, получаемой от ремонта или проведения подготовительных работ. Устройство породного ящика для бутовой полосы аналогично возведению его в очистном забое с комбайновой выемкой угля. При выемке отбойными молотками в потолкоуступных забоях крутых и крутонаклонных пластов мощностью 0,4-0,6 м с боковыми породами, склонными к плавному прогибу (глинистые, песчано-глинистые сланцы), и породами почвы, склонными к вспучиванию, может происходить интенсивное сближение боковых пород без разрыва их сплошности. На расстоянии 3,6-5,4 м от угольного забоя величина сближения боковых пород может составить 40-50% от мощности отрабатываемого пласта. В этом случае может не применяться специальная крепь.

Областью применения технологических схем, приведенных на рис. 4.5, являются угольные пласты мощностью до 0,8 м с углом залегания 35-90° и боковыми породами VI класса по классификации ДонУГИ.

Индивидуальная металлическая крепь может быть использована в очистных забоях с комбайновой выемкой, а в уступном забое – деревянная.

С целью реализации процесса плавного опускания пород кровли необходимо осуществлять переноску деревянных или пневматических костров с шагом 1,8-2,7 м, уточняя эту величину в каждом случае в зависимости от состояния боковых пород и горно-геологических условий. В зависимости от горно-геологических условий также может измениться и шаг установки в очистном забое специальной крепи.

4.2.5. Технологические схемы выемки пластов при управлении горным давлением удержанием на кострах

Управление горным давлением удержанием кровли на кострах (рис. 4.6) применяется в комбайновых и уступных лавах при ослабленных породах, в местах геологических нарушений. Данный способ не является прогрессивным, не может быть использован также при отсутствии технических средств для применения способов полной или частичной закладки, полного обрушения.

Состав боковых пород при удержании кровли на кострах может быть любым, мощность пласта не более 2,0 м.

Как в ранее приведенных технологических схемах, очистной забой разделяют на "предельные пролёты", величина которых для комбайновой лавы (рис. 4.6, а) составляет 30-40 м по падению угольного пласта и 35-45 м – для молотковых (рис. 4.6, б, в) лав с уступной формой забоя.

Усиленные костры в "предельных пролётах" устанавливают из шпального бруса с шагом 1,8-2,7 м по простиранию пласта, технология возведения которых аналогична ранее приведенным технологическим схемам.

По мере подвигания очистного забоя устанавливают обычные деревянные костры на расстоянии 4,0 м по падению и 2,7 м по простиранию пласта.

Для охраны вентиляционного штрека на его сопряжении с очистным забоем устанавливают породные ящики с упорными кострами, заполнение которых породой производят по мере подвигания лавы.

При применении способа управления горным давлением удержанием на кострах в потолкоуступном забое (рис. 4.6, б) также возводится один, два ряда усиленных костров из шпального бруса, разделяя при этом очистной забой на "предельные пролёты".

Установка ряда усиленных костров выполняется, как правило, на сопряжении уступов. Выкладка костров для управления горным давлением производится внутри пролёта с шагом 3,0 м по простиранию и 4,0 м – по падению пласта.

Охрана вентиляционного штрека может производиться за счёт устройства бутовой полосы, аналогично возведению в комбайновой лаве.

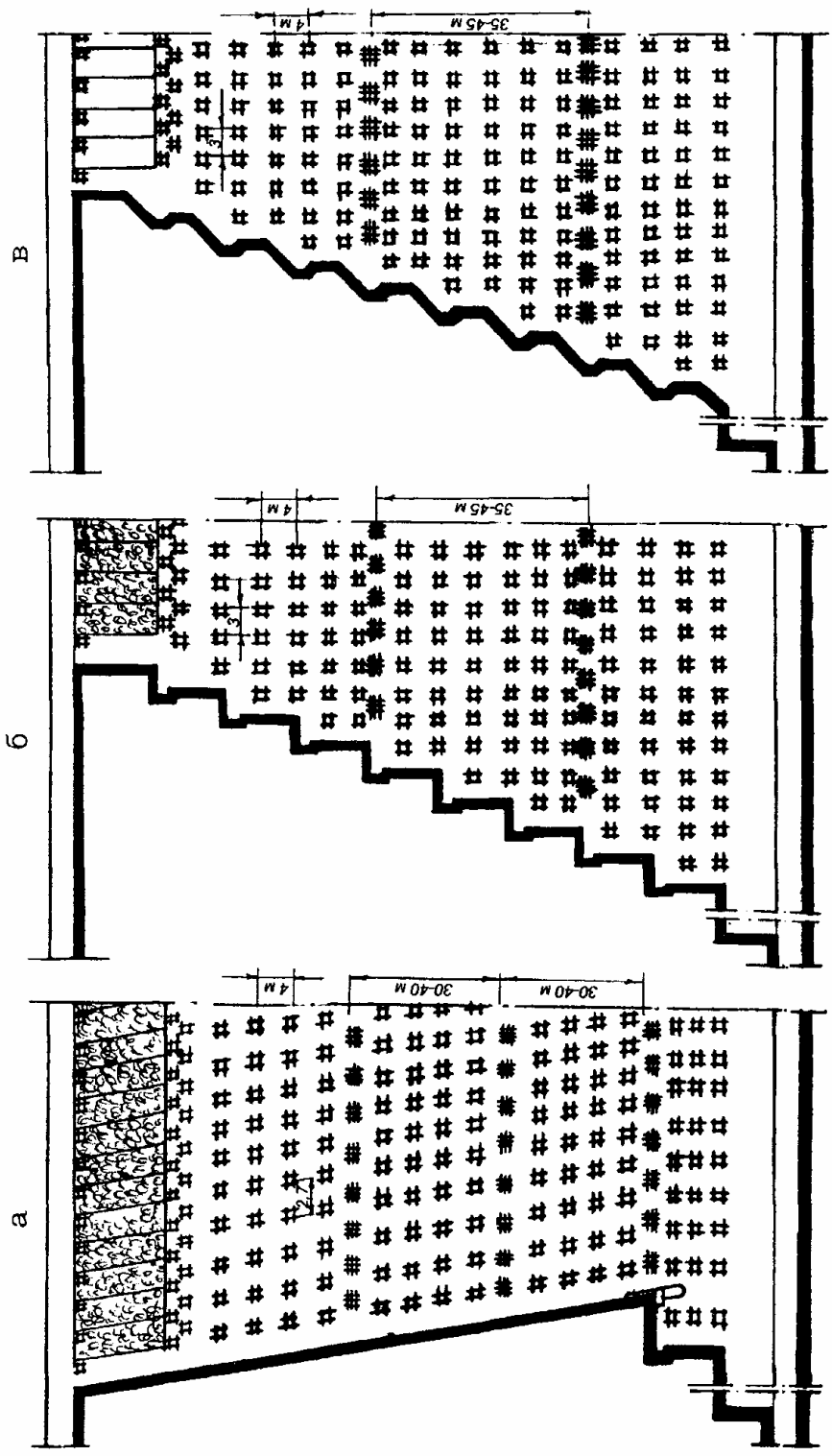


Рис. 4.6. Технологические схемы с забоями: прямолинейным (а), потолкоуступным (б), косыми уступами (в) — при управлении горным давлением удержанием на кострах

При отработке крутых и крутонаклонных пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, склонных к высыпанию, целесообразно использование технологических схем с косыми уступами (рис. 4.6, в).

Применение данной технологической схемы может позволить исключить концентрацию напряжений, создаваемых при смещении боковых пород в "ножках" уступов и кутковой части, улучшить проветривание очистного забоя, упростить технологические процессы по выемке угля.

Технологические схемы (рис. 4.6) могут быть применены при отработке угольных пластов мощностью до 2,0 м с углами залегания 36-90° при любой схеме разработки.

5. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ И ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК*

5.1. Способы крепления и управления горным давлением

5.1.1. Основные положения

Управление горным давлением – это совокупность технических, технологических и организационных мероприятий, направленных на управление поведением и состоянием породного массива, обеспечивающих безопасность условий труда и высокопроизводительную работу.

Породный массив подразделяется на непосредственную и основную кровлю и почву. Непосредственно над пластом могут залежать слабые, легкообрушаемые породы незначительной мощности, называемые ложной кровлей. Непосредственная кровля – породы, залегающие выше ложной кровли, при отсутствии последней непосредственная кровля соприкасается с угольным массивом. Она обладает значительной прочностью, допускает существование необрушенного обнажения в течение значительного времени. Над непосредственной кровлей залегают основная кровля, которая способна не обрушаться на больших площадях. Под угольным пластом залегают непосредственная почва, которая в отдельных случаях может обладать склонностью к вспучиванию. Ниже непосредственной почвы залегают основная почва.

Эффективное управление горным давлением в значительной степени зависит от надёжности работы системы "кровля-крепь-почва".

При выемке крутых и крутонаклонных весьма тонких и тонких угольных пластов могут использоваться следующие способы управления горным давлением:

- полное обрушение,
- плавное опускание,
- частичная закладка выработанного пространства полосами по падению (простиранию),
- полная закладка выработанного пространства,
- удержание кровли на кострах, кустах или угольных целиках.

* В написании раздела принимал участие Гродзинский П.Я.

Для предупреждения обрушения непосредственных слоев кровли или вывалов в рабочем пространстве устанавливается призабойная крепь вслед за выемкой угля. Управление движением породного массива из-за влияния очистных работ осуществляется специальной крепью, к которой относятся посадочные крепи в виде органки из деревянных и металлических стоек, кусты, посадочные стойки, щитовые агрегаты и гидрофицированные крепи, применяемые при управлении горным давлением полным обрушением. При плавном опускании кровли используются крепи: деревянные костры, металлические стойки, пневматические крепи. Бутовые полосы применяют при частичной закладке.

5.1.2. Средства крепления и управления горным давлением

При разработке пластов в качестве средств крепления и управления горным давлением используются крепи:

- призабойные – деревянные стойки и верхняки, металлические стойки трения типа ТУ, ТЖ и гидравлические стойки типа СУГ, ГВД;
- специальные – деревянные костры, кустокостры, кусты, органка из металлических и деревянных стоек, металлические посадочные стойки типа ОКУ, пневматические костры типа ПМ, гидравлические стойки типа СПВ и СП, механизированные крепи типа КГУ, щитовые агрегаты типа АНЩ, АЦМ.

Рабочие характеристики различных типов крепи приведены на рис. 5.1.1, представляющие зависимость их сопротивления от податливости.

Для крепления очистного забоя применяются различные породы дерева, основными из которых являются сосна, лиственница, ель, пихта и дуб в качестве рудничной стойки и берёза в качестве стоек для костровой крепи. Существенным недостатком таких крепей является большой разброс прочностных характеристик, недолговечность, значительная трудоёмкость их установки. Металлические стойки, применяемые в качестве индивидуальной крепи, более эффективны в части технологичности, имеют повышенные характеристики начального и рабочего сопротивления, долговечности и др. Крепью нарастающего сопротивления является посадочная стойка типа ОКУ, которая устанавливается между рамами призабойной крепи.

Вместо переносных деревянных костров в качестве специальной крепи в лавах применяются пневматические костры типа ПМ. Преимуществами пневматической крепи, в сравнении с деревянной, являются значительный начальный распор (большой в 10-15 раз), отсутствие концентраторов контактных напряжений, большая площадь контакта с боковыми породами, приспособляемость к неровностям боковых пород и др. Пневматический костёр работает в режиме плавного нарастания сопротивления. При сближении боковых пород за счёт уменьшения объёма пневмокостра, увеличения площади контакта с боковыми породами сопротивление пневматического костра увеличивается.

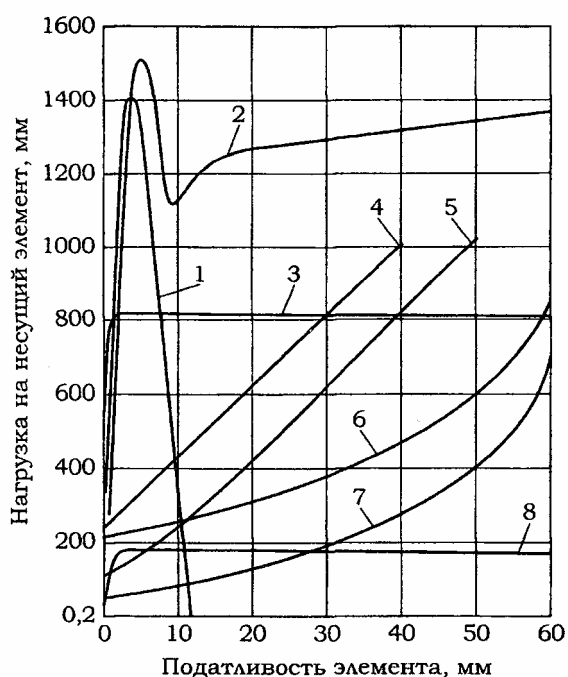


Рис. 5.1.1. Характеристика крепей:

1 - куст; 2 - кустокостёр; 3 - гидравлическая стойка; 4 - стойка трения (типа ОКУм); 5 - накатной костёр; 6 - пневматический костёр; 7 - костёр; 8 - стойка трения (типа ТУ)

К средствам комплексной механизации разработки угольных пластов с углами залегания свыше 35° относится механизированная гидравлическая крепь КГУ. Она применяется при способах управления горным давлением полным обрушением кровли, закладкой выработанного пространства.

Щитовые агрегаты применяются в качестве средств комплексной механизации выемки угля, крепления и управления горным давлением полным обрушением кровли при выемке пла-

стов полосами по падению. Гидрофицированная крепь щитового агрегата оградительно-поддерживающего типа.

Технические характеристики средств крепления очистного забоя приведены в табл. 5.1.1 – 5.1.8.

Таблица 5.1.1.

Технические характеристики стоек трения типа ТУ

Тип стойки	Высота, мм		Сопротивление, кН (тс)		Раздвижность, мм	Удельное давление на почву, МПа (кгс/см ²)	Масса, кг
	max	min	начальное	рабочее			
1Т15У	558	357	50(5)	150(15)	200	17,3(173)	12,9
2Т15У	627	397	50(5)	150(15)	230	17,3(173)	13,6
3Т15У	710	417	50(5)	150(15)	260	17,3(173)	15,4
4Т20У	790	488	50(5)	200(20)	300	15(150)	22,8
5Т20У	890	548	50(5)	200(20)	340	15(150)	24,0
6Т20У	990	618	50(5)	200(20)	370	15(150)	25,2
7Т20У	1110	698	50(5)	200(20)	410	15(150)	27,8
8Т20У	1240	788	50(5)	200(20)	450	15(150)	29,6

Таблица 5.1.2.

Технические характеристики металлических стоек трения типа ТЖ

Тип стойки	Высота, мм		Сопротивление, кН (тс)		Раздвижность, мм	Удельное давление на почву, МПа (кгс/см ²)	Масса, кг
	max	min	начальное	рабочее			
9Т25Ж	1390	888	50(5)	250(25)	500	18,2(182)	38,3
10Т25Ж	1590	988	50(5)	250(25)	600	18,2(182)	41,1
11Т25Ж	1790	1108	50(5)	250(25)	680	18,2(182)	43,2

Таблица 5.1.3.

Технические характеристики металлических стоек трения типа СУГ

Тип стойки	Высота, мм		Раздвижность, мм	Удельное давление на почву, МПа (кгс/см ²)	Масса, кг	Рабочая жидкость
	max	min				
5СУГ	800	560	240	22,5	26,0	индустриальное масло И-12А, И-30А ГОСТ 20799-88 с добавкой антикоррозийных ингибиторов
6СУГ	900	630	270	22,5	28,0	
7СУГ	1000	720	280	22,5	31,0	
8СУГ	1250	900	320	22,5	33,0	
9СУГ	1250	900	350	22,5	36,0	
10СУГ	1400	1000	400	22,5	39,0	
11СУГ	1600	1120	480	22,5	42,0	

Таблица 5.1.4.

**Технические характеристики стоек двойной раздвижности
внешнего питания типа ГВД**

Показатель	1ГВД	2ГВД	3ГВД
Высота стойки, мм:			
- минимальная	360	400	450
- максимальная	580	700	790
Сопротивление, кН(тс):			
- начальное	100(10)	100(10)	100(10)
- рабочее	300(30)	300(30)	300(30)
Раздвижность, мм:			
- первой ступени	133	150	225
- второй ступени	133	150	225
Давление жидкости при рабочем сопротивлении, МПа (кгс/см ²):			
- в цилиндре первой ступени	45(450)	45(450)	45(450)
- в цилиндре второй ступени	60(600)	60(600)	60(600)
Масса стойки, кг	23	25	27
Рабочая жидкость – водомасляная эмульсия с 3-5% содержанием присадки АКВОЛ-3			

Таблица 5.1.5.

Технические характеристики пневматических костров типа ПМ

Показатель	6PM2	6PM3	6PM4
Рабочий диапазон раз- движности, м	0,4-0,7	0,6-1,0	0,8-1,2
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа (кгс / см ²)	0,3-0,5(3-5)	0,3-0,5(3-5)	0,3-0,5(3-5)
Начальный распор при максимальной раздвижности, кН(тс) и давлении сжатого воздуха:			
0,3 МПа	170-90(17-9)	160-100(16-10)	160-100(16-10)
0,4 МПа	220-120(22-12)	210-130(21-13)	210-130(21-13)
0,5 МПа	280-130(28-13)	260-180(26-18)	260-180(26-18)
Время наполнения сжатым воздухом до давления 0,3-0,5 МПа, с	40	35	80
Время опорожнения (до потери контакта пнев- мокоистра с кровлей), с	60	90	110
Масса, кг	45	70	90

Таблица 5.1.6.

Технические характеристики посадочных стоек типа ОКУ

Показатель	ОКУ01Б	ОКУ01	ОКУ02	ОКУ03	ОКУ04	ОКУ05	ОКУ06
Высота стойки, мм:							
- минимальная	323	388	460	560	700	825	1036
- максимальная	583	705	860	1050	1315	1600	2000

Продолжение таблицы 5.1.6.

Сопротивление, кН (тс):							
- начальное	200-250 (20-25)	200-250 (20-25)	300-400 (30-40)	300-400 (30-40)	300-400 (30-40)	400-600 (40-60)	400-600 (40-60)
- рабочее	1000 (100)	1000 (100)	1500 (150)	1500 (150)	1500 (150)	2000 (200)	000 (200)
Раздвижность, мм:	262	317	400	490	615	775	965
- основным винтом	142	197	210	300	425	475	665
- настрочным винтом	120	120	190	190	190	300	300
Максимальная податливость при рабочем сопротивлении, мм	40	40	80	80	80	140	140
Удельное сопротивление, МПа (кгс/см ²):							
- на почву	8,5 (85)	8,5 (85)	8,5 (85)	8,5 (85)	8,5 (85)	6,4 (64)	6,4 (64)
- на кровлю	10,5 (105)	10,5 (105)	10,6 (106)	10,6 (106)	10,6 (106)	9,3 (93)	9,3 (93)
Масса стойки, кг	95,3	112	163,8	187,3	218	321,4	363,6

Таблица 5.1.7.

Техническая характеристика гидростойки крепи типа КГУ

Показатель	Величина
Высота стойки (II типоразмер), мм:	
- минимальная	660
- максимальная	1302
Сопротивление, кН (тс):	
- начальное	400(40)
- рабочее	600(60)
Раздвижность, мм	640
Масса, кг	130

Таблица 5.1.8.

Техническая характеристика гидростоек агрегата типа АНЦ

Показатель	Величина
1	2
Высота стойки (II типоразмер), мм:	
- минимальная	562
- максимальная	1212
Сопротивление, кН (тс):	
- начальное	200(20)
- рабочее	300(30)
Раздвижность, мм	650
Масса, кг	68

5.1.3. Крепление призабойного пространства

Безопасное поддержание призабойного пространства может быть достигнуто при правильном выборе и расстановке соответствующей индивидуальной крепи.

Схемы крепления, расстановка индивидуальной крепи представлены на рис. 5.1.2.

Комплекты крепи (рис. 5.1.2, а), состоящие из трёх стоек, обаполов (распилов) по кровле и по почве, трёх затяжек по кровле и почве устанавливаются по падению пласта впритык друг к другу. Такая схема может быть использована в уступных и комбайновых лавах при мощности пласта 0,4-2,2 м с боковыми породами средней устойчивости, устойчивыми и весьма устойчивыми при любом способе управления горным давлением. При установке четырёх стоек в комплекте, обаполов по кровле и почве, четырёх затяжек по кровле и почве данная схема может быть использована при отработке пластов с неустойчивыми и средней устойчивости боковыми породами.

Сдвоенные комплекты, состоящие из шести стоек, двух распилов по кровле и по почве, 3-7 затяжек по кровле, 3-5 затяжек по почве, устанавливаемые по падению пласта впритык друг к другу, могут быть применены в уступных и комбайновых лавах с мощностью пласта 0,7 м и более при боковых породах весьма неустойчивых.

Комплект крепи может состоять из трёх стоек, обапола, трёх затяжек по кровле и быть установленным по падению пласта внахлест, (рис. 5.1.2, б) при ширине крепи 0,8-0,9 м, мощности пласта 0,4-1,5 м с боковыми породами устойчивыми и весьма устойчивыми и управлении горным давлением закладкой, полным обрушением.

При установке индивидуальной крепи рамками по простиранию пласта, состоящими из двух стоек и обаполов по кровле и по почве (рис. 5.1.2, в), осуществляется крепление призабойного пространства комбайновых лав, отрабатывающих угольные пласты мощностью 0,4-1,3 м с углом залегания $36-55^\circ$ и боковыми породами не ниже средней устойчивости, трещиноватыми.

Металлические крепи (рис. 5.1.2, г), комплектующиеся в рамки, состоящие из двух стоек, короткого распила и обапола по кровле (почве), применяют в комбайновых лавах, отрабатывающих угольные пласты мощностью 0,7-1,5 м с углами залегания $36-55^\circ$.

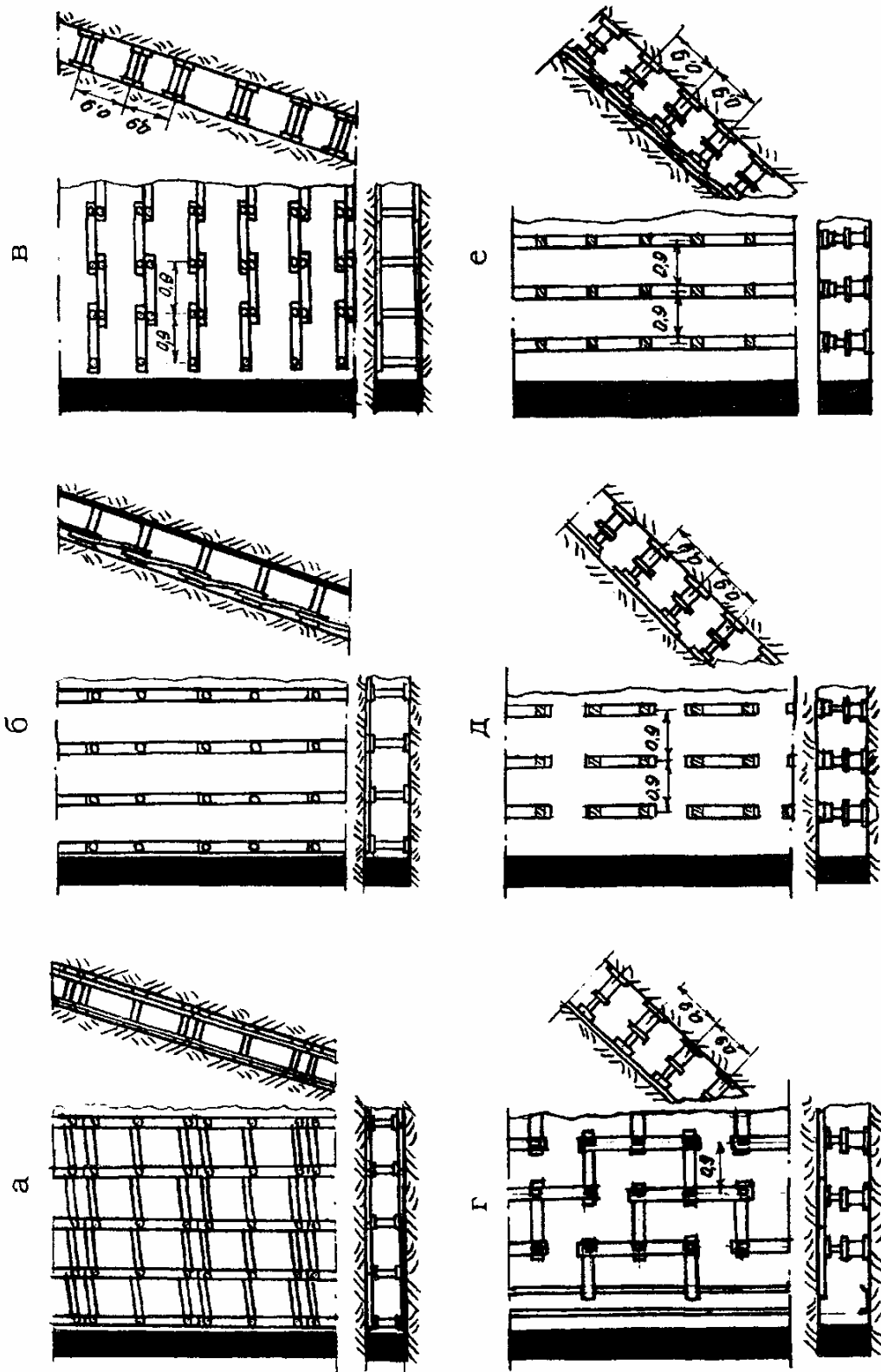


Рис. 5.1.2. Конструкция призабойной крепи.

Расстояние между рамками крепи по падению пласта – 0,8-0,9 м, количество рядов металлических стоек – 3-5. Данная схема рекомендуется для поддержания устойчивых и весьма устойчивых боковых пород.

Металлические крепи (рис. 5.1.2, д), устанавливаемые по падению пласта рамками из двух стоек, распила или обапола по кровле (почве), используются в комбайновых лавах, отрабатывающих пласты мощностью 0,7-1,5 м с углом залегания 36-55° и боковыми породами устойчивыми и весьма устойчивыми. Расстояние между стыками рамок по падению пласта – 0,2-0,3 м и 0,9 м – между ними по простиранию.

Комплекты металлической крепи (рис. 5.1.2, е), состоящие из двух, трёх стоек и обапола по кровле, устанавливаемые по падению пласта внахлестку, могут быть применены в комбайновых лавах крутонаклонных пластов (36-55°).

Расстояние между стойками по падению и между комбайнами по простиранию – 0,9 м. Данная схема может быть рекомендована при отработке пластов с боковыми породами не ниже средней устойчивости.

Состав и строение пород кровли и почвы, мощность пласта, величина смещения боковых пород влияют на выбор типоразмера и плотности крепи.

При мощности пласта до 1 м и глинистых или песчано-глинистых сланцах, в кровле легко отслаивающихся от вышележащих пород или породах почвы, склонных к сползанию, плотность призабойной крепи должна быть не менее 3,33 ст./м².

В случае линзовидных наслоений в кровле или почве, не имеющих связи с основными породами, плотность призабойной крепи должна составлять не менее 3,33 ст./м².

В условиях монолитных пород плотность призабойной крепи может быть уменьшена до 1,5-1,66 ст./м².

Исходя из нагрузочных свойств непосредственной кровли и вынимаемой мощности пласта, индивидуальные крепи должны обеспечивать необходимое суммарное сопротивление для надёжного поддержания породного массива в призабойном пространстве.

Сопротивление призабойной и специальной крепи при двукратной мощности обрушаемых пород и вынимаемой мощности

обрушающихся пород и вынимаемой мощности пласта до 1,0 м должно быть 120-150 кН/м² (призабойной), 300-500 кН/м (посадочной); при мощности пласта 1,1-2,0 м должно обеспечиваться сопротивление призабойной крепи 150-200 кН/м², посадочной - 500-600 кН/м.

При четырёхкратной мощности обрушающихся пород непосредственной кровли и мощности пласта до 1,0 м сопротивление призабойной крепи должно достигать 150-200 кН/м², а посадочной – 500-600 кН/м; для пластов мощностью 1,0-2,0 м сопротивление призабойной крепи 200-250 кН/м², а посадочной – 600-800 кН/м.

В случае обрушения непосредственной кровли на величину, равную шестикратной мощности пласта, и его вынимаемой мощности до 1,0 м сопротивление призабойной крепи должно быть обеспечено 200-250 кН/м², посадочной – 500-600 кН/м; при мощности пласта 1,0-2,0 м сопротивление призабойной и специальной крепей равны соответственно 250-300 кН/м², посадочной – 800-1300 кН/м.

Из условий высыпаний боковых пород плотность призабойной крепи может быть увеличена.

При выборе плотности и несущей способности призабойной и посадочной крепей особое внимание следует уделить их возможности выдерживать дополнительные пригрузки до 300-500 кН, возникающие при внезапных выбросах угля и газа.

Газодинамические явления могут сопровождаться резко возрастающими сдвигающими усилиями в плоскости пласта по линии его падения, что также может влиять на выбор несущей способности индивидуальной крепи.

5.1.4. Способы управления горным давлением

5.1.4.1. Выбор способа управления горным давлением

Совокупность горно-геологических и производственно-технических факторов ведения очистных работ предопределяет выбор наиболее эффективного способа управления горным давлением.

Основными факторами являются устойчивость и обрушаемость боковых пород, склонность к проявлению газодинамических явлений, самовозгоранию угля, горные удары, высыпание угля,

геологические нарушения, наличие целиков угля на соседних пластах, степень подработки или надработки, технология ведения очистных работ.

При разработке угольных пластов мощностью 0,7 м и более с породами II и III класса (по классификации ДонУГИ) должен применяться способ управления горным давлением полным обрушением кровли. Для достижения равномерного обрушения пород кровли по длине лавы рекомендуется осуществлять его в режиме "пределных пролётов кровли".

На пластах, склонных к самовозгоранию, с неустойчивыми и сползающими боковыми породами, труднообрушающейся кровлей, при охране сооружений на поверхности целесообразно применять способ управления горным давлением полной закладкой выработанного пространства при классе пород I, IV, V.

В случае отработки угольных пластов мощностью 0,5 м и более с труднообрушающейся кровлей (IV, V классы) возможно применение способа управления горным давлением полной закладкой в комплексе с механизированными крепями. Частичную закладку выработанного пространства с возведением породных (бутовых) полос рекомендуется применять на пластах мощностью 0,8 м и более с породами III и IV классов.

На пластах мощностью менее 0,8 м и боковыми породами VI класса используется, как правило, способ управления горным давлением плавным опусканием. Этот способ может быть применён в режиме "пределных пролётов кровли".

При отработке угольных пластов с частыми мелкоамплитудными нарушениями и весьма неустойчивыми боковыми породами может быть применено управление горным давлением удержанием на кострах. В случае наличия в непосредственной кровле и почве слабоустойчивых пород на пластах с динамическими осадками основной кровли данный способ рекомендуется применять в режиме "пределных пролётов кровли".

При выборе способа управления горным давлением очень важно сохранить один способ по длине очистного забоя. В качестве исключения могут быть участки (15-25 м) на сопряжении очистного забоя с подготовительными выработками. Сохранение выработанного пространства на сопряжении диктуется необхо-

димостью обеспечения выходов из лавы, свободного транспорта угля и охраны подготовительных выработок.

Осуществление указанных выше способов управления горным давлением может быть достигнуто применением индивидуальной, специальной и механизированных крепей с выемкой угля очистными комбайнами и отбойными молотками.

5.1.4.2. Полное обрушение

По мере подготовки очистного забоя, производится обрушение кровли. Шагом обрушения является величина образующейся консоли, размер которой зависит от физико-механических свойств пород, скорости подвигания очистного забоя, угла падения угольного пласта.

Для реализации данного способа управления горным давлением может быть использована органная крепь из деревянных или металлических стоек (породы легкой и средней обрушаемости II и III классов). При отработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа с проявлением осадок основной кровли, используются стойки типа ОКУ.

Органная крепь может состоять из одного или нескольких рядов с установкой стоек на расстоянии 5-10м друг от друга. Плотность органной крепи зависит от мощности обрубающихся пород непосредственной кровли. Крепь возводится снизу вверх, а по мере подвигания очистного забоя шаг её установки равен величине шага обрушения.

При полном обрушении пород кровли целесообразно использование "пределных пролётов", то есть разделение лавы на отдельные пролёты специальными разделительными устройствами (кострами, кустокострами, кустами, железобетонными плитами), которые, как правило, устанавливаются в 1-3 ряда по простиранию пласта.

Регулярное обрушение пород кровли может быть достигнуто полным удалением призабойной и органной крепи из выработанного пространства специальными лебёдками. Расположение призабойной и специальной крепи в потолкоуступной, почвоуступной прямолинейной комбайновых лавах представлено на рис. 5.1.3.

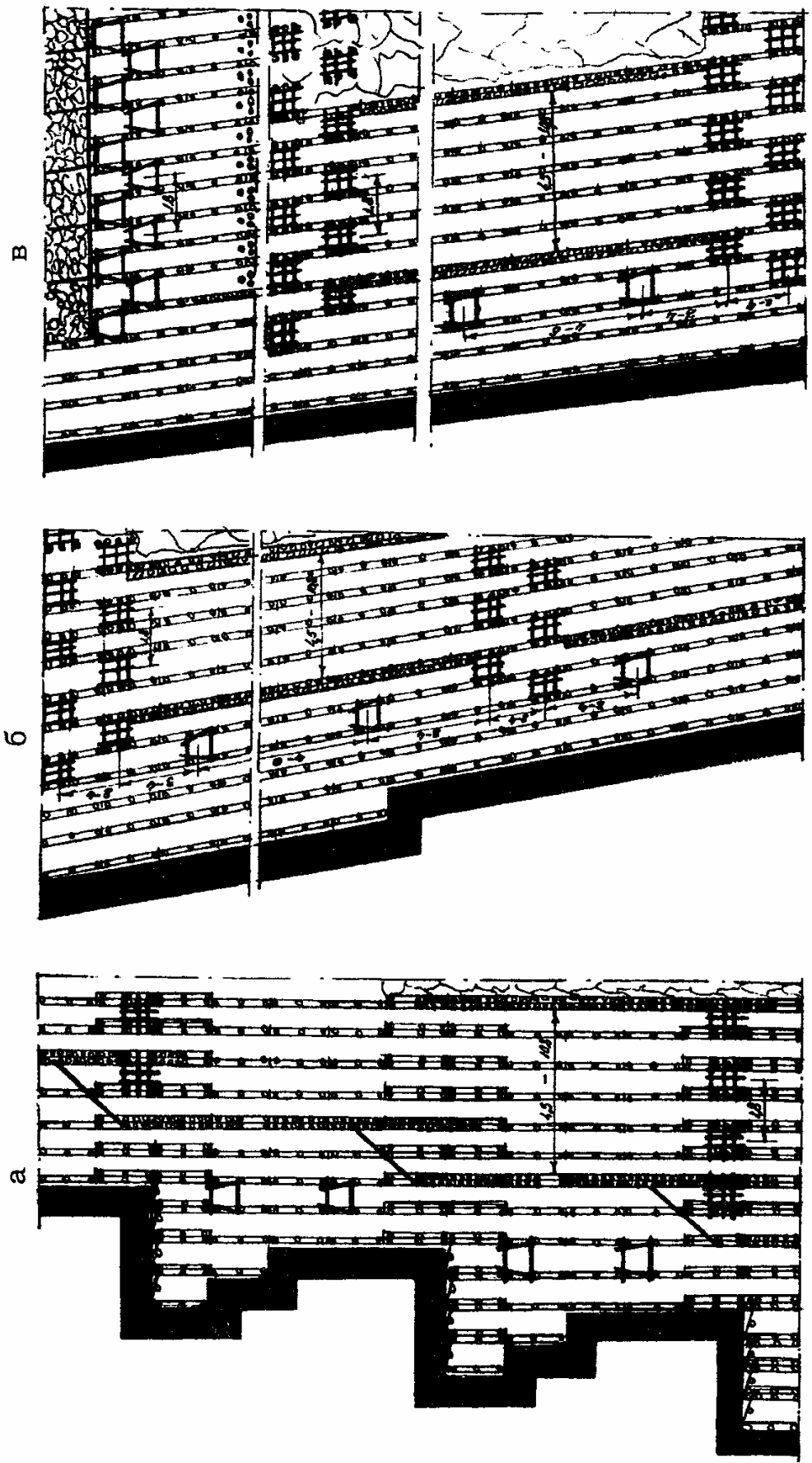


Рис. 5.1.3. Расположение призабойной и специальной крепей в потолкоуступной (а), почвоуступной (б), прямолинейной (в) лавах

Паспорта крепления и управления горным давлением с использованием индивидуальной деревянной крепи обычно составляются с использованием этих схем.

В качестве средств механизации процесса выемки угля могут быть использованы очистные комбайны типа УКР, "Поиск-1", "Поиск-2", "Поиск-3", КПр, "Промінь", "Темп", КУ-410, "Универсал-90" с шириной захвата 0,9 м. В потолкоуступных лавах могут применяться отбойные молотки, а в почвоуступных - отбойные молотки, агрегаты АПВ, очистной комбайн КПВ.

Для крепления очистного забоя используются деревянные стойки, которые устанавливаются комплектами (по 2-3 стойки) с распилами (обаполами) по кровле и по почве, 3-5 затяжками по кровле (или почве). Комплекты могут располагаться как по падению пласта, так и по простиранию (рис. 5.1.2).

Для компенсации повышенного горного давления на сопряжении очистного забоя с подготовительными выработками и уступов друг с другом или магазин-уступа с прямолинейной частью лавы выполняется усиленное крепление в виде дополнительного комплекта крепи.

Между органной крепью и угольным забоем могут быть установлены переносные деревянные костры или пневматические костры типа БПМ-2, БПМ-3, БПМ-4.

Ряды органной крепи устанавливаются по падению пласта с шагом 4,5-10,8 м по простиранию в виде двух рядов с расстоянием между стойками 10-15 см.

Представленные на рис. 5.1.3 технологические схемы могут быть применены при разработке угольных пластов мощностью до 1,2 м с боковыми породами II класса.

Организация работ в очистном забое по выемке угля, креплению и управлению горным давлением, как правило, предусматривает 4-х или 3-х сменный режим, то есть две смены по добыче и одна (две) ремонтно-подготовительные по доставке крепёжных материалов, управлению горным давлением, ремонту оборудования. При отработке выбросоопасного пласта добычные смены чередуются с ремонтно-подготовительными.

Крепление очистного забоя производится после выемки отбойным молотком угля на ширину 0,8-1,0 м и по падению на 2 м, а комбайновой части лавы – после выемки угля на всю длину лавы и опускания выемочной машины в нижнюю часть.

Доставка лесоматериалов производится как с вентиляционного, так и с откаточного штреков. Вначале доставляется костровая крепь и устанавливаются костры, а затем – стойки, обаполы (распилы), затяжки.

В соответствии с шагом установки, органная крепь, как правило, возводится через 3-4 суток по всей длине очистного забоя одновременно в нескольких пролётах в направлении снизу вверх.

Для поддержания сопряжений вентиляционного штрека с очистным забоем возводится бутовая полоса (рис. 5.1.3, в) с использованием двух рядов костров, устанавливаемых с шагом 1,8 м по простиранию и 1,0 м по падению пласта.

Машинистом очистного комбайна и его помощником осуществляется управление выемочной машиной и системой подачи (лебёдкой) при выемке угля, её опускание, установка в исходное положение, наблюдение за работой механизмов, состоянием гибких магистралей. Забойщиками производится выемка угля и крепление призабойного пространства в уступах, нижней печи, гезенке. Горнорабочими очистного забоя (ГРОЗ) выполняются работы по доставке лесоматериалов в лаву, управлению горным давлением. Как правило, 5-6 ГРОЗ работают с вентиляционного штрека и 4-5 – с откаточного. В обязанности ГРОЗ входит и выполнение работ по насыпке угля.

В качестве специальной крепи для управления горным давлением способом полного обрушения могут быть использованы металлические посадочные крепи, работающие в режиме "предельных пролётов", типа ОКУм, СП, СПВ, металлическая крепь, установленная в виде органной, при этом обеспечивается максимально возможное начальное сопротивление.

Посадочные стойки устанавливаются в два ряда (шахматный порядок) в прямолинейных очистных забоях или в один ряд – в потолкоуступных.

Наиболее предпочтительно двухрядное расположение посадочной крепи с точки зрения безопасности выполнения производственных операций по управлению горным давлением и обеспечения максимально возможного предварительного распора при их установке.

Переустановку посадочных стоек производят только снизу вверх и только поочерёдно, то есть после установки предыдущей стойки разгружается и передвигается последующая.

Металлические посадочные стойки применяются при разработке угольных пластов мощностью 0,8-1,5 м с боковыми породами II, III и IV классов и углами залегания пласта 35-55°.

Все операции по передвижению посадочных стоек ОКУМ выполняются двумя рабочими, которые расчищают дорогу и настилают предохранительный полок (на 2/3 мощности пласта), закрепляют трос от лебёдки (возможно ручной), разгружают стойку и передвигают по полку на новое место, распирают её. При выполнении работ по переустановке посадочных стоек необходимо руководствоваться обязательными правилами:

- выполнять работы под защитой предохранительных полков;
- находиться выше разгружаемой стойки;
- обязательно распирать стойку после её передвижения;
- снимать трос только после полной установки стойки;
- после выполнения работ оборудование необходимо отключить, а трос намотать на барабан лебёдки.

При разработке угольных пластов мощностью 0,6-1,3 м с углами залегания 36-55° и боковыми породами не ниже средней устойчивости (I-V1 классы), мощностью непосредственных слоев кровли и почвы не менее 0,3-0,5 м могут быть использованы металлические призабойные стойки типа СУГ, ГВД, ТУ, Т25Ж, пневматические костры типа 6РМ-2, 6РМ-3, 6РМ-4.

Пневматические костры устанавливаются между рамами призабойной крепи на границе с выработанным пространством и используются как несущая крепь и ограждение.

При использовании металлической крепи между "пределными пролётами", в качестве призабойной, устанавливают её с максимальным распором.

Количество "пределных пролётов" по длине лавы зависит от устойчивости боковых пород и составляет не менее 4-х (по 20-30 м) в лавах с боковыми породами средней устойчивости, 2-3 пролётов (по 30-45 м) – в лавах с устойчивыми породами.

Управление горным давлением способом полного обрушения на два ряда посадочных стоек ОКУМ с креплением призабойного пространства металлическими стойками трения или гидравлическими комплектами по падению или простиранию может быть рекомендовано для условий с труднообрушаемыми породами кровли. Передвижение стоек ОКУМ производится поочередно с последнего ряда в направлении снизу вверх.

В случае применения шахматного двухрядного расположения посадочных стоек через 0,9 м по простиранию необходимо производить посадку кровли после выемки каждой полосы угля, при этом шаг передвижения стоек составит 1,8 м. Призабойное пространство может крепиться металлическими стойками трения или гидравлическими стойками.

Максимальная ширина призабойного пространства составляет 1,3-4,0 м. При установке посадочных стоек через 1,8 м увеличивается шаг посадки кровли и передвижение стоек до 3,6 м.

При применении одного ряда посадочных стоек типа ОКУМ в сочетании с одним рядом пневматических костров типа ПМ, устанавливаемых между стойками ОКУМ, способ крепления не претерпевает значительных изменений, могут быть использованы индивидуальные, как деревянные, так и металлические (гидравлические) стойки.

Для осуществления управления горным давлением способом полного обрушения может быть использована механизированная крепь типа КГУ в очистных забоях с боковыми породами II-V классов на пластах мощностью не менее 0,6 м (рис. 5.1.4).

По мере подвигания секций крепи происходит периодическое обрушение пород кровли. При зависании пород кровли, то есть наличии труднообрушаемых пород, возможно применение закладки выработанного пространства.

Система разработки должна приниматься такой, чтобы обеспечивалась транспортировка грузов по вентиляционному штреку на передний промежуточный квершлаг.

Наиболее прогрессивной системой разработки при использовании гидрофицированной крепи может быть столбовая.

При комбинированной системе разработки пластовые штреки впереди очистного забоя соединяются посредством промежуточных квершлягов с групповыми штреками. Это позволяет производить погашение вентиляционного забоя, а откаточного - с некоторым отставанием, необходимым для размещения подвижного состава шахтного транспорта.

В случае применения сплошной системы разработки необходимо решить вопросы охраны пластовых вентиляционного и откаточных штреков.

Охрана вентиляционного штрека может осуществляться бутовыми полосами (шириной не менее 35 м и шагом закладки не более

2,7 м) с установкой усиленных костров, ниже бутовой полосы устанавливаются два полка из усиленных костров, один ряд кустокостров.

Секции механизированной крепи устанавливаются по падению угольного пласта и ориентируются для передвижения их по простиранию. Очистной забой должен быть наклонён под углом 80-85° к линии простирания пласта.

При монтаже секций крепи используются серийно выпускаемые лебёдки типа 1ЛГКЗМ, направляющие ролики, насосная станция. Монтаж секций производится снизу вверх. Нисходящий порядок монтажа может быть применён при неустойчивых боковых породах.

Особое внимание уделяется при монтаже первой секции, устанавливаемой по уровню строго горизонтально. Правильность монтажа остальных секций обеспечивается чёткой установкой штанг.

При эксплуатации механизированной крепи её обслуживает, как правило, комплексная бригада, осуществляющая выемку угля в машинной части лавы, передвижения крепи, выемку угля и крепление в магазинном уступе (при его наличии) и в печи, доставку лесоматериалов, насыпку угля, осмотр и ремонт оборудования.

Секции крепи передвигают посекционно снизу вверх, начиная с концевой (нижней), вслед за выемкой угля очистными комбайнами. В качестве очистных комбайнов могут быть использованы "Поиск-2", "Поиск-3", КУ-410, "Универсал-90", работающие по односторонней схеме.

После передвижения концевой (нижней) секции крепи производят разгрузку, передвижение и распор последовательно всех вышерасположенных секций. Под защитой консолей секций крепи грузоподъёмностью 20 кН после выемки угля опускают комбайн в нижнюю часть очистного забоя.

Крепь КГУ выпускают трёх типоразмеров для пластов мощностью 0,6-1,0 м, 0,75-1,2 м, 0,9-1,5 м.

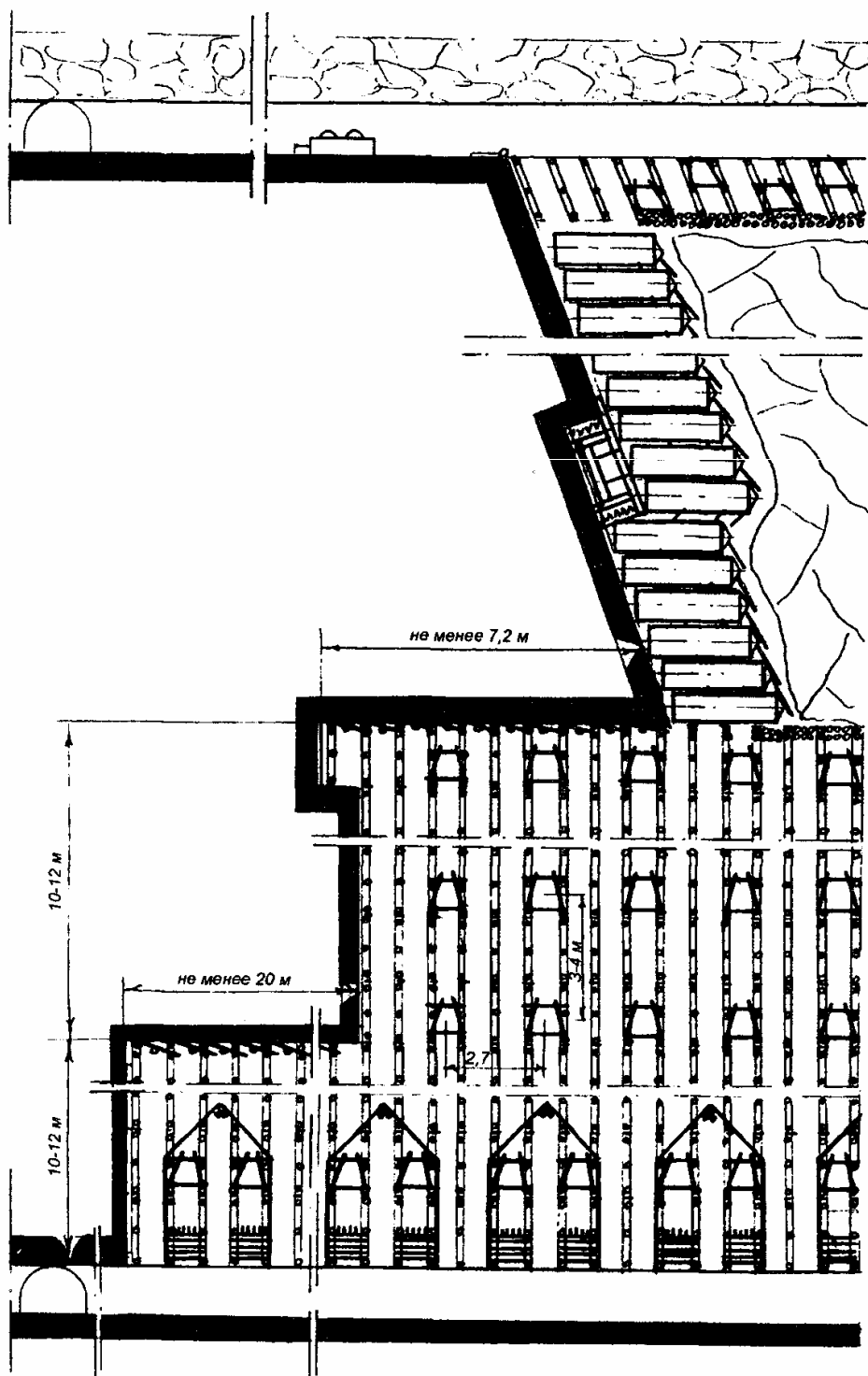


Рис. 5.1.4. Схема очистного забоя, оборудованного механизированной крепью типа КГУ

Выемка угля в нижней части лав при наличии магазинного уступа и нижней печи производится отбойными молотками, а забой крепится обычным деревянным креплением на высоту 20-30 м от откаточного штрека.

В качестве специальной крепи могут устанавливаться костры или кусты через 2,7 м по простиранию и 3-4 м – по падению.

Механизированная крепь КГУ может быть использована и при безмагазинной технологии с обеспечением непрерывного транспорта из очистного забоя.

Механизированную крепь обслуживает комплексная бригада, машинист комплекса при этом обеспечивает управление секциями крепи, а помощники машиниста (3 человека) управляют комбайном, наблюдают за работой исполнительного органа, насосной станции. Забойщики (3 человека) производят выемку угля и крепление в уступной части очистного забоя и нижней печи. Горнорабочие очистного забоя (5-7 человек) доставляют лесоматериалы, устанавливают ниже крепи органную крепь, производят насыпку угля, осуществляют профилактический осмотр и ремонт отдельных узлов и деталей крепи, насосной станции и комбайна, наращивают пневмомагистраль и высоконапорные рукава.

Щитовые агрегаты (АЦМ, АНЦ) применяются на пластах мощностью 0,7-2,2 м с боковыми породами II и V классов при сплошной, столбовой и комбинированной системах разработки (полевой подготовке).

При полевой подготовке (рис. 5.1.5) для каждого выемочного участка на откаточном и вентиляционном штреках проводят промквершлаг с группового штрека.

Возможны схемы подготовки с использованием группового штрека и промквершлагов на вентиляционном горизонте и скатов (сбоек) по породе (8-15 м) с полевым откаточным штреком.

Применяется также схема с использованием пластовых вентиляционного и откаточного штреков с последующим группированием их на передовой промежуточный квершлаг.

Щитовые агрегаты, как правило, применяются на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа. В связи с этим, углеспускные скаты проводят сверху вниз отбойными

молотками. Возможна механизация процесса проведения скатов по предварительно пробуренной скважине путём применения укороченных щитовых агрегатов (состоящих из 3-х секций) или машины для подготовки восстающих выработок типа МНГ ("Горловчанка").

Ширина вынимаемой полосы может приниматься от 40 до 60 м: при наличии ложной кровли, крепости пласта более 1,5 по шкале проф. Протодьяконова – 40-45 м, при крепости угля до 1,5– 55-60 м.

Ширина вынимаемой полосы может зависеть от наличия геологических нарушений.

Углеспускные печи крепятся венцовой крепью, шпальным брусом или обрезным брусом, а для их охраны применяют усиленные костры из обрезных стоек или шпал, органную крепь. Железобетонные тумбы могут быть использованы в условиях труднообрушаемых пород кровли для охраны углеспускных печей.

С целью сохранения крепи печей в рабочем состоянии, углеспускное отделение оформляется металлическими листами или досками, для снижения скорости движения угля – гасителями.

Углеспускные и вентиляционные печи оборудуют углеспускным и лестничным отделениями.

Монтажная камера, как правило, проводится по угольному пласту ниже или на уровне промежуточного квершлага, или под вентиляционным штреком. Ширина монтажной камеры равна ширине вынимаемой полосы угля. Подготовка монтажной камеры выполняется одновременно с монтажом секций щитового агрегата.

С целью обеспечения непрерывной работы добычного участка предусматривается использование двух щитовых агрегатов, один из которых находится в работе, другой – в монтаже.

Для сохранения секций щитового агрегата и обеспечения его демонтажа после выемки полосы на всю высоту этажа, при монтаже на ограждение секций укладываются и закрепляются металлическая сетка, транспортная лента, двухрядный накатник из стоек длиной 3-3,5 м и диаметром 150-300 мм.

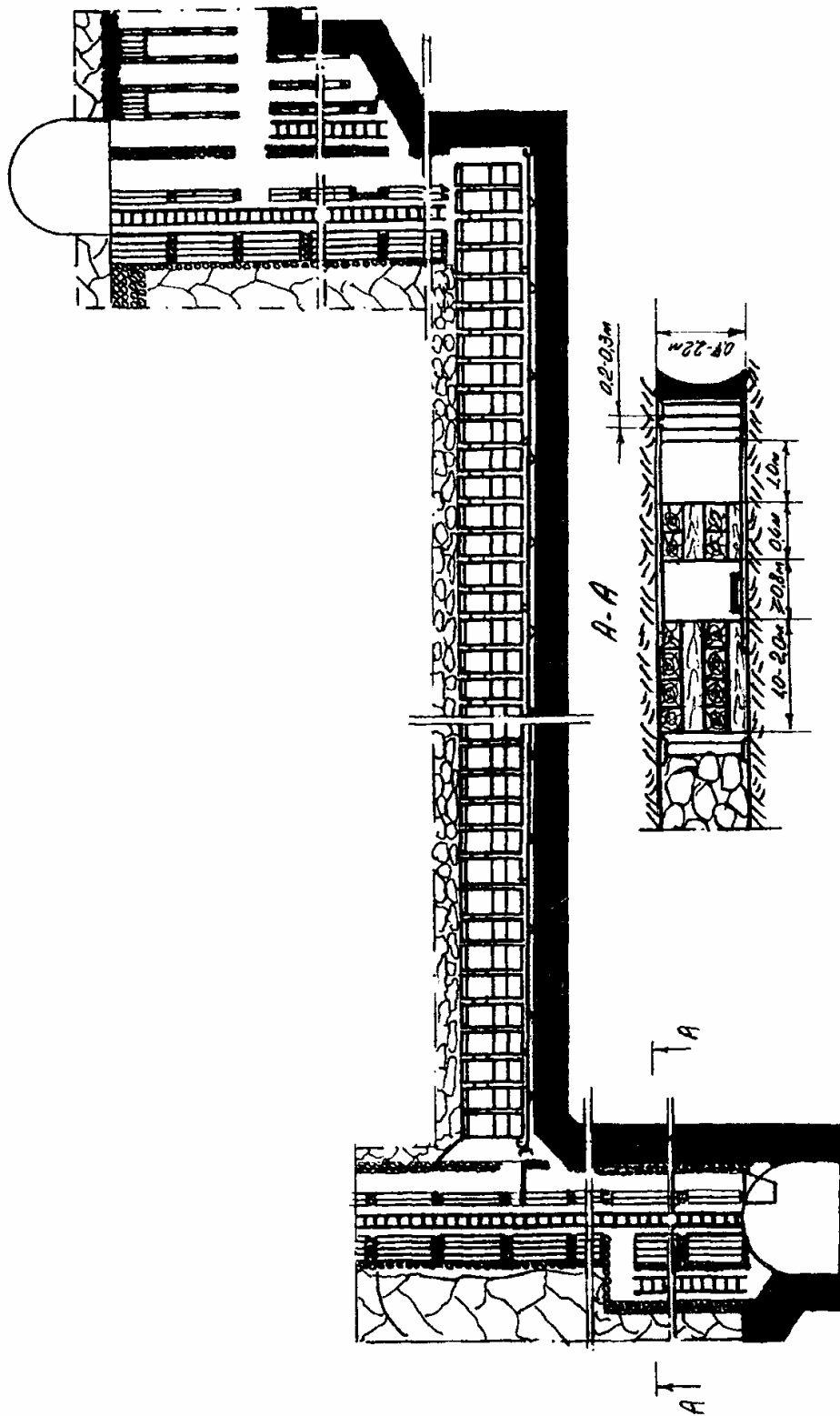


Рис. 5.1.5. Схема очистного забоя, оборудованного щитовым агрегатом

При демонтаже секций крепи сетку, ленту и накатник отсоединяют от ограждения и закрепляют деревянными стойками, что позволяет сохранить рабочее место от вышележащих пород.

Для предохранения щитового агрегата от ударов обрушающихся пород, в выработанном пространстве при монтаже накатник засыпают породной подушкой на высоту 3-4 м.

Комплексная бригада, обслуживающая щитовой агрегат, производит выемку угля, крепление вентиляционных и погашение углеспускных печей, насыпку угля, ремонт оборудования и горных выработок.

Перемещение щитового агрегата типа АЩМ производится по всей длине за счёт его силы тяжести до упора в угольный забой, после чего секции крепи распираются.

В щитовом агрегате типа АНЩ после выемки угля к конвейеростругу подтягиваются сначала чётные секции, а затем нечётные.

Шаг передвижения щитового агрегата может колебаться от 0,3-0,4 м при слабых боковых породах до 0,7 м – при ненарушенных боковых породах.

Машинист агрегата выполняет работы по осмотру вентиляционной печи, состоянию щитового агрегата, подготавливает его к работе. Помощник машиниста управляет конвейеростругом, наблюдает за процессом выемки угля, работоспособностью системы орошения, состоянием режущего инструмента и необходимостью их замены, осуществляет передвижение секций крепи.

Горнорабочие очистного забоя (3-5 человек) обеспечивают доставку лесоматериалов, крепление вентиляционного ската, ремонт вентиляционной и углеспускной печей, насыпку угля.

5.1.4.3. Полная закладка

При управлении горным давлением полной закладкой основным требованием является обеспечение максимально возможного заполнения закладочным массивом выработанного пространства, недопущение пустот и минимальное отставание закладочного массива.

В очистном забое закладочный массив размещается в специальных ящиках, выполненных из досок, распилов, обаполов (рис. 5.1.6, а, в), металлической сетки (рис. 5.1.6, б). Отшивка устанавливается через каждый шаг закладки по линии возведения закладочного массива. Породный ящик усиливается стойками, дополнительно устанавливаемыми в комплектах с призабойной крепью, органной крепью, кострами, кустами.

Кусты, устанавливаемые, как правило, под распилы по кровле и почве через 3-4м по падению пласта, состоят из 10-19 стоек на пластах мощностью до 1,2 м и 16-20 стоек - на пластах мощностью более 1,2 м.

При возведении органной крепи плотность устанавливаемых стоек должна быть 4-6 ст./м. Костровая крепь может быть как обычная, так и усиленная из шпального бруса, устанавливается при наличии неустойчивых боковых пород в условиях проявления осадок основной кровли.

Призабойное пространство крепится комплектами, устанавливаемыми по падению пласта впритык друг к другу и состоящими из трёх или четырёх стоек и двух обаполов (по кровле и почве пласта).

Работы по закладке выработанного пространства выполняются двумя рабочими. В качестве оборудования используются лебёдка, опрокиды, обычные вагоны либо вагоны с открывающимися бортами.

Расположение крепи в очистном забое при полной закладке выработанного пространства приведено на рис. 5.1.6, в этом случае значительно упрощается паспорт крепления и управления горным давлением при применении саморасклинивающейся металлической сетки. Металлическая рулонная сетка на вентиляционном штреке с помощью специального приспособления приобретает форму трубы и опускается в очистной забой между стойками индивидуальной деревянной крепи. После опускания производят заполнение сетки породой через специальный растроб и поддерживающее от сползания устройство, вследствие чего сетка расклинивается между почвой и кровлей пласта. Далее она используется как оградительно-поддерживающая стенки для возводимого породного массива, располагающегося между данной сеткой и ранее установленной.

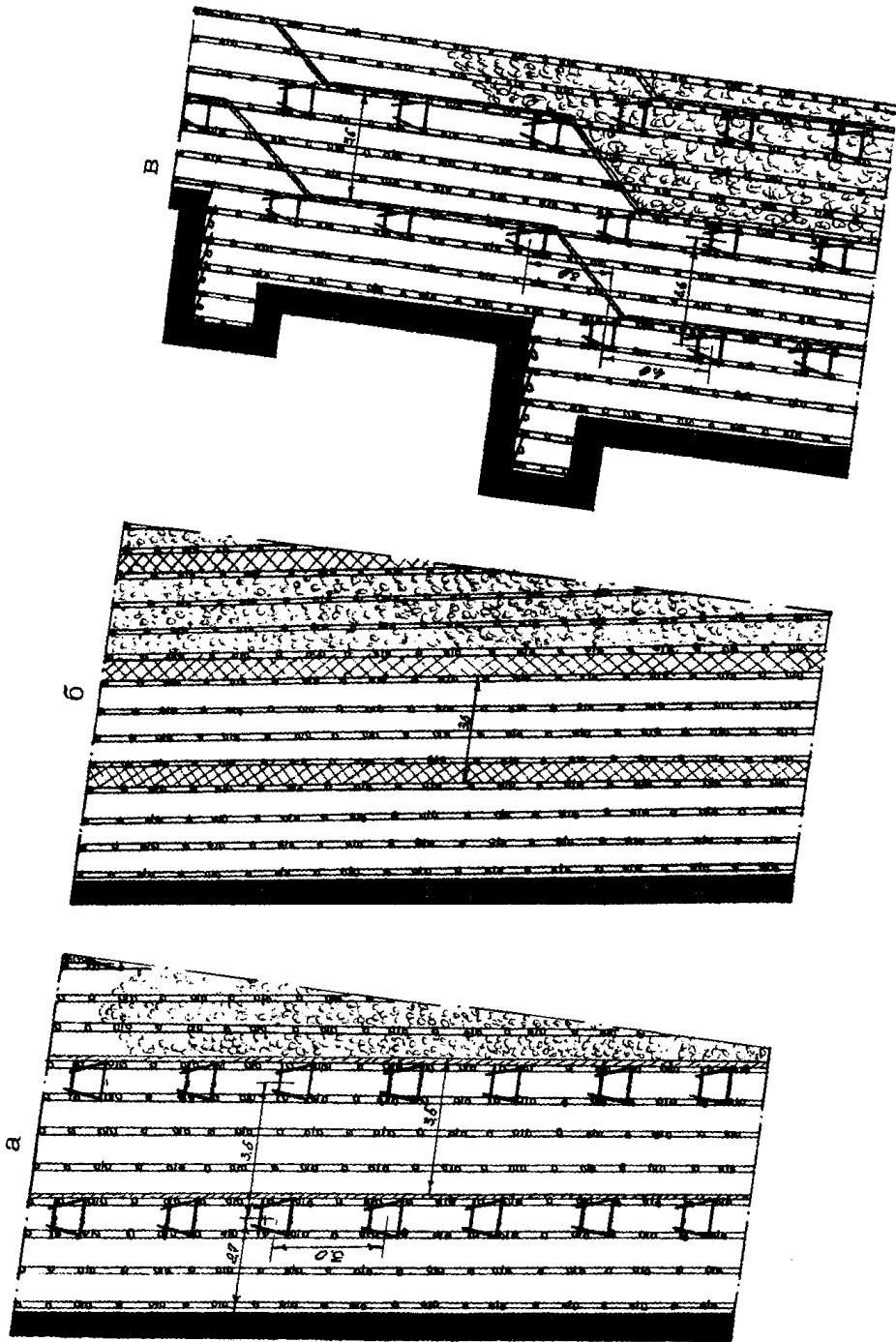


Рис. 5.1.6. Расположение крепи в очистном забое при полной закладке:
 а) — комбайновой лаве; б — в комбайновой лаве с металлической сеткой;
 в — уступной лаве

При управлении горным давлением способом полной закладки в уступной лаве форма породного ящика аналогична форме угольного забоя (рис. 5.1.6, в). Возведение костров производится через 3-4 м по падению пласта, а расстояние между ними по простиранию определяется по шагу закладки.

Один ряд костров целесообразно расположить на сопряжении уступов, одновременно выполняющем роль упорных костров породного ящика и функцию по поддержанию призабойного пространства.

При отработке угольных пластов с осадками основной кровли величина шага закладки должна быть уменьшена на 1,0 м при достижении обнажений, равных $2/3$ величины шага осадки основной кровли.

5.1.4.4. Частичная закладка

Частичная закладка выработанного пространства может осуществляться полосами как по простиранию (рис. 5.1.7, а), так и по падению пласта (рис. 5.1.7, б, в).

При частичной закладке полосами по простиранию необходимый объём породы получают от подрывки пород кровли и почвы в забое бутового штрека. Проведение бутового штрека осуществляют буровзрывным способом, для него бурят два ряда шпуров со стороны забоя с углом наклона $50-70^\circ$ к линии простирания пласта. При мощности пласта 0,8-1,2 м шпуры бурят пневмосвёрлами или перфораторами с использованием штанг длиной 0,8-1 м. Органная крепь возводится против бутового штрека перед каждым наращиванием породных полос с плотностью 4-6 ст./м.

Удержание породной полосы производится одним рядом костров (кустов), на костры настилают полки из обаполов (распилов) и боковые стенки переднего ящика обшивают обаполами (распилами) или досками.

Перепуск породы из вышележащих полос в нижние не допускается.

При частичной закладке полосами по падению устанавливают один ряд обычных костров (кустов) через 4-6 м, а между ними - дополнительные стойки из призабойной крепи. Обшивка породного ящика производится изнутри обаполами или металлической сеткой на полную мощность пласта.

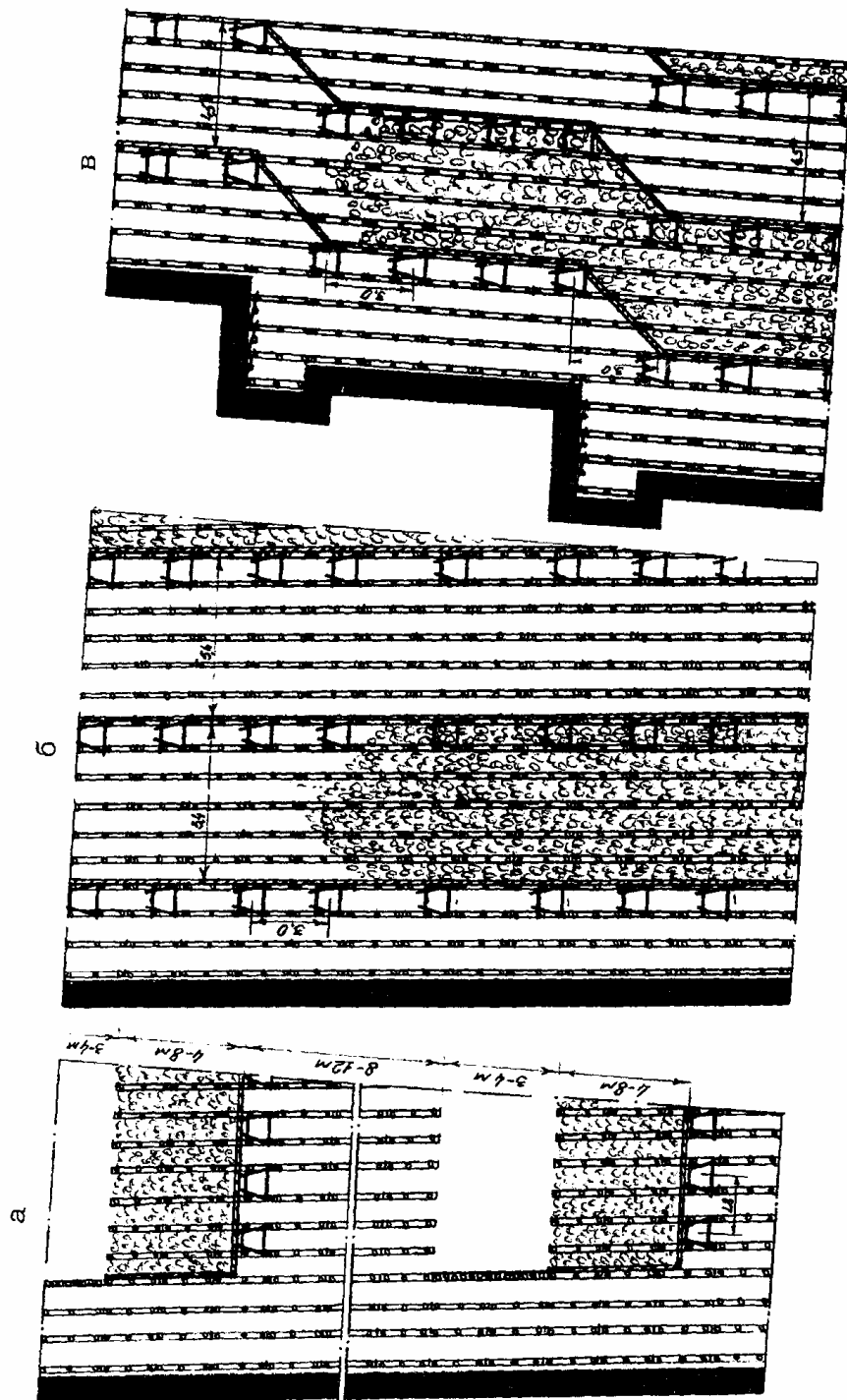


Рис. 5.1.7. Расположение крепи в лаве при частичной закладке полосами по простиранию (а), полосами по падению (б, в)

При уступной форме забоя устройство породного ящика производится по мере отхода уступов, а в прямолинейном – сразу на всю длину лавы. К моменту заполнения предыдущего ящика породой последующий должен быть подготовлен. Заполнение породного ящика закладочным материалом производится под собственным весом (самотеком) с вентиляционного штрека. Плотность закладки при этом обеспечивается за счёт её свободного падения. Более крупная порода размещается в породных ящиках на сопряжении очистного забоя с вентиляционным штреком.

С целью ускорения процесса закладки выработанного пространства (до возведения породного ящика), закладочный материал может транспортироваться по специальным трубам до породного ящика.

Заполнение породных ящиков производится во всех сменах, при этом необходимо строгое соблюдение правил безопасности и недопущение пустот в породной полосе.

Очистной забой по падению пласта крепят впритык друг к другу комплектами призабойной крепи, состоящими из трёх-четырёх стоек под двухметровые обаполы (распилы) по кровле и почве или только по кровле.

В зависимости от устойчивости пород могут быть установлены 3-5 шт. затяжек по кровле и почве пласта. Шаг закладки принимается равным 1,8-2,7 м. Оформление породного ящика, бурение шпуров при частичной закладке выработанного пространства производятся в ремонтные смены 4-6 горнорабочими.

При частичной закладке выработанного пространства полосами по простиранию подготовка шпуров к взрыванию и взрывание производятся в конце ремонтно-подготовительной смены одновременно во всех подготовленных бутовых штреках. Породные полосы наращиваются ежедневно по мере подвигания очистного забоя на 1,8 м, полным циклом при этом считается заполнение породного ящика породой.

5.1.4.5. Плавное опускание

Управление горным давлением способом плавного опускания достигается применением одного-двух рядов переносных деревянных костров или одного ряда пневматических костров (рис. 5.1.8), устанавливаемых вдоль забоя с шагом 4-6 м по падению пласта.

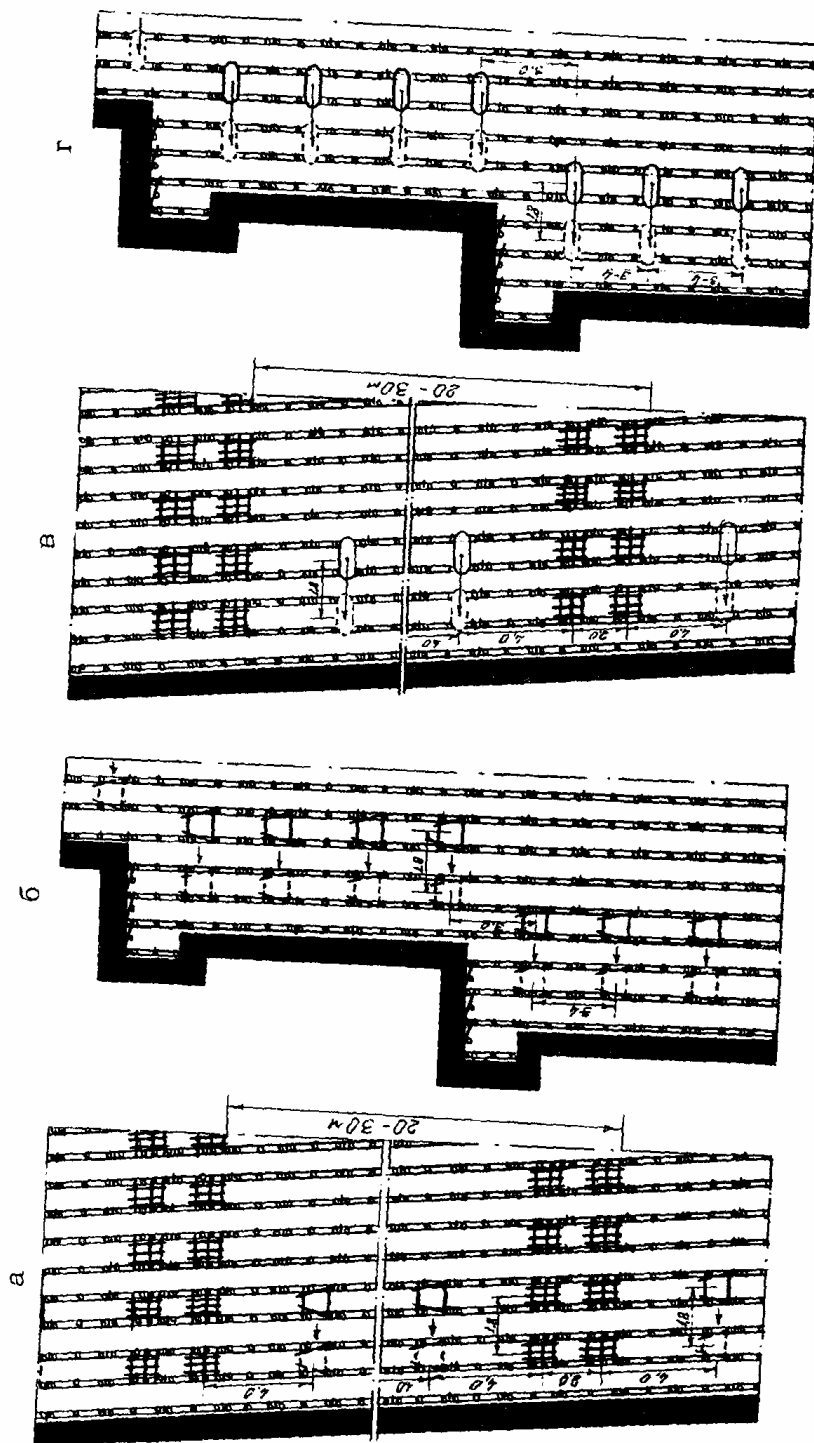


Рис. 5.1.8. Расположение крепи в лаве при управлении горным давлением плавным опусканием с одним рядом переносных деревянных костров (а,б) и пневмокозлов (в,г)

Переноска костров осуществляется через каждые 1,8-2,7 м подвигания забоя.

Очистной забой может быть закреплён индивидуальной деревянной или металлической крепями. Металлические стойки, деревянные переносные, пневматические костры переносятся по мере подвигания забоя только снизу вверх, возможно осуществление переноски одновременно в нескольких местах очистного забоя через пролёт.

Передвижение пневматических костров, как и металлических стоек, производится поочерёдно с разгрузкой не более одного костра или одной стойки с последующей загрузкой после переустановки.

Переноске костров и металлических стоек предшествует обязательный осмотр состояния боковых пород, очистка стоек, костров от породы и угля, установка предохранительных полков на 2-4 м ниже и выше места переноски. Деревянные костры разбирают, выбивая распорные клинья или упорные стойки, а при значительном смятии костра – перерубывается одна из упорных стоек.

Управление горным давлением способом плавного опускания может применяться при отработке пластов VI класса по классификации ДонУГИ.

Очистной забой по длине разделяют на предельные пролёты (20-30 м) двумя рядами усиленных костров из шпального бруса или обычными кострами с шагом установки 1,8 м по простиранию; 2,0 м – по падению пласта. Переносные костры устанавливаются между усиленными с шагом 4,0 м по падению пласта.

Боковые породы при необходимости могут затягиваться тяжкой (3-5 шт.).

В пределах каждого пролёта костры переносятся снизу вверх на вторую-третью крепь под защитой предохранительных полков, настилаемых выше и ниже места переустановки специальной крепи.

Переноска костров осуществляется в одну из ремонтных смен одновременно с доставкой лесоматериалов, переноской рештаков и воздушной магистрали 4-6 горнорабочими.

Пневматические костры изготавливаются трёх типоразмеров и имеют форму подушкообразной оболочки из резинокорда.

Применение пневматических костров в качестве специальной крепи при управлении горным давлением способом плавного опускания позволяет процесс прогиба пород кровли сделать управляемым за счёт рациональной их расстановки.

Значительными преимуществами пневматических костров по сравнению с деревянными переносными являются малая трудоёмкость по переустановке и необходимый начальный распор, не требующий сближения боковых пород для роста несущей способности деревянных костров.

5.1.4.6. Удержание на кострах

Удержание пород кровли на кострах (рис. 5.1.9) производится в очистных забоях со слабыми боковыми породами или в зонах их нарушенности. В качестве призабойной крепи используются комплекты обычной деревянной крепи, состоящие из трёх стоек, обапола (распила) по кровле и почве, затяжки.

Плотность устанавливаемой костровой крепи может быть определена в соответствии с инструкцией [40]. Как правило, костры устанавливаются на расстоянии 4,0 м по падению и 2,7 м - по простиранию пласта в комбайновой части лавы.

Очистной забой обязательно разделяют на "предельные пролёты" одним или двумя рядами усиленных костров из шпального бруса с шагом установки 1,8 м.

Костровая крепь устанавливается таким образом, чтобы ее отставание от забоя не превышало 4,5 м, а при двойных кострах - 8,4 м.

При установке костровой крепи производят качественное расклинивание последней с обязательной заменой деформированных стоек призабойной крепи в месте установки костров.

Длина костровых стоек на пластах мощностью более 1,3 м должна быть увеличена до 2,0 м. При отработке угольных пластов со слабыми боковыми породами устанавливаются сдвоенные комплекты призабойной крепи и, при необходимости, производится сплошная затяжка пород кровли или почвы.

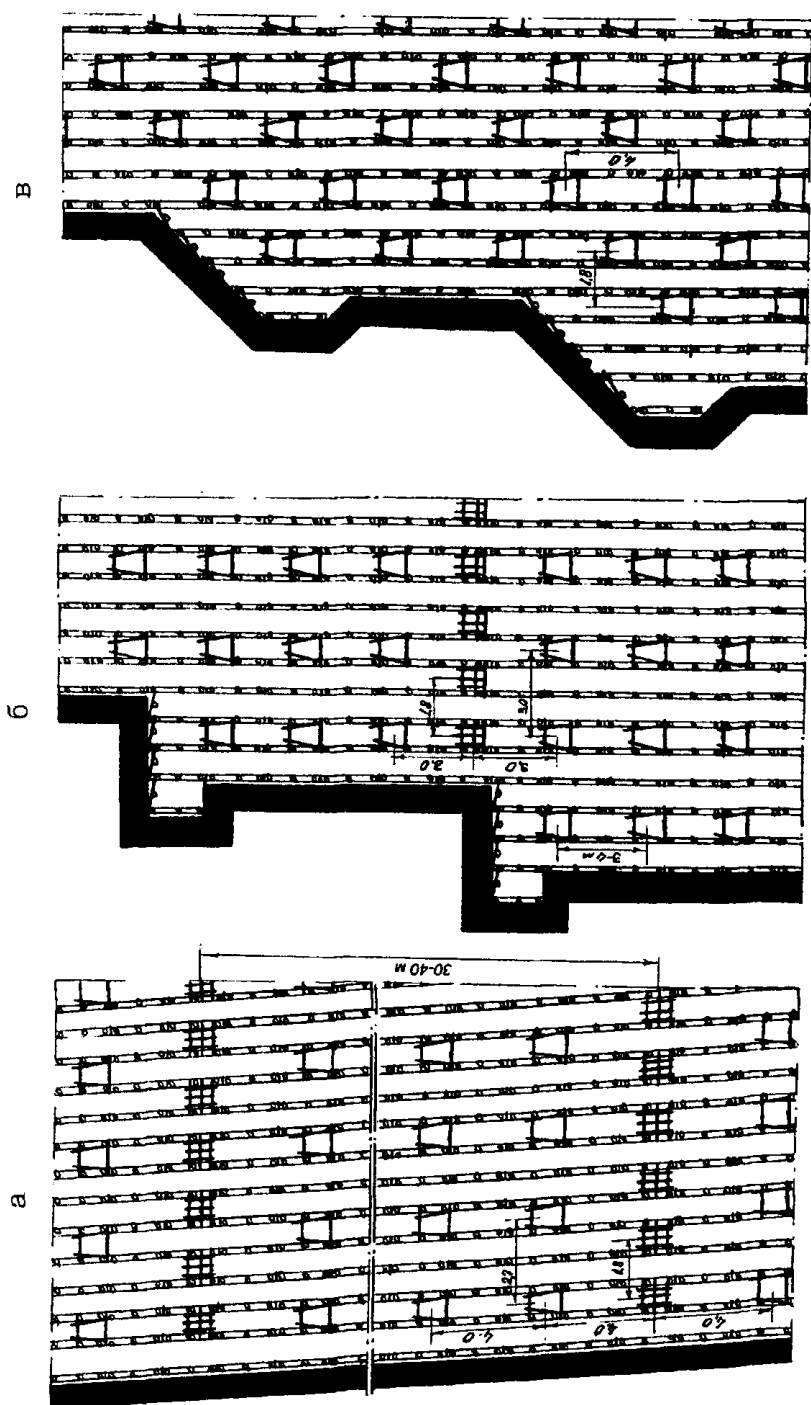


Рис. 5.1.9. Расположение крепи в очистном забое при удержании кровли на костах в лавах: комбайновой (а), потолкоступной (б), с косыми уступами (в) лавах

Устройство "предельных пролётов" может выполняться не только кострами из бруса, но и кустами из двух рядов через 1,8 м по простиранию и 3-4 м – по падению пласта. Угольные целики могут оставляться для разделения лавы на "предельные пролёты" только на неопасных и несамовозгорающихся пластах. При отработке пластов, неопасных по самовозгоранию, могут оставляться в выработанном пространстве два-три ряда угольных целиков через 20-40 м по падению и 1,9-9 м – по простиранию. Как правило, угольные целики формируются на всю высоту уступа шириной не менее 4,5 м. При слабых углях боковые и нижние стороны целика укрепляются органичной крепью с установкой под целиком 2-3 обычных костров. Между угольными целиками устанавливаются обычные или усиленные костры из шпального бруса.

Ряд усиленных костров устанавливаются, как правило, на сопряжении уступов через 1,8-2,7 м по простиранию и 3-4 м – по падению пласта.

Областью применения косых уступов (рис. 5.1.9, в) могут быть угольные пласты со слабыми (высыпающимися) углями. Форма забоя принята такой, чтобы снизить концентрацию нагрузки на угольный массив в местах сопряжения уступов. Крепление очистного забоя производится обычными комплектами призабойной крепи, состоящими из трёх стоек, распилов (обаполлов) по кровле и почве, затяжек. Комплекты крепи расположены по падению пласта встык. При наличии слабых боковых пород или ослабленных зон крепление очистного забоя может выполняться двойными комплектами. Технология выемки косых уступов аналогична технологии выемки потолкоуступных забоев. Отличительной особенностью является пространственное перемещение косоугольного уступа в направлении откаточного штрека, так как выполнение спасательной ниши производится с каждой полоской угля на 1 м ниже предыдущей, а длина уступа при этом остаётся постоянной за счет наращивания его на 1 м в нижней части.

Очистной забой, как и в случае потолкоуступного забоя, может быть разделён на "предельные пролёты" установкой усиленных рядов костров через 35-45 м. Установка обычных костров производится через 1,8 м по простиранию и 4 м – по падению пласта.

5.2. Проведение и поддержание горных выработок

5.2.1. Основные физико-механические свойства и классификации пород

Знания об основных физико-механических свойствах горных пород дают возможность выбрать наиболее эффективный метод их разрушения при ведении горных работ, а также при креплении и поддержании горных выработок. Породы характеризуются следующими признаками.

Прочность – способность сопротивляться раздавливающим и скалывающим нагрузкам.

Крепость – сопротивляемость разрушению при добыче.

Хрупкость – свойство разрушаться без пластических деформаций.

Пластичность – способность претерпевать остаточную деформацию без микроскопических нарушений сплошности.

Вязкость – свойство сопротивляться усилиям, стремящимся отделить часть породы от массива.

Плотность – масса единицы объёма (т/м^3) горной породы.

Деформация – изменение относительного расположения частиц массива горных пород под действием сил.

Трещиноватость – нарушенность монолитности пород трещинами.

Влагоемкость – способность удерживать воду.

Газоносность – количество газов, содержащихся в объёмной (весовой) единице горной породы, в том числе и угля, в виде свободных и сорбированных газов.

Газопроницаемость – способность горной породы (угля) пропускать через себя газ.

В табл. 5.2.1 приведены классификации горных пород по крепости. Для каждой из них устанавливают безразмерный коэффициент крепости – величину, количественно характеризующую крепость горной породы.

Коэффициент крепости f , приближенно характеризующий сопротивляемость породы разрушению, равен одной десятой части предела прочности породы на сжатие. Например, песчаник разрушается при давлении 80 МПа – коэффициент крепости его равен 8.

Таблица 5.2.1.

Классификация горных пород по крепости

Категория	Степень крепости породы	Порода	Коэффициент крепости f
I	Сверх-крепкие	Наиболее крепкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие	Очень крепкие граниты, порфир. Очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитные породы. Очень крепкие песчаники и известняки	10
III a	Крепкие	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Доломит, колчеданы	8
IV	Крепкие	Обыкновенный песчаник	6
IV a	Крепкие	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5
V	Средней крепости	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк	4
V a	Средней крепости	Различные сланцы	3
VI	Мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, антрацит	2
VI a	Мягкие	Крепкий каменный уголь. Разрушенный сланец	1,5
VII	Мягкие	Мягкий каменный уголь	1,0
VII a	Мягкие	Мягкий уголь	0,8

Показатель буримости (табл. 5.2.2) – это скорость бурения в миллиметрах за одну минуту чистого времени.

Таблица 5.2.2.

Классификация горных пород по буримости

Класс буримости	Буримость породы	Скорость бурения, мм/мин.	Коэффициент крепости по проф. М.М.Прото-дьяконову
1	2	3	4
0	В высшей степени труднобуримые	25	более 20
1		31	20
2		40	20
3	Очень труднобуримые	50	20
4		60	18
5		75	15
6		90	12
7	Труднобуримые	110	10
8		130	8
9	Выше средней буримости	160	6
10		200	5
11	Средней буримости	250	4
12		300	3
13		350	2
14	Мягкобуримые	400	1,5
15		500	1,0
16		600	0,8

5.2.2. Горное давление и его проявление в горных выработках

Напряжения, возникающие в массиве горных пород, окружающих выработку, называют горным давлением.

Характер и величина горного давления зависят от физико-механических свойств горных пород, глубины заложения выработки от поверхности, формы и размеров её сечения, положения выработки в пространстве и других факторов. В горизонтальных выработках горное давление в наибольшей степени проявляется со стороны кровли в результате прогиба пород, а затем – трещинообразования. Для предупреждения деформаций пород возводят крепь, которая работает совместно с породой (система "порода-крепь").

С увеличением глубины разработки напряжённое состояние горных пород возрастает. На глубине 1000 м напряжение в нетронутом массиве горных пород достигает 25 МПа, а с учётом коэффициента концентрации нормальных напряжений может достичь 50 МПа и более. С увеличением глубины разработки возрастает интенсивность смещений пород и давления на крепь, что приводит к значительным деформациям и разрушению крепи.

Оценку устойчивости вмещающих выработки горных пород можно производить с достаточной для практических целей точностью по коэффициенту крепости пород. Устойчивые породы – песчаники, известняки, крепкие песчанистые сланцы с $f \geq 6$, не склонные к обрушению и выдавливанию в выработки. Средней устойчивости породы – песчанистые, песчано-глинистые и глинистые сланцы, алевролиты и аргиллиты средней крепости с $f = 3-6$, не склонные к значительным обрушениям и выдавливанию в выработку. Неустойчивые породы – слабые песчанистые, песчано-глинистые и глинистые сланцы, склонные к обрушению и пластичному выдавливанию в выработки. При проектировании горных работ чаще всего принимают параметры конструкции крепи горизонтальных выработок, основываясь на данных практики.

Ориентировочно величина вертикального горного давления для пластовых штреков шахт, разрабатывающих крутые пласты, определяется по формуле:

$$p = \gamma \cdot a \cdot b_1, \quad (5.2.1)$$

где γ – плотность пород кровли, т/м³;
 a – половина ширины выработки в проходке, м;
 b_1 – высота свода обрушения, определяемая из выражения:

$$b_1 = \frac{a + h \cdot \operatorname{tg} \frac{90^\circ - \varphi_\sigma}{2}}{\operatorname{tg} \varphi_\kappa},$$

где h – высота выработки в проходке, м;
 φ_σ – угол внутреннего трения пород в боках кровли, град;
 φ_κ – угол внутреннего трения пород кровли, град.
 Величина бокового горного давления на 1 м выработки:

$$P_\sigma = \frac{h \cdot \gamma}{2} \cdot (2 \cdot b_1 + h) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_\sigma}{2}, \quad (5.2.2)$$

В наклонных выработках величина вертикального горного давления раскладывается на две составляющие: нормальную N , перпендикулярную к оси выработки, и тангенциальную T , направленную параллельно оси выработки. Величина вертикального горного давления P определяется так же, как и для горизонтальной выработки, а величина составляющих:

$$N = P \cdot \cos \alpha,$$

$$T = P \cdot \sin \alpha,$$

где α – угол наклона выработки, град.

Крепёжные рамы в наклонных выработках устанавливаются в плоскости, перпендикулярной к оси выработки. Основной расчётной величиной является нормальная составляющая N .

Тангенциальная составляющая T стремится сдвинуть крепь вниз вдоль выработки, поэтому она используется для расчёта элементов межрамных связей. При углах наклона выработок 0-45° в расчётах принимается действительный угол, при углах наклона 45-75° – угол 45°. Тогда

$$N = P \cdot \cos 45^\circ = 0,7 \cdot P.$$

При углах наклона более 75° давление рекомендуется определять как и для вертикальных выработок. Боковое давление в наклонных выработках определяется из выражения:

$$P_{\sigma} = \frac{h_1 \cdot \gamma}{2} \cdot (2 \cdot b_1 + h_1) \cdot \operatorname{tg}^2 \frac{90^\circ - \varphi_{\sigma}}{2}, \quad (5.2.3)$$

где $h_1 = h/\cos\alpha$ – вертикальная высота, м.

Под наклонной выработкой, как и над горизонтальной, образуется свод естественного равновесия. На крепь будут давить породы, заключённые в своде, с учётом угла наклона выработки. Величина вертикального горного давления P раскладывается на две составляющие: нормальную N и тангенциальную T . Величина вертикального горного давления P определяется так же, как и для горизонтальной выработки, а величина составляющих:

$$\begin{aligned} N &= P \cdot \cos\alpha, \\ T &= P \cdot \sin\alpha, \end{aligned}$$

где α – угол наклона выработки, град.

5.2.3. *Формы поперечного сечения горных выработок*

Факторами, определяющими форму поперечного сечения горной выработки, являются физико-механические свойства горных пород, назначение и срок службы выработки, материал крепи, положение выработки в пространстве, размеры её поперечного сечения, величина и направление горного давления.

В Центральном районе Донбасса наибольшее распространение для горизонтальных выработок получила трапециевидная и сводчатая формы поперечного сечения.

Поперечные сечения горизонтальных и наклонных выработок должны соответствовать их типовым сечениям.

5.2.4. *Крепь горизонтальных выработок*

Одним из наиболее эффективных видов крепи для крепления горизонтальных выработок является металлическая крепь, которая обладает большой несущей способностью, удобна при возведении, применима в породах любой устойчивости и в выработках, как с установившимся горным давлением, так и в зоне влияния очистных работ. Металлическую крепь можно извлекать и повторно использовать.

Наибольшее распространение на шахтах Центрального района Донбасса получила арочная податливая крепь, которую изготавливают из специальных профилей типа СВП и КГВ следующих типоразмеров: 17, 19, 22, 27, 33. Арочная податливая крепь состоит из отдельных арок, устанавливаемых в выработках одна от другой на расстоянии 0,5-1,25 м, межрамных распорок и затяжек.

Податливость крепи обеспечивается за счёт вдвигания концов элементов арки друг в друга. Наиболее распространёнными узлами податливости являются соединения элементов крепи с помощью скобы, планок. Податливость трехзвенной крепи составляет 300-500 мм. Для увеличения площади опоры крепи внутрь нижней части боковых стоек наваривают диафрагмы. При слабых породах почвы выработки применяют опорные башмаки. Крепь из спецпрофиля устанавливают желобом к бокам выработки. Область применения арочной крепи не ограничена.

Техническая характеристика арочных крепей типа КИП-АЗ приведена в табл. 5.2.3.

Таблица 5.2.3.

Техническая характеристика арочных крепей

Площадь сечения выработки в свету, м ²	Ширина выработки в свету, м	Тип спецпрофиля	Сопротивление крепи в податливом режиме, кН	Вертикальная податливость, мм
не более 10	3,2-3,4	СВП-17 (КГВ-18)	150/208	300
не более 10	3,5-3,8	СВП-19 (КГВ-21)	160/217,6	300
10-13	4,0-4,8	СВП-22 (КГВ-26)	190/258,4	300
10-13	4,0-4,8	СВП-27 (КГВ-32)	210/285,6	300

5.2.5. Типовые паспорта проведения откаточных штреков

В Центральном районе Донбасса при выборе технологического паспорта проведения откаточных штреков по пластам, склонным к внезапным выбросам угля и газа, в незащищённой зоне предусматривают применение буровзрывного способа проходки и выполнение специальных противовыбросных

мероприятий. При этом в расчёт берутся следующие горно-геологические условия:

- коэффициент крепости подрываемых боковых пород по шкале проф. М.М.Протодьяконова	4-10
- коэффициент подрывки пород	0,5-0,9
- коэффициент крепости угля	1-2
- угол падения пласта, град.	45-90
- опасность пластов по пыли	опасные
- опасность пластов по внезапным выбросам угля и газа	опасные
- обводнённость выработок, м ³ /ч	≤3

В паспортах предусматривается применение для крепления штреков арочной податливой трёхзвенной крепи КМП-АЗ спец-профиля проката типа СВП или КГВ. Расстояние между смежными рамами крепи принимается в зависимости от крепости и устойчивости боковых пород. В качестве временной крепи принята обычная переносная деревянная предохранительная крепь. Поперечное сечение выработки 8,5; 10,4; 12,8 м². При этом предусматривается отдельная выемка угля и породы. В качестве взрывчатого вещества (ВВ) рекомендуется аммонит Т-19. При использовании на шахтах других ВВ параметры буровзрывных работ уточняются.

Технологический паспорт проведения подготовительных выработок разрабатывается, исходя из наличия рекомендуемого проходческого оборудования, в зависимости от назначения забоя, крепости боковых пород и поперечного сечения выработки. Если имеется возможность реализации в одном забое нескольких вариантов паспортов, выбирается оптимальный, позволяющий обеспечить наибольшую скорость проведения выработки и производительность труда проходчиков.

Анализ влияния технических и организационных факторов показывает, что в конкретных горно-геологических условиях необходимая скорость проведения выработки достигается при реализации определённых типовых паспортов, обеспечивающих снижение трудоёмкости горнопроходческих работ, и более совершенную организацию труда, предусматривающую доведение численности проходческих звеньев до оптимальной величины.

Среди важнейших факторов, оказывающих влияние на технико-экономические показатели проведения штреков в незащи-

щённых зонах при разработке крутых выбросоопасных и угрожаемых пластов, следует указать на:

- горно-геологические условия;
- способы, средства механизации основных процессов проходческого цикла;
- формы организации труда проходчиков.

К особенностям ведения горнопроходческих работ в незащищённых зонах следует отнести:

- применение пневматической энергии в качестве основного вида энергии;
- преимущественную выемку угля отбойными молотками;
- выполнение мероприятий по предотвращению внезапных выбросов угля и газа в очистном забое откаточного штрека.

Из организационно-технических факторов наибольшее влияние на показатели проведения откаточных штреков в незащищённых зонах оказывают:

- длина разгружаемой зоны после однократного выполнения мероприятий по предотвращению внезапных выбросов угля и газа;
- численность проходчиков, занятых выполнением отдельных процессов цикла;
- укомплектованность забоя средствами механизации проходческих работ;
- обеспеченность материалами и организация труда в забое.

Рациональная скорость проведения откаточного штрека в незащищённой зоне определяется из выражения:

$$v = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot \frac{1}{T} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot k_5, \text{ м/мес.}, \quad (5.2.4)$$

где n_1 – количество смен в сутки, используемых для проведения штрека;

n_2 – количество рабочих дней в месяц, дней;

n_3 – рациональное количество рабочих в сутки на проведение штрека, чел.;

T – комплексная трудоёмкость проведения 1 м штрека, рассчитанная по действующим сборникам норм на горные работы, чел. · смен/м;

- k_1 – коэффициент, учитывающий влияние мощности пласта на производительность труда рабочего (при $m < 0,5$ м – $k_1 = 0,8$; $m = 0,5 - 1,1$ м – $k_1 = 1$; $m = 1,11 - 1,9$ м – $k_1 = 1,05$);
- k_2 – коэффициент, учитывающий влияние площади поперечного сечения штрека в проходке на производительность труда рабочего (при $S = 7,5 - 8,5$ м² – $k_2 = 1,14$; $S = 8,6 - 9,5$ м² – $k_2 = 1$; $S = 10,5 - 11,5$ м² – $k_2 = 0,77$);
- k_3 – коэффициент, учитывающий влияние крепости подрывааемых пород на производительность труда рабочего (при $f = 3 - 4$ – $k_3 = 1,21$; $f = 5 - 7$ – $k_3 = 1$; $f = 8 - 10$ – $k_3 = 0,5$);
- k_4 – коэффициент, учитывающий влияние длины разгруженной зоны после однократного выполнения противовыбросных мероприятий на производительность труда рабочего (при длине разгруженной зоны после однократного выполнения противовыбросных мероприятий за вычетом неснижаемого опережения $l_3 = 1$ м – $k_4 = 0,7$; $l_3 = 2$ м – $k_4 = 0,8$; $l_3 = 4$ м – $k_4 = 1$; $l_3 = 6$ м – $k_4 = 1,05$; $l_3 = 8$ м – $k_4 = 1,15$);
- k_5 – коэффициент, учитывающий влияние глубины разработки на производительность труда рабочего (при глубине разработки $H < 600$ м – $k_5 = 1$; $H = 600 - 800$ м – $k_5 = 0,9$; $H = 800 - 1000$ м – $k_5 = 0,6$; $H > 1000$ м – $k_5 = 0,3$).

По исходной месячной скорости проведения подготовительной выработки, в соответствии с принятым режимом, определяется сменная скорость:

$$v_c = \frac{v}{n_1 \cdot n_2}, \text{ м/смену.} \quad (5.2.5)$$

Подвигание забоя штрека за цикл и продолжительность цикла определяются, исходя из сменной скорости проведения с учётом следующих положений. Если $v_c > 1$ м/смену, то величина подвигания забоя штрека за цикл принимается равной её скорости, продолжительность цикла – продолжительности смены; при $v_c < 1$ м/смену – величина подвигания забоя равна удвоенной величине сменной скорости, а продолжительность цикла – продолжительности двух смен.

Глубина шпуров определяется на основании принятого подвигания забоя выработки за цикл и уточнённого коэффициента использования шпуров по формуле:

$$l_{ш} = \frac{l}{\eta}, \text{ м}, \quad (5.2.6)$$

где l – подвигание забоя штрека за цикл, м;

η – коэффициент использования шпуров, изменяется в пределах 0,8-0,95.

Количество шпуров в забое зависит от крепости горных пород, сечения выработки, типа применяемого ВВ, величины заряда, материала забойки шпуров, очередности их взрывания, интервалов замедления, глубины, требуемой степени дробления породы и точности оконтуривания выработки.

Количество шпуров на участке в конкретных условиях определяется после проведения нескольких опытных взрываний. Продолжительность выполнения проходческих процессов, принятых тем или иным паспортом, рассчитывается следующим образом:

- определяется объём работ по отдельным операциям на цикл, исходя из принятых технологических параметров проведения выработки;
- на основе типового паспорта и условий работы устанавливаются по соответствующим нормативным документам нормы выработки по каждому виду работы;
- подсчитывается необходимое количество человеко-смен по всем процессам, включённым в паспорт, и определяется суммарная трудоёмкость работ на проходческий цикл T_c ;
- определяется средняя продолжительность выполнения проходческого цикла по формуле:

$$c = \frac{T_c}{n_3}, \quad (5.2.7)$$

- определяется продолжительность выполнения отдельных процессов проходческого цикла по формуле:

$$t_{np} = \frac{k_n \cdot T \cdot (t_{\text{ц}} - t_{\text{с}} - t_{\text{неп}})}{c \cdot n^1}, \quad (5.2.8)$$

где T – трудоёмкость отдельного проходческого процесса, чел. · смен;

$t_{\text{ц}}$ – продолжительность проходческого цикла, в том числе и выполнение противовыбросных мероприятий, мин.;

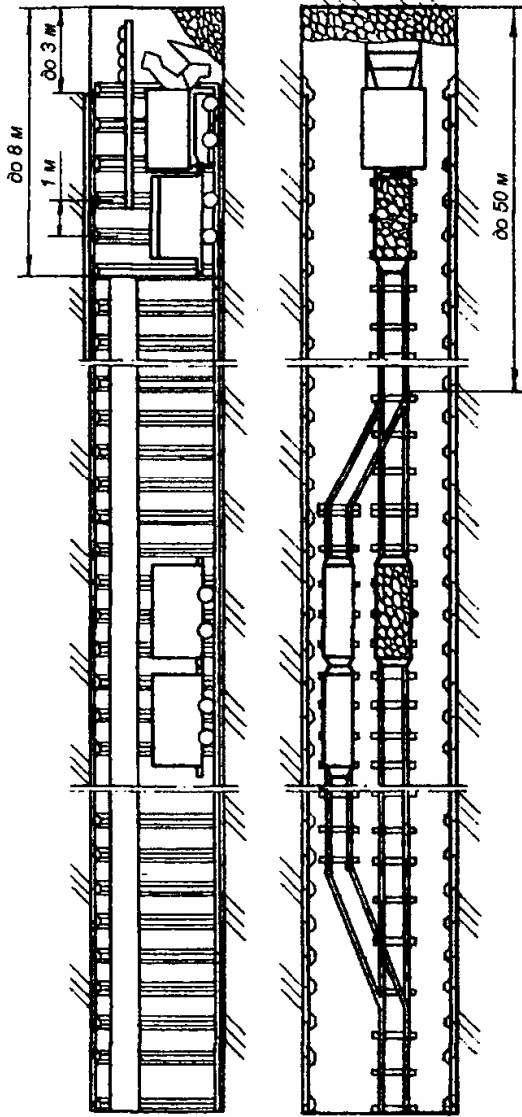
$t_{\text{с}}$ – суммарное время на зарядание, взрывание шпуров и проветривание забоя после взрывных работ, мин.;

$t_{\text{неп}}$ – суммарное время на выполнение противовыбросных мероприятий и контроль их эффективности;

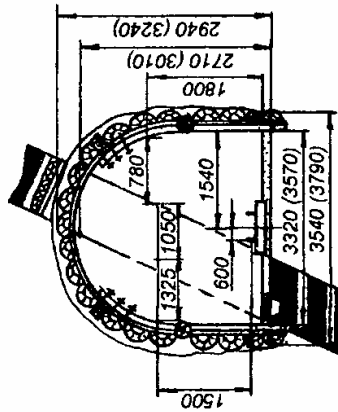
n^1 – количество человек, принимающих участие в проходческом процессе;

k_n – коэффициент непредвиденных простоев, зависящий от ритмичности работы транспорта, обеспечения забоя необходимым оборудованием и материалами и др. (на основании хронометражных наблюдений установлена зависимость k_n от длины проводимой выработки L : при $L = 100-200$ м – $k_n = 0,9$; $L = 300-500$ м – $k_n = 0,8$; $L > 1000$ м – $k_n = 0,4$).

После определения продолжительности выполнения отдельных процессов строится гибкий график организации работ в забое, в котором намечается время проходческих операций, степень их совмещения и распределения проходчиков с учётом их численности в забое. При этом надо иметь в виду, что полученная по графику трудоёмкость выполнения каждого проходческого процесса должна соответствовать расчётной величине трудоёмкости. На рис. 5.2.1 приведен типовой паспорт проведения однопутевой пластовой выработки.



Сечение выработки



Прходческое оборудование

- | | |
|--|------------|
| Погрузочная машина ППН-1С, шт. | 1 |
| Бурильный молоток ПР-30, шт. | 2 |
| Вентилятор, шт. | по расчету |
| Трубы вентиляционные Ø600 мм, м | по расчету |
| Вагонетка УВГ-1,6, шт./цикл | 23 |
| Средство обмена вагонеток – переносная разминовка, шт. | 1 |
| Лебедка ЛВП-13, шт. | 1 |
| Отбойный молоток, шт. | 1 |

Рис. 5.2.1. Технология проведения однопутевой пластовой выработки

5.2.6. Охрана подготовительных выработок

5.2.6.1. Основные требования к технологическим схемам охраны подготовительных выработок

Технологический процесс охраны выемочных штреков включает комплекс горнотехнических мероприятий, обеспечивающих сохранность выработок в соответствии с требованиями ПБ, как при планировке горных работ, так и непосредственно в период эксплуатации. При планировке горных работ необходимо учитывать возможность возникновения зон повышенного горного давления и стремиться к тому, чтобы путём правильного выбора системы отработки пластов в свитах свести влияние этих зон к минимуму. В этом случае выработки следует располагать преимущественно в устойчивых боковых породах с минимальным количеством подрезаемых слоев, особенно склонных к сползанию.

Среди мер, обеспечивающих охрану выработок, следует называть:

при планировке горных работ:

- расположение выработок в надрабатываемом или подработанном массиве с учётом естественных свойств вмещающих пород;
- расположение выработок с учётом влияния выработанного пространства вышележащего горизонта;

в процессе эксплуатации:

- возведение искусственных сооружений (бутовые полосы, кусты, костры, органые ряды, железобетонные тумбы, угольные целики и др.);
- разгрузка вмещающего массива (бурение скважин, создание щелей, проведение параллельных выработок, камуфлетное взрывание);
- упрочнение пород.

Основное назначение технологии охраны подготовительных выработок (технологические схемы) – обеспечить ритмичную работу выемочных участков при разработке угольных пластов. С точки зрения надёжности технологические схемы должны обеспечить необходимую величину поперечного сечения штреков и

сопрягаемых выработок на полный срок отработки выемочного поля в соответствии с принятой системой разработки и технологией ведения горных работ. Устойчивое состояние выработок (сохранность) должно определяться минимальными объёмами ремонтных работ, приближаясь к безремонтному их поддержанию. При выборе типа крепи следует стремиться к тому, чтобы крепь без деформаций и повреждений могла противостоять ожидаемому смещению пород в штреке при минимальных затратах на ремонт.

В условиях шахт Центрального района Донбасса при слабых вмещающих породах необходимо ориентироваться на податливые арки с профилем массой 22-27кг/м (СВП) и 21-26кг/м (КГВ). Конструктивные недостатки арочной крепи (несовершенство узлов податливости, отсутствие боковой податливости, несовпадение направления податливости с направлением максимальных смещений породы, недостаточная несущая способность), вызывающие быстрый выход из строя, следует восполнять путём дополнительной установки крепи усиления, прогонов, ремонтин и др. В зонах влияния очистных работ во всех откаточных штреках на глубине более 600 м следует устанавливать крепь усиления. То или иное охранное мероприятие должно выбираться в соответствии с горно-геологическими условиями и особенностями проявления горного давления каждого конкретного выемочного штрека и ожидаемых величин смещений пород, чтобы избежать неоправданно больших объёмов работ и материальных затрат на перекрепление.

Способы охраны должны дополнять функции штрековой крепи и способствовать уменьшению давления на штреки у кромки выработанного пространства, обеспечивать существенное повышение устойчивости выработок, особенно в зоне влияния очистных работ. Осуществление способа должно быть малооперационным, по возможности высокомеханизированным и не должно препятствовать совмещению с другими выработками.

Средства по охране штреков в сравнительно короткий срок после их установки должны иметь прочностные и механические характеристики, близкие к параметрам вмещающих пород. Это относится к полосам из твердеющих материалов, угольным целикам (опорам) небольших размеров, связанным скрепляющими и упрочняющими составами, либо опорам из железобетонных тумб. Устанавливаемые околоштрековые опоры должны создавать

условия, благоприятные для работы штрековой крепи с сохранением первоначальной формы и сечения выработки, способствовать увеличению прочности вмещающих пород в приконтурном пространстве штреков в несущей способности крепи.

Процессы возведения, доставки материалов для околоштрековых опор должны быть по возможности механизированы.

Расположение арок относительно подрываемых пород должно быть таким, чтобы избежать точечной нагрузки на арки, особенно в замковых соединениях, то есть избежать концентрированных нагрузок по периметру крепи.

Технология проведения и крепления штреков должна обеспечивать плотное прилегание крепи к породному контуру и быстрое восприятие нагрузки. Крепь после установки должна оказывать высокое постоянное сопротивление смещениям пород и надёжно работать в условиях длительных неравномерных смещений пород. Материал и конструкция затяжек для арочной крепи должны отвечать требованиям оптимальной жёсткости и прочности. Этому требованию в наибольшей степени отвечают металлические и решетчатые затяжки.

Относительно требований технологичности и качества, унификации и стандартизации необходимо отметить, что выполнение охранных мероприятий не должно препятствовать проходке штреков или подвиганию лавы. Необходимо соблюдать правильное выполнение технологии проведения и крепления (качественная забутовка, оформление контура и др.), чтобы полнее использовать несущую способность крепи.

Реализация охранных мероприятий, предусмотренных технологическими схемами, должна быть обеспечена путём применения машин, оборудования и приспособлений, способов и методов, апробированных на шахтах Украины, доступных для серийного изготовления на заводах отрасли или уже серийно выпускаемых. Расположение выработок, принятое в технологических схемах, должно быть максимально простым и наиболее удобным для осуществления процессов по добыче угля в очистных забоях при минимальных эксплуатационных затратах и максимальной производительности труда. Технологические схемы охраны выработок должны обеспечивать высокую безопасность труда рабочих на всех стадиях выполнения производственных процессов, способствовать достижению высокого технического уровня

разработки крутых пластов и улучшению технико-экономических показателей добычных участков.

5.2.6.2. Горно-геологические и горнотехнические условия охраны подготовительных выработок

Широкий диапазон условий разработки крутых и крутонаклонных пластов Донбасса при ограниченном выборе технических средств крепления и охраны выработок создаёт трудности по их поддержанию. На динамику сдвижения пород вокруг выемочных штреков существенное влияние оказывают такие геологические факторы, как количество, толщина и прочностные параметры породных слоев, наличие или отсутствие контактных связей между ними. Эти факторы определяют направление изгиба (излома) породных слоев кровли, их выдавливания внутрь выработки и деформацию арочной крепи. Поэтому технологические схемы, помимо системы разработки, мощности пласта, глубины горных работ и других факторов, учитывают количество и состав породных слоев кровли и почвы, их мощность (кратность мощности разрабатываемого пласта), а также расположение выработки относительно пласта. Для всех случаев принят этажный способ без разделения или с разделением этажей на подэтажи. Разрабатывая пласты с неустойчивыми боковыми породами при щитовой выемке угля, выемочные выработки, как правило, должны проводиться полевыми.

В качестве систем разработки приняты сплошная, столбовая и комбинированная. По вынимаемой мощности пласта выделена только одна группа – от 0,4 до 1,3 м. Однако, не исключается возможность применения схем на пластах с большей мощностью. По устойчивости вмещающих пород технологические схемы охватывают практически весь диапазон сочетаний их для крутых пластов Донбасса, по которым проводятся подготовительные выработки. При этом основанием для выбора той или иной технологической схемы является определённое сочетание пород кровли и почвы пласта, литологический состав, мощность (кратность) слоев и прочность боковых пород.

По перечисленным признакам несложно провести разделение пород по классам применительно к охране выработок: неустойчивые, средней устойчивости и устойчивые.

К неустойчивым породам можно отнести такие:

- первый слой непосредственной кровли или почвы представлен практически любыми породами небольшой мощности, равной

2-3 кратной мощности пласта; во втором слое кровли или почвы залегает пропласток угля или углистого сланца; третий слой представлен, в основном, прочными и мощными породами;

- в первом слое непосредственной кровли или почвы залегают маломощные (0,5-3 кратной мощности пласта) слои песчаного, глинистого или песчано-глинистого сланцев, а вышележащие слои представлены любыми мощными (до 5-10 и более кратными мощности пласта) породами.

Основной опасностью для выработок, пройденных в таких породах, является высокая вероятность сползания непосредственных слоев в над- или подштрековых зонах. В штреках смещения пород по ширине и высоте выработок могут достигать 500 мм и более при подходе лавы, то есть на линии очистного забоя.

К породам средней устойчивости можно отнести такие: в первом и втором слоях непосредственной кровли и почвы залегают практически любые породы мощностью не менее 4-6 кратной мощности пласта.

К устойчивым относятся такие породы: первый слой кровли и почвы представлен любыми мощными однородными породами (более 6-кратной мощности пласта).

Место расположения выемочных выработок относительно разрабатываемых пластов показано на рис. 5.2.2

5.2.6.3. Охрана и крепление выемочных штреков

В выемочных штреках и особенно в зонах влияния очистных работ, где смещение пород достигает максимальных величин, поддержание только одной крепью недостаточно. Такая задача решается комплексно, путём осуществления дополнительных мер по охране в над- и подштрековых зонах и установкой соответствующей крепи. Для всех технологических схем в качестве крепи предусмотрено применение стандартных, выпускаемых промышленностью, арочных металлических крепей типа АП-3 из спецпрофиля СВП и КГВ.

На глубинах свыше 800 м применение арок из спецпрофиля СВП-17 и СВП-19 для пластовых выемочных выработок технологическими схемами не рекомендуется. Ориентировочные величины несущей способности одной арки АП-3 при несимметричном её нагружении, в зависимости от типоразмера спецпрофиля, приведены в литературе [34].

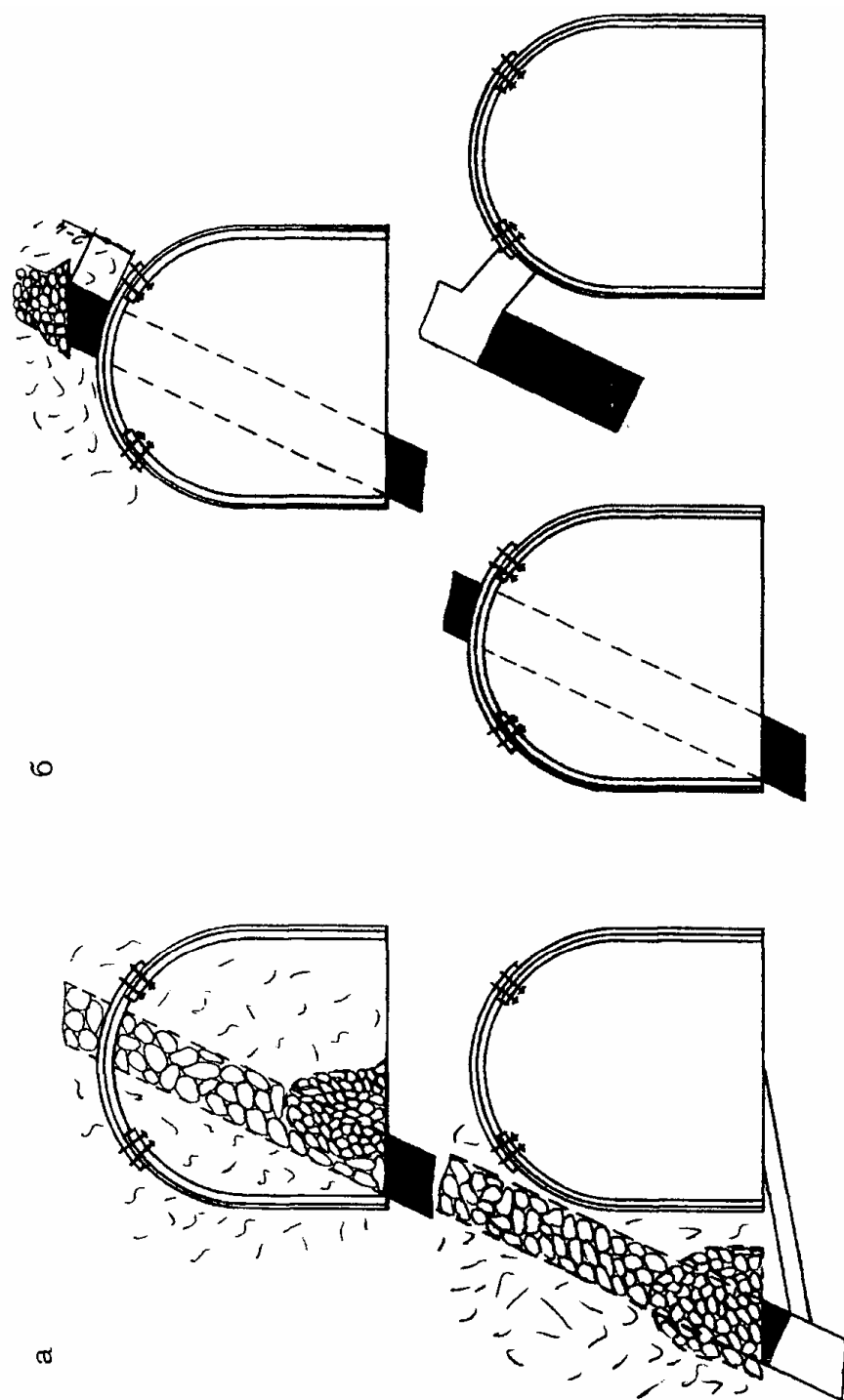


Рис. 5.2.2. Расположение выемочных штрeков относительно разрабатываемого пласта и выработанного пространства:

a – вентиляционные штрeки, *б* – откаточные штрeки

Для улучшения состояния штреков в технологических схемах предусмотрено использование переносной крепи усиления (рис. 5.2.3).

Место установки крепи усиления – в основном участки откаточных пластовых и полевых штреков, находящиеся непосредственно под лавой. Общая протяжённость участка штрека с крепью усиления, в зависимости от состава вмещающих пород и характера их смещения, составляет 70-100 м, из них 20-40 м впереди и 40-70 м позади лавы. При применении крепи усиления несущая способность АП увеличивается в 3-5 раз. Установка, разборка и переноска крепи усиления производится позвенно, по мере подвигания забоя лавы. Одновременно разборка крепи усиления допускается на протяжении не более 3 м.

Рекомендуемая протяжённость участков с крепью усиления, в зависимости от устойчивости вмещающих пород, приведена в табл. 5.2.4.

Таблица 5.2.4.

Расстояние от забоя (м) до места установки крепи усиления в зависимости от устойчивости пород

Место установки крепи усиления	Устойчивость пород		
	неустойчивые	средней устойчивости	устойчивые
Впереди забоя лавы	20-25	25-30	30-40
Позади забоя лавы	40-50	50-60	60-70

В зависимости от горнотехнических условий эксплуатации выработки, в технологических схемах предусмотрены следующие мероприятия по охране выемочных штреков:

- проведение выработок полевыми и вприсечку;
- проведение параллельных штреков, печей (просеков), бурение скважин;
- установка переносной крепи усиления в зонах активного влияния очистных работ;
- оставление угольных целиков над и под штреками;
- установка над и под штреками деревянных податливых и ограниченной податливости опор;
- установка над и под штреками железобетонных тумб.

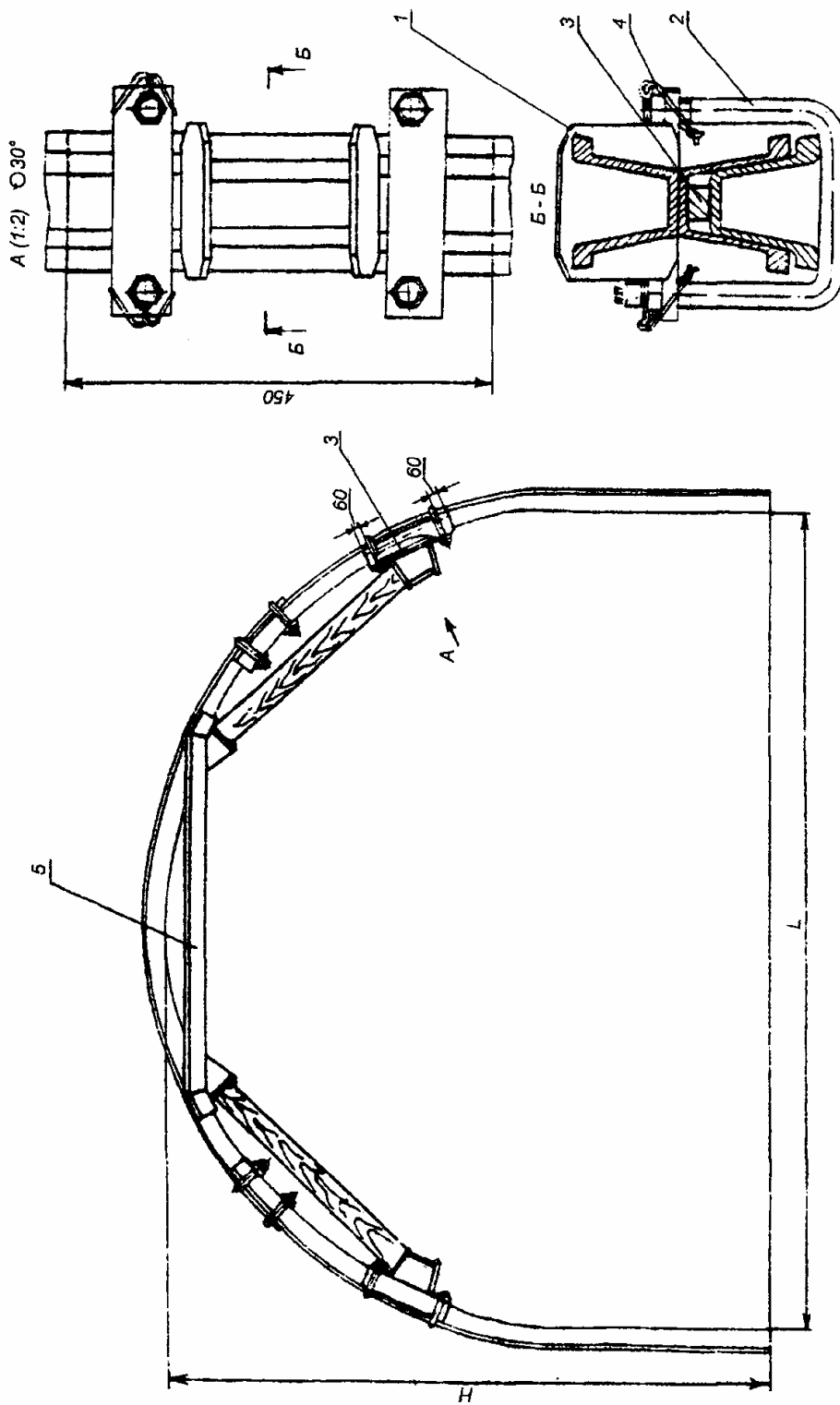


Рис. 5.2.3. Переносная крепь усиления:

1 – самозаклинивающий замок; 2 – скоба крепления замка к раме основной крепи; 3 – клин; 4 – предохранительная проволочная скрутка; 5 – верхняя крепь усиления

Из перечисленных охранных мероприятий на шахтах с крутым и крутонаклонным залеганием пластов наиболее широкое применение получили угольные целики, податливые и с ограниченной податливостью деревянные конструкции опор без и с бутовой полосой. Железобетонные опоры пока ещё не получили должного распространения из-за отсутствия средств механизации доставки и установки тумб, хотя на отдельных шахтах и достигнуты хорошие результаты их применения. Роль предохранительных угольных целиков заключается в предотвращении вспучивания и сползания пород, обладающих пластичными свойствами (глинистые, песчано-глинистые и маломощные песчаные сланцы), или оседания прочных пород, расположенных над выработкой. На существующих глубинах разработок угольные целики частично или полностью раздавливаются, но не теряют своей несущей способности и препятствуют оседанию всей вышележащей толщи пород над местом расположения выработки. Как правило, деформация надштрекового охранного угольного целика, под влиянием опорного давления или последовательно обрушающихся слоев пород кровли, начинается с контура целика и с течением времени перемещается к центру.

Мощные слои крепких пород (песчаники), медленно прогибаясь и зависая на большой площади, создают большой изгибающий момент и, как следствие, значительное опорное давление, охватывающее зону угольного пласта и пород, как по простиранию, так и по падению. Такие породы могут являться причиной продолжительной деформации целиков, и в этих случаях размеры последних должны быть увеличены по сравнению с условиями, когда сдвиг пород протекает более быстро. С учётом этого, а также практики и требований нормативных документов, в табл. 5.2.5 даны оптимальные размеры угольных целиков, оставляемых для охраны выемочных штреков.

Широко применяемые для охраны выемочных штреков обычные деревянные костры, как правило, в начальный период после установки имеют небольшой распор (5-20 кН) и в дальнейшем работают в податливом режиме с постепенным ростом сопротивления, и только после их сжатия на 40-50% при значительном удалении от забоя лавы костры набирают достаточно высокие нагрузки (400-500 кН).

Таблица 5.2.5.

Размеры угольных целиков (м) в зависимости от устойчивости
вмещающих пород

Выработка	Устойчивость пород		
	неустойчивые	средней устойчивости	устойчивые
Откаточный штрек	6-10	не рекомендуются	12-14
	4,5-5,4		5,4-7,2
Вентиляционный штрек	4-6	не рекомендуются	8-12
	3,6-5,4		4,5-5,4

Примечание: в числителе – по восстанию или падению, в знаменателе – по простиранию

При плохом расклинивании по углам (в замках) и небольшой нахлестке обычные костры, даже при небольших смещениях пород по напластованию, зачастую рассыпаются. Костры из шпал более устойчивы и имеют более высокую характеристику, что очень важно при слабых и сползающих породах. Технологическими схемами рекомендуется производить качественное расклинивание костров и иметь нахлестку длиной не менее 200-250 мм.

Кусты (жесткая крепь) после установки имеют большой начальный отпор, но после сжатия на 3-5% стойки в них ломаются и конструкция частично теряет устойчивость. Поэтому кусты эффективно работают в устойчивых породах при сравнительно небольших величинах опускания кровли.

В кустокострах в начальный период нагрузку воспринимают кусты. При сжатии на 3-5% куст деформируется, но из-за бокового распора, создаваемого элементами костра, кустокостёр продолжает работать: стойки, уплотняясь внутри костра, способствуют повышению её несущей способности и устойчивости. Костёр вступает в работу только после сжатия на 10-15%. Количество стоек в кустокостре, как правило, выбирается исходя из условий полного заполнения костра.

При охране штреков кустами или кустокострами следует обращать самое пристальное внимание на качество и количество устанавливаемых элементов. При выборе количества стоек в кусте следует учитывать мощность пласта, кратность обрушающегося слоя пород кровли или почвы, их устойчивость и линейные размеры сдвигающихся в над- или подштрековых зонах пород.

Обычно в надштрековых зонах отрыв сползающего слоя пород кровли или почвы происходит по границе зоны

разгруженных пород и, чаще всего, линия отрыва располагается на расстоянии 10-25 м от верхняков рам крепи штрека (примерно по линии нависающего массива нижней печи или магазинного уступа). Протяжённость же зоны сползания пород находится в пределах 15-60 м. Наибольших размеров она достигает при устойчивых кровлях и небольших величинах смещения пород, наименьших – при кровлях, представленных тонкослоистыми трещиноватыми глинистыми, песчано-глинистыми и песчаными сланцами.

Количество стоек, в зависимости от различных горно-геологических факторов, можно принимать по табл. 5.2.6 с возможной корректировкой, связанной с практическими наблюдениями.

Таблица 5.2.6.

Количество стоек в кусте (шт.) в зависимости от угла падения и устойчивости пород

Угол падения пласта, град.	Устойчивость пород		
	неустойчивые	средней устойчивости	устойчивые
до 40	6-12	20-40	25-60
41-50	12-20	50-70	75-110
51-60	20-40	90-110	130-180
61-70	40-60	160-190	225-250
71-80	60-140	более 250	более 250

Охрана пластовых выемочных штреков железобетонными и керамическими опорами с высокой несущей способностью и ограниченной податливостью по своим техническим и эксплуатационным параметрам выгодно отличается от сложных деревянных конструкций.

Основными преимуществами железобетонных и керамических опор являются:

- более совершенная механическая характеристика по сравнению с деревянными конструкциями;
- быстрое развитие сопротивления при минимальной податливости и высокое конечное сопротивление (200-600 кН);
- возможность перехода на промышленные средства крепления.

При охране штреков железобетонными и керамическими опорами смещение пород и боков выработки в 2-4 раза меньше, чем при угольных целиках, и характер нагружения таких опор весьма стабильный.

Охрана вентиляционных штреков в технологических схемах предусматривается перечисленными выше средствами, но, как правило, в сочетании с бутовой полосой из рядовой породы от проведения и перекрепления штреков. Минимальная высота бутовой полосы, исходя из условия полного размещения породы от проведения вентиляционного штрека по завалу или целику, в зависимости от её сечения и вынимаемой мощности пласта, определяется инженерным расчётом.

Типовые технологические схемы включают способы повышения устойчивости штреков разгрузкой вмещающего массива скважинами, дополнительными параллельными выработками (просеком, штреком, а также камуфлетным взрывом с последующим их упрочнением). Расстояние от охраняемого штрека до просека или разгрузочного штрека не должно превышать линейного размера зоны неупругих деформаций, которая образуется при проведении просека или разгрузочного штрека.

Оптимальное расстояние между осями основного (охраняемого) и дополнительного (разгрузочного) штреков определяется по формуле:

$$l = k \cdot \sqrt{\frac{S_{вч}}{\pi}}, \quad (5.2.9)$$

где k – коэффициент, учитывающий физико-механические свойства вмещающих пород и принимаемый для песчаников – 3-3,5; песчанистых сланцев – 3,6-4; глинистых сланцев – 4,1-4,5;

$S_{вч}$ – площадь поперечного сечения разгрузочного штрека в черне, м².

Количество, длина и диаметр разгрузочных скважин определяются в зависимости от величины и скорости смещения вмещающих пород, исходя из предположения компенсации объёма выдавливаемых пород объёмом проводимых скважин.

Количество, глубина и схема расположения шпуров для разгрузки и рыхления пород камуфлетным взрывом, а также величина заряда ВВ в шпуре определяются в зависимости от величины смещения вмещающих пород, а глубина и расположение тампонажных шпуров, состав тампонажного раствора – в зависимости от требуемой несущей способности.

На рис. 5.2.4 представлены схемы охраны выемочных штреков.

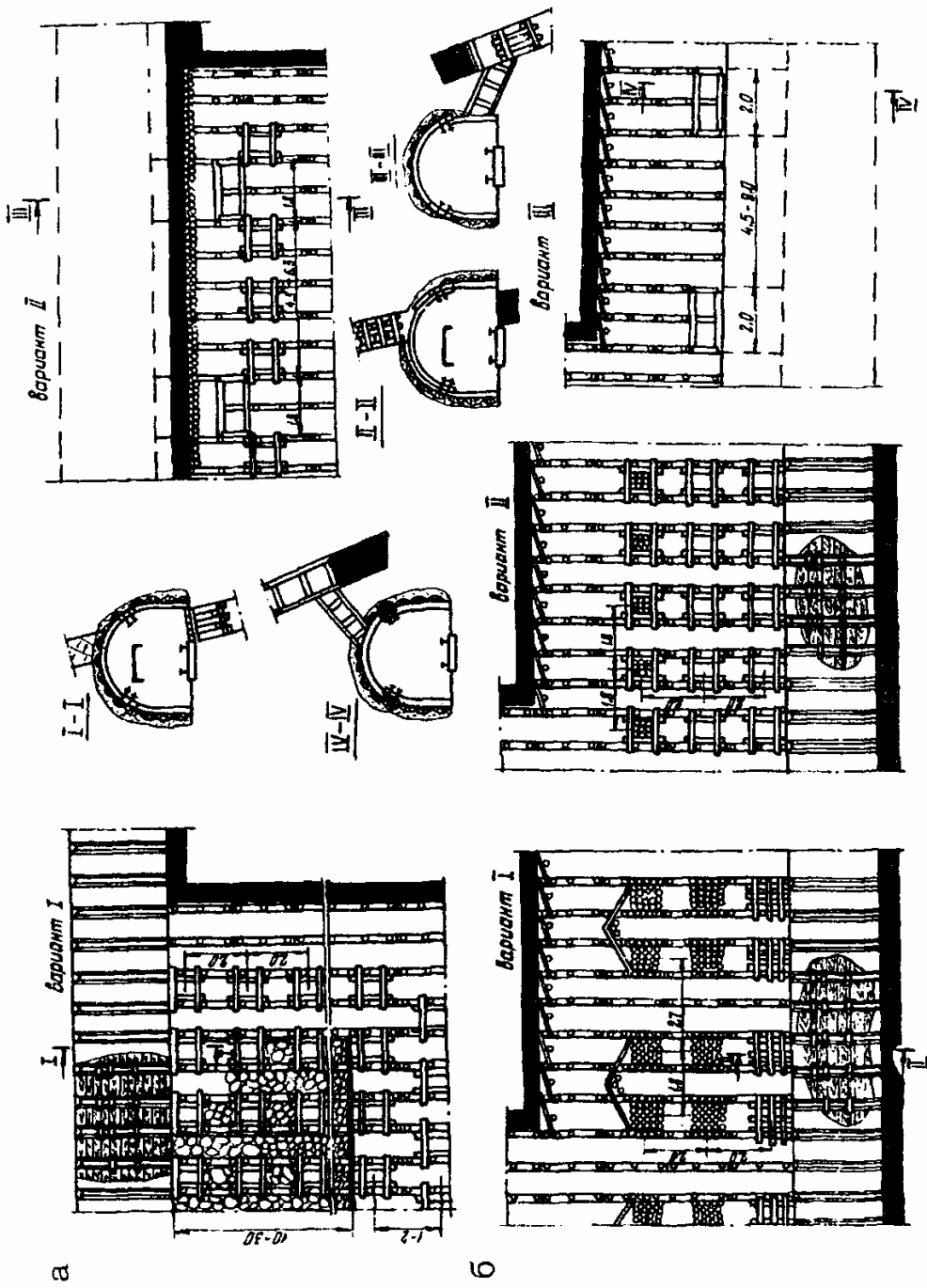


Рис. 5.2.4. Схемы охраны выемочных штреков:
 а – вентиляционного; б – откаточного

5.3. Способы обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ

Опыт ведения горных работ на таких глубоких шахтах, как им. А.А. Скочинского, «Октябрьская», им. М.И. Калинина, им. А.Г. Стаханова, «Прогресс», «Шахтерская-Глубокая» и др. показывает, что суммарная трудоемкость работ по ремонту и перекреплению выемочных выработок составляет около 70% общих трудозатрат на их проведение.

Применяемые в настоящее время способы и средства обеспечения устойчивости выработок в зоне влияния очистных работ глубоких шахт по виду или характеру противодействия проявлениям горного давления в выемочных выработках можно разделить на две группы.

К первой группе можно отнести способы и средства, предусматривающие активное силовое противодействие проявлениям горного давления за счет увеличения несущей способности крепи выработки и жесткости охранных конструкций на сопряжениях лавы с выработанным пространством [43 – 48].

Вторая группа может быть представлена геомеханическими способами, которые направлены на благоприятное перераспределение напряжений в окружающих выработку породах для обеспечения ее устойчивости за счет создания различных региональных или локальных зон разгрузки [48 – 50].

Активные силовые способы сохранения устойчивости выработок характеризуются режимом нарастающей нагрузки при постоянной или незначительно увеличивающейся деформации. К числу этих способов относится применение крепей повышенной несущей способности; рамно-анкерной крепи, индивидуальных и гидравлических крепей усиления на сопряжениях лав с выемочными выработками; применение различного вида предварительного и последующего распора крепи и боковых пород; использование инъекционного упрочнения слабых пород; тампонаж закрепного пространства. Однако при достижении предельных нагрузок происходит интенсивное разрушение боковых пород, крепи и опорных конструкций, что сопряжено с необходимостью выполнения больших объемов высокозатратных и небезопасных работ по ремонту и перекреплению выработок.

В качестве искусственных охранных сооружений используются опорные полосы из дерева, породы, твердеющих и жестких материалов. Кроме того, к этим охранным сооружениям относятся многорядная органка, накатные костры, бутокостры, кустокостры, полосы из железобетонных блоков (БЖБТ).

Однако, как показал опыт разработки угольных пластов в условиях глубоких шахт, даже из такого разнообразия опорных конструкций не возможно выбрать один способ, обеспечивающий безремонтное поддержание выемочных выработок в зоне влияния очистных работ [50 – 53].

Из геомеханических способов сохранения устойчивости капитальных и подготовительных выработок в зоне вредного влияния на них очистных работ наибольшее распространение в настоящее время получили способы проведения выработок по пустым породам, вприсечку к выработанному пространству ранее отработанных лав и по обрушенным и уплотненным породам выработанного пространства.

Полевое проведение выработок, с различным расположением их относительно элементов залегания пласта и с учетом последующего влияния временного фактора и очистных работ на деформационные процессы, происходящие на контуре и в окрестности выработки, и во многом предопределяющие ее устойчивость, было рассмотрено многими исследователями и опробовано на значительном количестве шахт. Полевыми проводятся преимущественно капитальные горные выработки со значительным сроком службы.

В последние годы широкое распространение получило проведение подготовительных выработок (в основном вентиляционных) вприсечку к выработанному пространству ранее отработанных лав с оставлением ленточных угольных целиков незначительных размеров обычно не превышающих мощности пласта, а при отработке пожароопасных пластов - без целиков, вплотную к погашенной выработке. Анализ опыта применения этого способа охраны [44, 45, 47, 49] показывает, что его эффективность заключается в возможности проведения выработок в приконтурной части трещиноватого массива в зоне действия минимальных значений остаточного опорного давления. Величина отставания забоя проводимой выработки от движущегося забоя лавы в основном определяется шагом установившейся посадки

пород основной кровли и связанными с ним деформационными процессами в выработанном пространстве, и по данным ВНИМИ [44, 47] составляют обычно при легкообрушающейся кровле – 60 м, при среднеобрушающейся – 80 м и при труднообрушающейся – 120 м. Проблемным вопросом при этом является невозможность предварительного проведения присечных выработок навстречудвигающимся очистным забоям, что приводит к увеличению сроков подготовки новых лав.

При выемке угольных пластов со слабыми боковыми породами на больших глубинах разработки применение традиционных способов крепления и охраны, сопряжено со значительными затратами на ремонты и укрепление подготовительных выработок в зоне вредного влияния очистных работ. В условиях глубоких шахт опробован способ проведения и охраны подготовительных выработок по обрушенным и уплотненным породам выработанного пространства [44, 47]. Исследования особенностей механизма деформирования боковых пород на контуре и в окрестности выемочных выработок позволили установить, что при проведении этих выработок с отставанием от лавы на 150-200 м и на расстоянии 10-12 м от погашенных временных подготовительных выработок величина смещений пород кровли и почвы не превышает конструктивной податливости трехзвенной арочной крепи (до 300-500 мм), что означает, практически, безремонтное поддержание. Однако этот способ не нашел широкого распространения на практике из-за сложности организации горнопроходческих работ, подземного транспорта, проветривания участков выработок и большого объема ручных работ при проведении временных подготовительных пластовых выработок.

В настоящее время на многих глубоких шахтах Донбасса продолжается применение высокзатратных и неэффективных способов охраны и поддержания подготовительных выработок **полосами из деревянных клетей из круглого леса** или шпального бруса в сочетании с чураковыми изоляционными стенками шириной 0,8-1,2 м. Размер клетей в плоскости пласта принимается 1,5 или 2 м, а расстояние между ними по простиранию – 2,4 м. При мощности пласта менее 2 м возводится 1 ряд клетей (рис. 5.3.1). Вплотную к крепи выработки возводится чураковая стенка из стоек длиной равной половине мощности пласта, но не менее 0,6 м, затем

ряд бутоклетей, а со стороны выработанного пространства – один реже два ряда обрезной органной крепи (рис. 5.3.1).

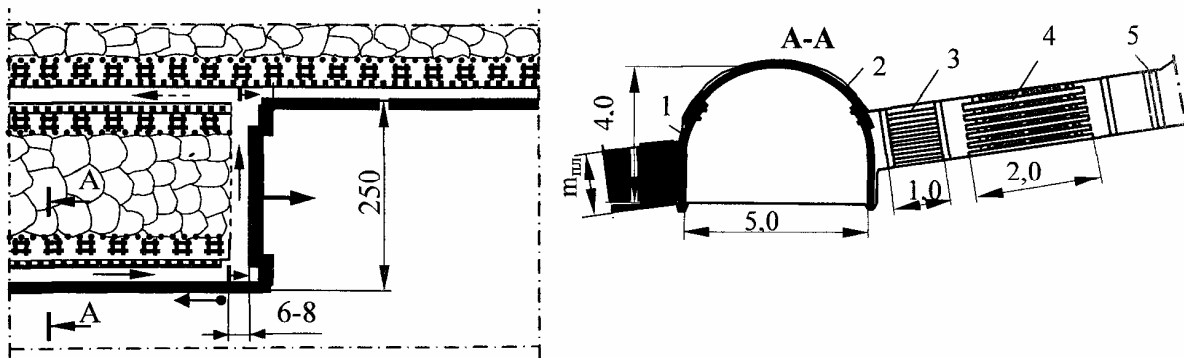


Рис. 5.3.1. Охрана выработок деревянными клетями и чураковой стенкой:

1 – ножка арочной крепи; 2 – верхняк арки; 3 – чураковая стенка; 4 – деревянная бутоклеть; 5 – обрезная органная крепь

Горизонтальные смещения боковых пород при этом способе достигают 1,2-2,8 м, причем боковые смещения со стороны лавы (особенно в транспортных выработках) сопряжены с выдавливанием в полость выработки ножки арочной крепи, а со стороны массива происходит выдавливание пород кровли по их напластованию с образованием породных складок. Все это приводит к необходимости проведения многократных подрывок пород почвы и перекреплению значительных участков поддерживаемых выработок.

Охрана выработок бутовыми полосами наиболее эффективна при использовании специального оборудования для ее возведения (закладочные комплексы «Титан» или барабанные закладочные машины ДЗМ), которое обеспечивает высокую плотность закладки – порядка 0,7-0,75 и способствуют созданию плотных широких породных опор по бровкам поддерживаемых выработок [44, 47, 51, 52]. Схема способа охраны бутовыми полосами представлена на рис. 5.3.2.

Ширина бутовых полос обусловлена выходом породы из проходческого забоя при проведении выемочной выработки вслед за лавой или из бутовой выработки и определяется расчетом.

Однако на практике из-за нехватки оборудования и сложности организации работ в основном применяется ручной или механический способ возведения бутовых полос скреперными

закладочными устройствами типа ЗУ-1 или ЗУ-2, которые не обеспечивают эффективного поддержания выработок из-за значительного проседания подработанного массива, которое составляет по данным ДонУГИ до (0,6-0,8) м_{пл.}

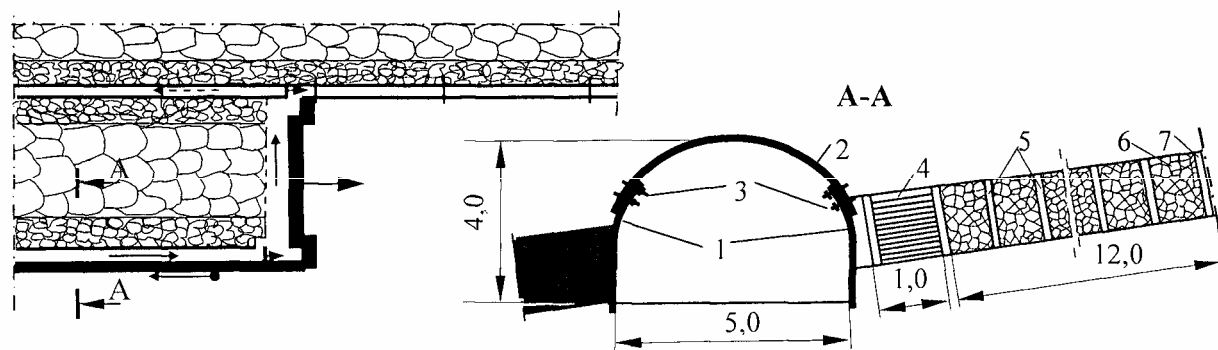


Рис. 5.3.2. Охрана выработок бутовой полосой:

1 – ножки крепи; 2 – верхняк арочной крепи; 3 – замки крепи; 4 – чураковая стенка с укладкой стоек на глине; 5 – стойки деревянной крепи; 6 – бутовая полоса из породы от проведения конвейерного штрека; 7 – обрезная органная крепь

На шахте «Шахтерская-Глубокая» имеется опыт эффективного применения бутовых полос для охраны вентиляционного штрека 2-й восточной лавы восточного блока пласта h_8 [54]. Бутовая полоса шириной 12 м возводилась закладочным комплексом «Титан» из породы от проведения вентиляционного штрека, проводимого на расстоянии 6-8 м вслед за лавой. Проведение выработки осуществлялось проходческим комбайном ГПКС с нижней подрывкой пород почвы. Порода от проведения выработки с помощью скребкового конвейера-перегрузжателя транспортировалась в дробилку закладочного комплекса, откуда сжатым воздухом по трубам диаметром 0,15 м подавалась к месту закладки. Для обеспечения эффективного выполнения закладочных работ на 8-ми крайних секциях механизированного комплекса КД-80 были установлены обратные консоли. Бутовая полоса снизу по падению пласта ограничивалась двухрядной органной крепью. На выходе дробленой породы из закладочного трубопровода она орошалась струей воды, что снижало пылеобразование и обеспечивало более плотную упаковку влажных породных отдельностей в объеме полосы.

Смещения боковых пород в вентиляционном штреке за весь период его эксплуатации не превысили технологической

податливости трехзвенной арочной крепи КМП-А3-11,2 .

Охрана выемочных выработок литыми полосами применяется при разработке пологих пластов средней мощности. Этот способ охраны выработок весьма широко применяется в условиях глубоких шахт Германии, Англии, Польши [50 – 53]. Шахта «Красноармейская – Западная» №1 одной из первых в Донбассе стала применять для охраны выемочных выработок литые полосы из твердеющих составов. Это позволило очистным забоям при высокой суточной скорости подвигания лав (6-10 м/сут) обеспечить повторное использование транспортных выработок в качестве вентиляционных и применить комбинированное прямоточное проветривание с подсвечиванием исходящей из лавы струи воздуха.

При отработке 2-й южной лавы бремсбергового поля №5 длина выемочного столба по простиранию составила 1370 м. Лава длиной 310 м была оборудована механизированной крепью ЗМКД-90Т, забойным конвейером СЗК и комбайном 2РКУ-13. Приводные станции вынесены на штреки. Площадь поперечного сечения конвейерного штрека 13,7 м²; вентиляционного – 12,1 м², крепление – трёхзвенные металлические арки. Шаг посадки песчаника основной кровли 15–20 м, алевролита непосредственной кровли 1–4 м. По 2-му южному вентиляционному штреку подавалась свежая струя воздуха (1800 м³/мин), которая двигалась по лаве в нисходящем порядке. По 2-му южному конвейерному штреку также подавалась свежая струя воздуха (1000 м³/мин) для разбавления метана на исходящей вентиляционной струе участка. Песчаники основной кровли и почвы пласта обводнены. До начала очистных работ приток воды был 8-10 м³/ч.

В январе – марте 2001 г. среднесуточная нагрузка на лаву составила 2823 т., а среднемесячное подвигание – 120 м.

Возведение литой полосы у конвейерного штрека осуществлялось в следующем порядке. В подготовительный период рабочие очистного участка ежемесячно крепили ниши после передвижки нижней приводной станции и устанавливали ряд органной деревянной крепи по простиранию и восстанию пласта. В пределах этих рядов в последующем размещалась гибкая опалубка в виде полиэтиленового мешка (рис. 5.3.3).

В штреке впереди очистного забоя бурились парные анкер-скважины и верхняки крепи с помощью хомутов и анкеров длиной

по 2,5 м «подшивались» к породам кровли, что позволяло демонтировать и восстанавливать боковые ножки металлических арок во время передвижки привода лавного конвейера.

Подхватывающие анкеры устанавливались таким образом, чтобы длина участка штанги, закреплённого в ненарушенных породах кровли составляла, не менее 0,5 м, что обеспечивало передачу нагрузки на анкер, а не на соединительную пластину – самое слабое место системы.

Сочетание анкерной крепи с усиливающей крепью сопряжения, состоящей из гидравлических стоек СУГ-17, устанавливаемых под деревянный брус на расстоянии 60 м от очистного забоя, повысило устойчивость боковых пород на сопряжении лавы со штреком и позволило обеспечить достаточную безопасность работ в том случае, если ножки арочной крепи демонтировались заранее на участке равном сменному подвиганию лавы. Для восприятия этих нагрузок прочность анкера на растяжение составляла не менее 250 кН.

Возведение литой полосы производилось в первую и третью смены рабочими специализированного участка по поддержанию горных выработок. Технология выполнения включала подвеску петель гибкой опалубки к стойкам органной крепи и вплотную к породам кровли, по пакетную засыпку (по 25 кг) минерально-связывающего вещества в специальную установку, перемешивание этого вещества с определённой порцией воды, подачу с помощью агрегата «Моно-830» и гибкого шланга раствора в полиэтиленовую емкость. После заполнения последней гибкий шланг промывался водой с целью устранения из него быстротвердеющего материала. Отставание литой полосы от забоя лавы не превышало 4-6 м. Литая полоса возводилась с помощью не громоздкого и удобного оборудования, относительно легко передвигаемого при подвигании лавы. По конвейерному штреку пакеты минерально-связывающего вещества доставлялись монорельсовой дорогой ДМКУ.

Для устройства охранной литой полосы шириной 1 м использовалась порошкообразная цементно-строительная смесь и вода. При смешивании воды со связующей смесью соотношение компонентов составляет 1,1:1. Связующий раствор транспортировался без участия сжатого воздуха. В месте ведения работ практически отсутствовало пылеобразование. Связующий материал литой полосы быстро затвердевал и уже через 2 часа его

прочность на одноосное сжатие достигала 4-4,5 МПа, спустя 1-3 дня – 11-16 МПа. При такой технологии скорость подвигания лавы достигала 8 м/сут.

В результате внедрения способа охраны конвейерного штрека жесткой литой полосой доказана возможность применения прямоточной схемы проветривания выемочных участков на пласте мощностью 1,6-2 м. Достигнуто суточное увеличение нагрузки на лаву более чем на 500 т.

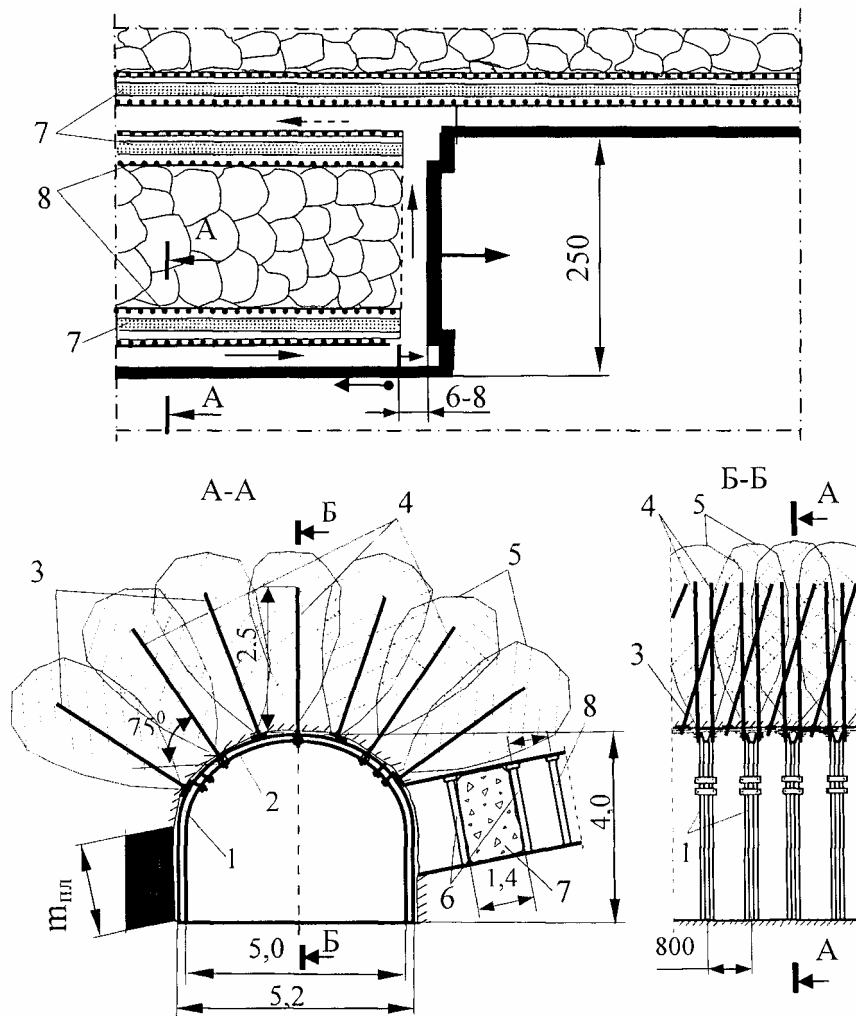


Рис. 5.3.3. Охрана штреков литой полосой и сталеполимерными анкерами:

- 1 – ножка арочной крепи; 2 – верхняк крепи; 3 – радиально-наклонные сталеполимерные анкера; 4 – спаренные анкера-подхваты; 5 – зона распространения пеннополиуретановой смолы; 6 – двухрядная органка-опалубка с пластиковой оболочкой; 7 – литая полоса; 8 – обрезная органка

За счёт изменения схемы проветривания повышен уровень безопасности работы горнорабочих. Обеспечена лучшая

сохранность и работоспособность дегазационных скважин, в отсасываемой смеси которых концентрация метана возросла от 40 до 60%. После отхода лавы от разрезной печи на 500 м средняя потеря проектной площади поперечного сечения штрека не превысила 35%.

Подтверждена возможность повторного использования конвейерного штрека в качестве вентиляционного при подрывке в нём выдавленных пород почвы на 0,8-1,0 м. При этом, суммарные затраты на поддержание 1 м повторно используемого конвейерного штрека на 1000 грн. меньше, чем проведение нового вентиляционного штрека вприсечку к выработанному пространству ранее отработанной лавы. Возможная производительность труда 3-х горнорабочих по возведению литой полосы объёмом $1,9 \text{ м}^3$ на 1 м подвигания лавы достигала 8 м в смену, что не является сдерживающим фактором при высокой интенсивности ведения очистных работ.

Полосы из породных полублоков являются альтернативным вариантом для полос из железобетонных блоков и литых полос [54]. Одним из основных недостатков железобетонных блоков является высокий вес одного блока БЖБТ – 45-60 кг, что создает значительные трудности при их доставке в лаву и возведении полос в условиях стесненного призабойного пространства. К недостаткам литых полос следует отнести недостаточную начальную жесткость полосы на участке интенсивных смещений пород непосредственной и основной кровли, что сопровождается значительными вертикальными смещениями кровли.

Полосы из породных полублоков возводят по бровкам выемочных выработок вслед за лавой шириной обычно 2–3 м с деревянными прокладками по кровле для обеспечения незначительной податливости полосы и плавного набора ею несущей способности (при смятии древесины), что исключает раздавливание верхних и боковых полублоков до момента набора полосой достаточной жесткости. Технологическая схема способа охраны представлена на рис. 5.3.4.

На шахте «Щегловская-Глубокая» шахтоуправления «Донбасс» породные полублоки изготавливаются на поверхности размером $0,3 \times 0,15 \times 0,09$ м. На один полублок общим весом 10 кг приходится 1,9 кг цемента (марки ПЦ-500А), 0,25 кг граншлака, и 7,25 кг шахтной породы из террикона.

Полосу из породных полублоков устанавливают на расстоянии 0,6-0,8 м от охраняемой выработки, пространство между полосой и крепью выработки плотно заполняют породой от подрывки почвы в штреке. Полосу из полублоков по бокам оконтуривают двумя рядами органки. Полублоки плотно выкладываются рядами по мощности пласта и в верхней части над ними располагаются деревянные прокладки из шахтной затяжки толщиной 0,03-0,04 м, объём которых в объёме возводимой полосы составляет до 2 %.

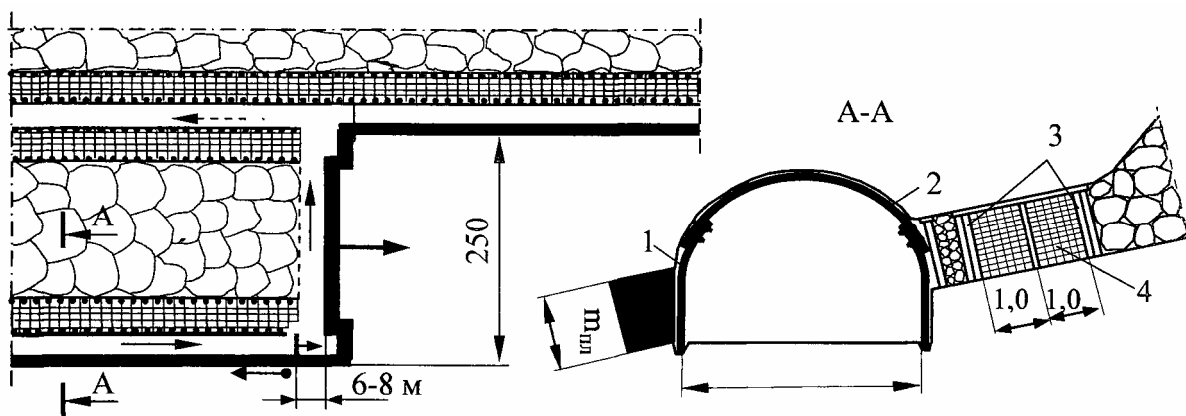


Рис. 5.3.4. Охрана штрека породными полублоками:

1 – ножка арочной крепи; 2 – верхняк арки; 3 – органная крепь; 4 – породные полублоки

Полоса из полублоков выкладывается в первую и третью смену двумя горнорабочими. Всего за сутки в двух полосах шириной по 2 м укладывается 2020 полублоков.

Опыт применения полос из полублоков показывает, что вертикальные и горизонтальные смещения боковых пород в выработках на сопряжении с лавой снижаются соответственно в 2,2-2,8 и 1,6-1,8 раза по сравнению с бутовыми полосами.

По данным разных авторов [45, 47 – 49] можно представить совмещенную диаграмму изменения скорости набора несущей способности искусственных опорных конструкций, возводимых вслед за лавой по бровкам выемочных выработок (рис. 5.3.5), из которой видно, что применение породных полублоков позволяет обеспечить эффективное поддержание выработок на наиболее ответственном участке – в зоне интенсивного обрушения пород непосредственной и основной кровли в выработанном пространстве лавы.

Полоса из породных полублоков значительно быстрее набирает несущую способность (через 1 сутки – 10 МПа, а через четверо суток – 15 МПа), что в полтора раза больше чем при литой полосе, которая в это время (в период наибольших смещений боковых пород) находится на этапе кристаллизации материала и набора своих прочностных свойств.

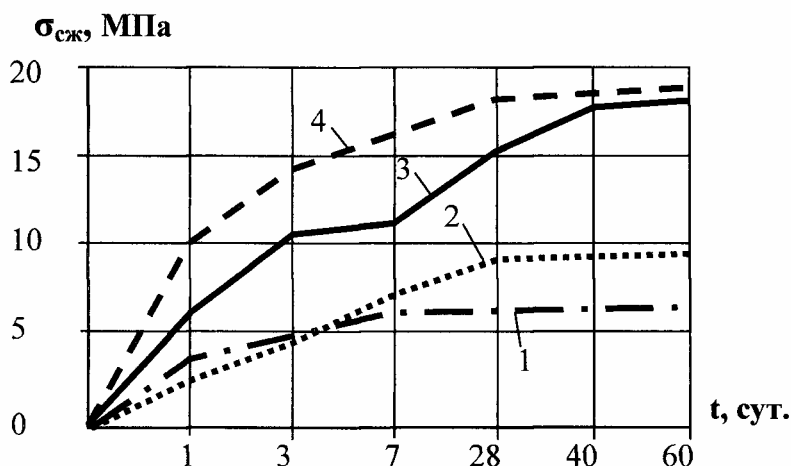


Рис. 5.3.5. Диаграмма роста предела прочности на сжатие:
 1 – бутоклетей; 2 – бутовой полосы; 3 – литой полосы;
 4 – полосы из полублоков

По сравнению с клетями и бутовой полосой несущая способность полосы из полублоков выше в 2,5 – 3 раза, что позволяет обеспечить минимальные смещения пород кровли и боков выработки в зоне влияния очистных работ.

Таким образом, исходя из опыта применения способов охраны подготовительных выработок на шахтах Донбасса, можно сделать следующие выводы. Охрана выработок целиками угля в условиях глубоких шахт не перспективна и в последнее время применяется всё реже. Вызвано это тем, что при средней глубине ведения горных работ в Донбассе 850 м необходимо оставлять целики достаточно больших размеров, что не целесообразно и экономически не выгодно. Данный способ охраны широко применялся на глубинах разработки до 300 м.

При сплошной системе разработке, которая в последние годы используется в условиях глубоких шахт из-за наличия неустойчивых боковых пород, высокой газоносности и выбросоопасности разрабатываемых угольных пластов, широко применяется способ охраны штреков бутовыми полосами в

сочетании с искусственными сооружениями (деревянные костры, тумбы БЖБТ и т.д.). Важным достоинством здесь является простота и дешевизна возведения искусственного сооружения. Кроме того, порода от проведения выемочных выработок вслед за лавой используется для возведения бутовых полос и не выдается на поверхность. Однако невысокая жесткость бутовых полос и значительные смещения боковых пород на сопряжении выемочных выработок с очистным забоем заставляют отказываться от их применения и переходить к использованию жестких полос из полублоков (опыт работы шахтоуправления «Донбасс») или литых полос (опыт работы шахты «Красноармейская-Западная» №1).

При комбинированной системе разработки с прямоточной схемой проветривания выемочного участка наиболее перспективным является охрана штреков жесткими полосами. Объясняется это тем, что на сопряжении лавы со штреком жесткие полосы обеспечивают минимальное оседание пород кровли со стороны выработанного пространства и охранная полоса по своей податливости приближается к податливости краевой части массива угля. Охранная полоса практически сразу оказывает нарастающий отпор интенсивно оседающим породам кровли и выполняет роль «режущей» крепи, способствующей разлому и обрушению зависающих породных консолей вдоль поддерживаемой выработки.

Возведение литых полос вдоль штрека способствует также уменьшению утечек воздуха через выработанное пространство. Главным недостатком данного способа остаётся его дороговизна и сложность обслуживания оборудования, применяющегося для возведения литых полос, что сдерживает его широкое применение.

В настоящее время на угольных шахтах Донбасса в качестве основного способа обеспечения устойчивости пород почвы выемочных выработок глубоких шахт используются многократные подрывки почвы, выполняемых в основном вручную. При наличии в почве прочных пород производится их буровзрывное рыхление.

Для обеспечения устойчивости пород почвы на ряде шахт Донбасса имеется положительный опыт применения взрывоцелевой разгрузки почвы [44, 53] и способ отсечного торпедирования зависающих вдоль выработки консолей прочных пород основной кровли [47].

Взрывоцелевая разгрузка почвы (ВЦР) применяется для предотвращения интенсивного пучения пород почвы в условиях

глубоких шахт. Безремонтное поддержание выработки обеспечивается взрывощелевым способом разгрузки в период проведения выработки при величине пучения до 0,8-1,2 м (рис. 5.3.6). При большей величине пучения необходимо производить повторную разгрузку почвы.

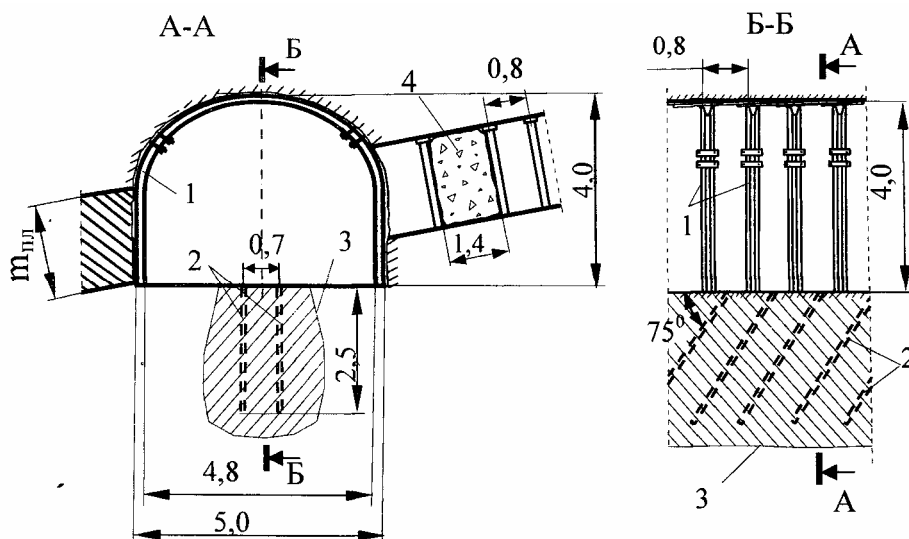


Рис. 5.3.6. Схема взрывощелевой разгрузки почвы конвейерного штрека при рамно-анкерном креплении выработки и возведении вдоль выработки литой полосы:

1 – комплекты арочной крепи из СВП-27; 2 – шпуров в почве пласта для взрывощелевой разгрузки; 3 – контур взрывощели с разупрочненными породами почвы после ее разгрузки; 4 – литая полоса

Сущность взрывощелевой разгрузки (ВЩР) состоит в бурении по центру выработки двух (реже трех) рядов вертикальных в поперечном сечении (и наклонных под углом 75° к плоскости напластования в продольном направлении выработки) разгрузочных шпуров длиной 2,5 м и взрывание в них камуфлетных зарядов взрывчатых веществ для образования в породах почвы продольной компенсационной взрывощели. Масса заряда угленита Т-19 в одном шпуре составляет 0,6 кг.

Недостатками способа является организационные сложности из-за необходимости его совмещения с проведением выработки и выполнения режимных взрывных работ.

Применение взрывощелевой разгрузки на шахтах ПО «Макееуголь», ПО «Добропольеуголь» [44] и шахте «Трудовская» ГХК «Донуголь» [53] позволило уменьшить величину пучения почвы в отдельных случаях в 1,8 – 3,0 раза.

Способ обрезного торпедирования основной кровли применяется при залегании в основной кровле пласта прочных пород (рис. 5.3.7).

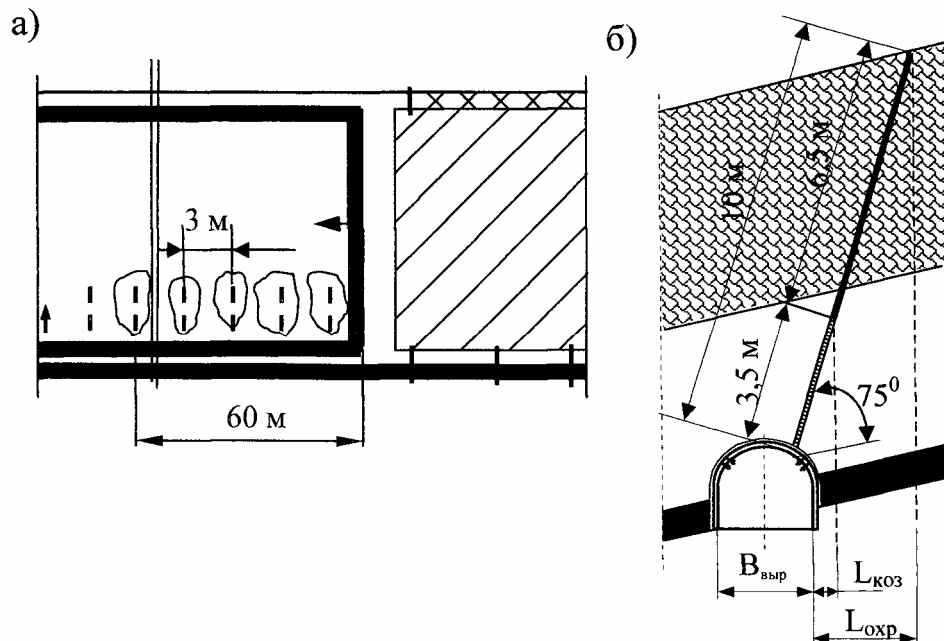


Рис. 5.3.7. Обрезное торпедирование мощных и прочных пород основной кровли: а) по длине транспортного штрека; б) в поперечном разрезе выработки

После обрушения непосредственной кровли в очистном забое эти породы прогибаются в сторону выработанного пространства в виде консоли и передают часть своего веса в качестве пригрузки на крепь выемочной выработки и на почву пласта, способствуя тем самым пучению слабых пород почвы в выработках, поддерживаемых вслед за лавой или используемых повторно. Поэтому вдоль выемочной выработки с наклоном на выработанное пространство под углом $75-85^\circ$ к плоскости пласта бурятся отсечные скважины диаметром 0,1-0,12 м и длиной не менее 70% мощности основной кровли. Расстояние между скважинами в ряду составляет 4-5 м при породах прочностью до 80 МПа и 2-3 м при более крепких. Скважины бурятся на расстоянии 60 - 80 м от лавы, а взрываются поочередно не менее чем в 60 м от очистного забоя.

Обрушения зависающей консоли происходит в выработанном пространстве по линии отсечных скважин вслед за проходом лавы.

Основным недостатком способа является большой объем бурения скважин и необходимость ведения режимных взрывных работ.

Данный способ прошел достаточную опытно-промышленную проверку на шахтах Донбасса. На шахте «Прогресс» ПО «Горезантрацит» применение обрезающего торпедирования во 2-м западном бортовом ходке пласта h_8 позволило снизить пучение почвы с 1,8 м до 0,6 м [47].

В ДонНТУ разработан и апробирован в шахтных условиях новый способ силового противодействия выдавливанию пород почвы [55, 56]. Для реализации способа силового воздействия на верхний слой почвы производится укладка между рамами арочной крепи поперечных лежней с 2-мя упорными стойками по его концам (рис. 5.3.8).

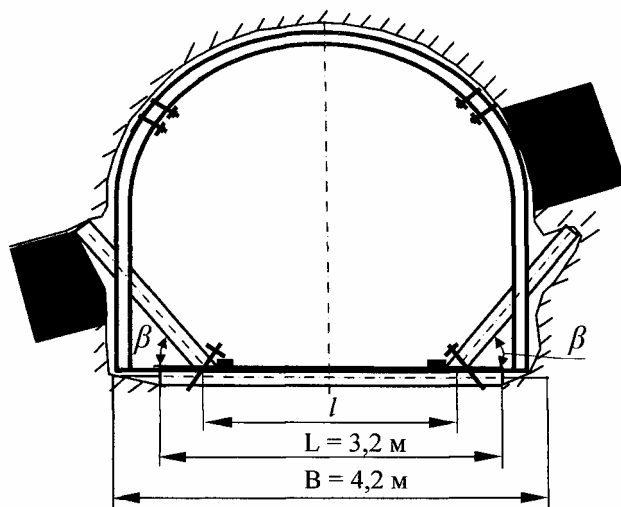


Рис. 5.3.8. Схема установки и конструкция лежня с упорами

Опытно-промышленная проверка способа силового противодействия выдавливанию пород почвы была проведена в условиях конвейерного штрека 7-ой восточной лавы пласта l_8^1 шахты «Лидиевка».

Установка металлических лежней на экспериментальном участке выработки осуществлялась после проведения подрывки почвы выработки. По ширине выработки между рамами крепи подготавливались специальные канавки, в которые затем укладывались отрезки спецпрофиля, которые соединялись между собой металлическими хомутами (рис.5.3.9). Для предварительного распора на лежень по центру выработки вертикально устанавливалась гидравлическая стойка. После распора производилась установка опорных стоек на лежень в

специально подготовленные в боках выработки полости. Затем стойки соединялись с лежнем при помощи хомутов, после чего извлекалась гидравлическая распорная стойка. Шаг установки лежней составлял 0,85м (по результатам расчетов не более 0,95м).



Рис. 5.3.9. Размещение металлических лежней и опорных стоек по почве конвейерного штрека 7-ой восточной лавы пласта l_8^1

На контрольном и экспериментальном участках были подготовлены контурные замерные станции с метками на крепи выработки, по которым проводились измерения согласно методике ВНИМИ с помощью измерительной рулетки конструкции ВНИМИ.

На контрольном участке после проведения подрывки на 1,1 м была отмечена интенсификация смещений пород почвы и дальнейшее их поднятие с момента подрывки на величину 0,41м, после чего была проведена повторная подрывка на величину 0,34м. На экспериментальном участке наблюдались незначительные смещения пород почвы выработки после проведения первой подрывки и установки лежней. Величина поднятия почвы выработки на этом участке составила в среднем 0,09 м (на 77% меньше, чем на участке, где мероприятия не применялись), что позволило не производить повторную подрывку на этом участке (рис. 5.3.10).

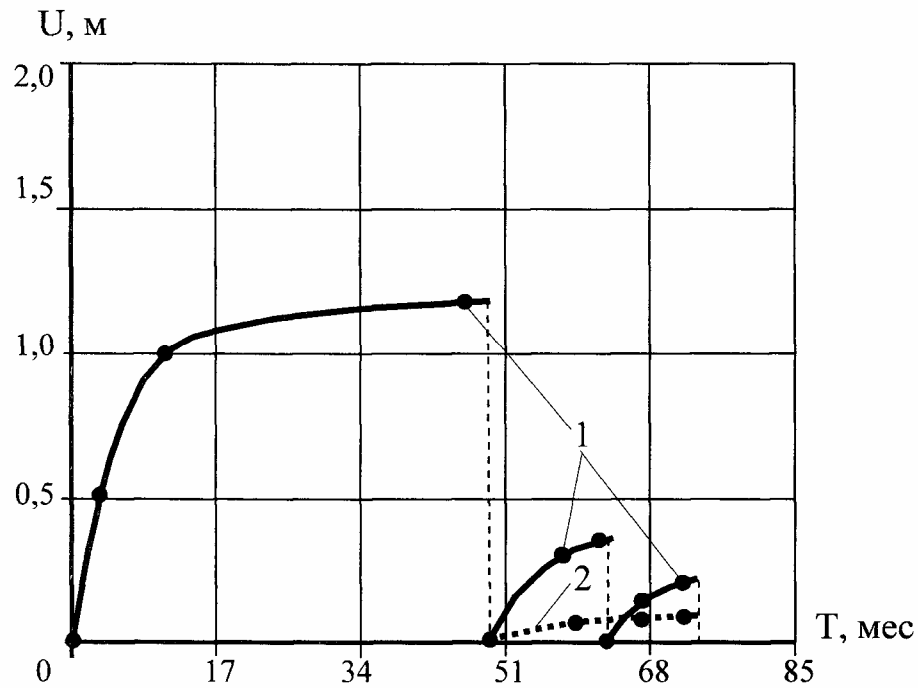


Рис. 5.3.10. График зависимости смещений пород почвы выработки U от времени T на контрольном (1) и экспериментальном (2) участках

Наличие смещений почвы на экспериментальном участке объясняется некоторой податливостью опорных стоек, вызванной прокалыванием разрушенных пород в боках выработки.

Несмотря на это, результаты наблюдений указывают на эффективность средств механического отпора породам почвы и подтверждают предположения о том, что для обеспечения устойчивого состояния почвы выработки после подрывки необходимо компенсировать отпор извлекаемых пород сравнительно небольшим силовым воздействием на почву выработки.

Применение металлических лежней после подрывки в условиях пласта l_8^1 шахты «Лидиевка» с величиной механического отпора 18 кПа позволило уменьшить смещения почвы на 77%.

5.4. Способ обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ при использовании продольно-балочной крепи усиления

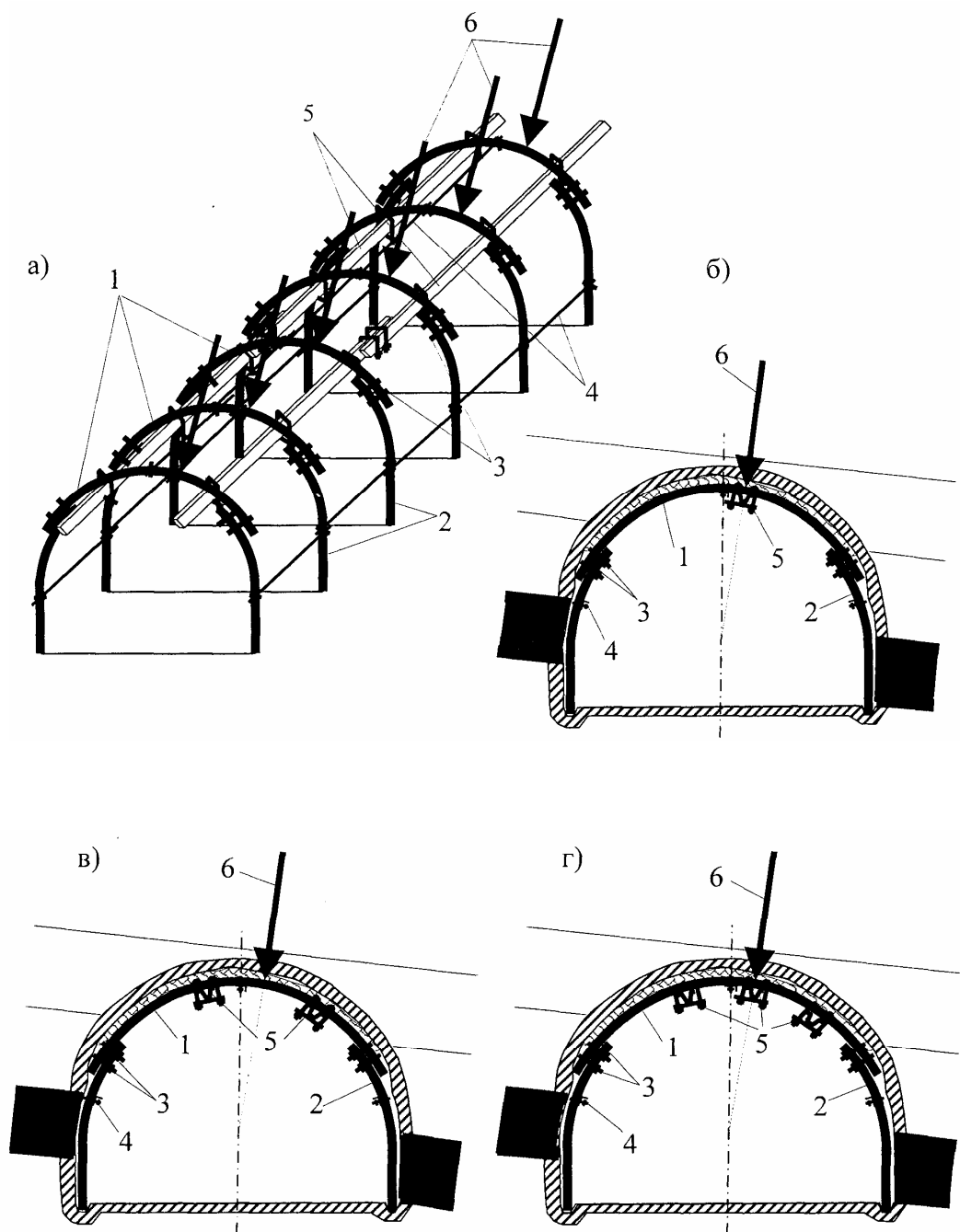
При поддержании подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ в результате проявлений повышенного горного давления смещения боковых пород на контуре выемочных выработок значительно превышают технологическую податливость применяемых металлических крепей, что приводит к запредельным деформациям и разрушению металлической крепи.

Применяемые в настоящее время способы и средства усиления основной металлической крепи подготовительных выработок либо недостаточно эффективны из-за локальности воздействия по контуру периметра выработки, как например, индивидуальные деревянные или металлические стойки крепи усиления, устанавливаемые по центру выработки и загромождающие ее при интенсивных смещениях вмещающих пород, либо весьма трудоемки при реализации, как деревянная полигональная крепь и различные анкерные системы, сооружение которых сопряжено со значительными затратами людских и материальных ресурсов.

Сотрудниками Донецкого национального технического университета предложен новый способ продольно-жесткой связи комплектов основной металлической крепи по длине выемочной выработки за счет подвешивания к верхнякам и стойкам каждой рамы металлической крепи на крючьях, хомутах или отрезках металлической цепи одной, двух или трех жестких балок из двутавра или специального взаимозаменяемого профиля (рис. 5.4.1), которые обеспечивают выравнивание неравномерной нагрузки по длине выработки и поперечному ее контуру за счет перераспределения давления между перегруженными и недогруженными комплектами крепи [57 – 63].

Количество балок усиливающей крепи определяется по формуле:

$$N_{\text{балок}} = \frac{G_{\text{ус.крп.}}}{G_{\text{балки}}},$$



*Рис. 5.4.1. Схема установки двойной продольно балочной крепи:
 (а) – по длине выемочной выработки; (б, в) – в разрезе
 соответственно при наличии одной, двух и трех продольных балок
 из отрезков СВП;*

*1,2 – верхняя и стойка арочной крепи; 3 – замковые соединения элементов арочной
 крепи; 4 – продольные межрамные стяжки; 5 – продольные крепи усиления; 6 – вектор
 максимального горного давления*

где $G_{ус.крп.}$ – общая жесткость усиливающей крепи, $\text{Н}\cdot\text{м}^2$;
 $G_{балки}$ – жесткость одной продольной балки, $\text{Н}\cdot\text{м}^2$;

$$G_{ус.крп.} = G_{осн.крп.} \frac{U_{факт.верт.}}{U_{пасп.верт.}} k_{\gamma H} k_{изг.},$$

$G_{осн.крп.}$ – жесткость основной крепи, $\text{Н}\cdot\text{м}^2$;

$U_{факт.верт.}$ – среднее значение фактических вертикальных смещений основной крепи по длине выработки, м;

$U_{пасп.верт.}$ – конструктивная вертикальная податливость крепи выработки, м;

$k_{\gamma H}$ – коэффициент, характеризующий напряженно-деформированное состояние вмещающих пород по длине выработки, определяемый по формуле:

$$k_{\gamma H} = k_{конц} \frac{\gamma H}{\sigma_{сж.пор.}},$$

где $k_{конц}$ – коэффициент концентрации повышенного горного давления;

γ – удельный вес пород кровли, $\text{Н}/\text{м}^3$;

H – глубина расположения горной выработки, м;

$\sigma_{сж.пор.}$ – предел прочности пород кровли, МПа;

$k_{изг.}$ – коэффициент изгиба основной крепи под действием повышенного горного давления, определяемый по формуле:

$$k_{изг.} = \frac{r_{пасп.}}{r_{факт.}},$$

где $r_{пасп.}$ $r_{факт.}$ – радиусы кривизны рамы основной крепи соответственно паспортный и фактический, м.

Продольные балки крепи усилению располагают по периметру крепи в поперечном сечении выработки, таким образом, чтобы их поперечная ось совпадала или была попарно симметрична с вектором максимального горного давления, воздействующего на комплекты основной крепи выемочной выработки.

Данный способ обеспечения устойчивости подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ прошел успешную апробацию на ряде глубоких шахт Донбасса [57 – 61].

На шахте «Южнодонбасская №3» с 1998 по 2001 г.г. в вентиляционном ходке 4-й восточной лавы и конвейерном ходке 5-й восточной лавы пласта c_{11} (рис. 5.4.2) были проведены исследования по оценке эффективности применения семи вариантов продольно-балочной крепи усилению (рис. 5.4.3) [57, 59, 62, 63]:

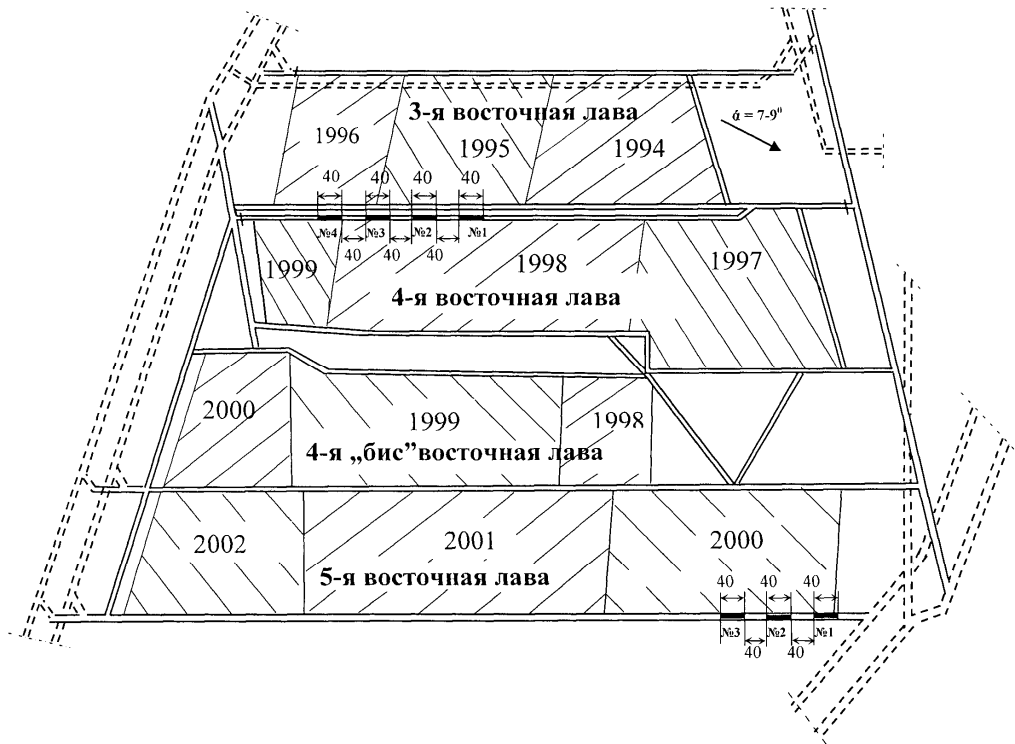


Рис. 5.4.2. Выкопировка из плана горных выработок пласта с₁₁ шахты «Южнодонецкая»

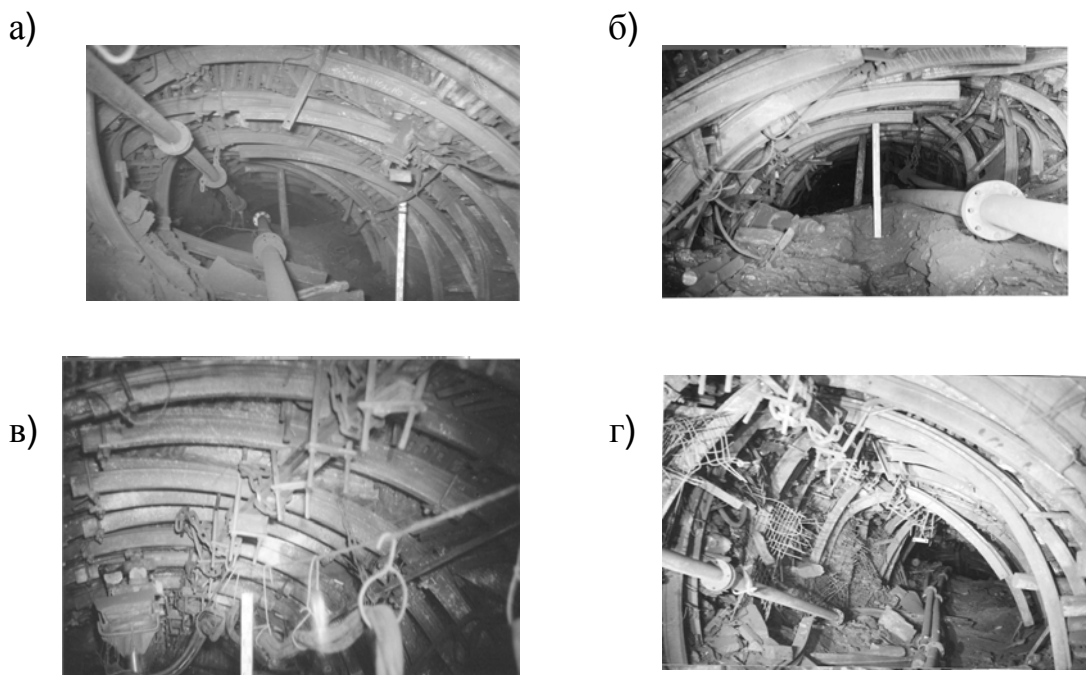


Рис. 5.4.3. Состояние выемочных выработок:

а и в – вентиляционного ходка 4-й восточной лавы пласта с₁₁ на расстоянии соответственно 40 м вслед за лавой без крепи усиления и 5 м перед очистным забоем при использовании ПБКУ; б и г - конвейерного ходка 5-й восточной лавы пласта с₁₁ на расстоянии соответственно 50 м вслед за лавой без крепи усиления и 10 м вслед за очистным забоем при использовании ПБКУ

1.1. Продольно балочно-сегментной одинарной крепи усиления из двутавра (ПБСКУД-1)

1.2. Продольно балочно-анкерной с сегментом жесткости одинарной крепи усиления из двутавра (ПБАСКУД-1)

1.3. Продольно балочно-сегментной двойной крепи усиления из двутавра (ПБСКУД-2)

1.4. Продольно балочно-анкерной с сегментом жесткости двойной крепи усиления из двутавра (ПБАСКУД -2)

2. Конвейерный ходок 5-й восточной лавы пласта с11 (1999 – 2000 г.г.)

2.1. Продольная балочно-сегментная одинарная крепь усиления из двутавра с боковым расположением балки со стороны лавы (ПБСКУД-1)

2.2. Продольная балочно-сегментная двойная крепь усиления из двутавра с боковым расположением двух параллельных балок со стороны лавы (ПБСКУД-2)

2.3. Продольная балочно-сегментная двойная крепь усиления из двутавра с симметрично-разнесенным расположением балок вдоль выработки (ПБСКУД-2).

Общее состояние выемочных выработок при обычной технологии поддержания и при использовании продольно-балочной крепи усиления представлены на рис. 5.4.3

Применение продольно-жесткой крепи усиления позволило отказаться от применения на сопряжении 4-й восточной лавы с вентиляционным ходком агрегатной крепи сопряжения, т.к. функции этой крепи эффективно выполняла крепь усиления. Использование двойной продольно-балочной крепи усиления, как видно из представленных на рис. 5.4.4 графиков, позволило уменьшить смещения контура кровли в зоне влияния очистных работ более чем в два раза.

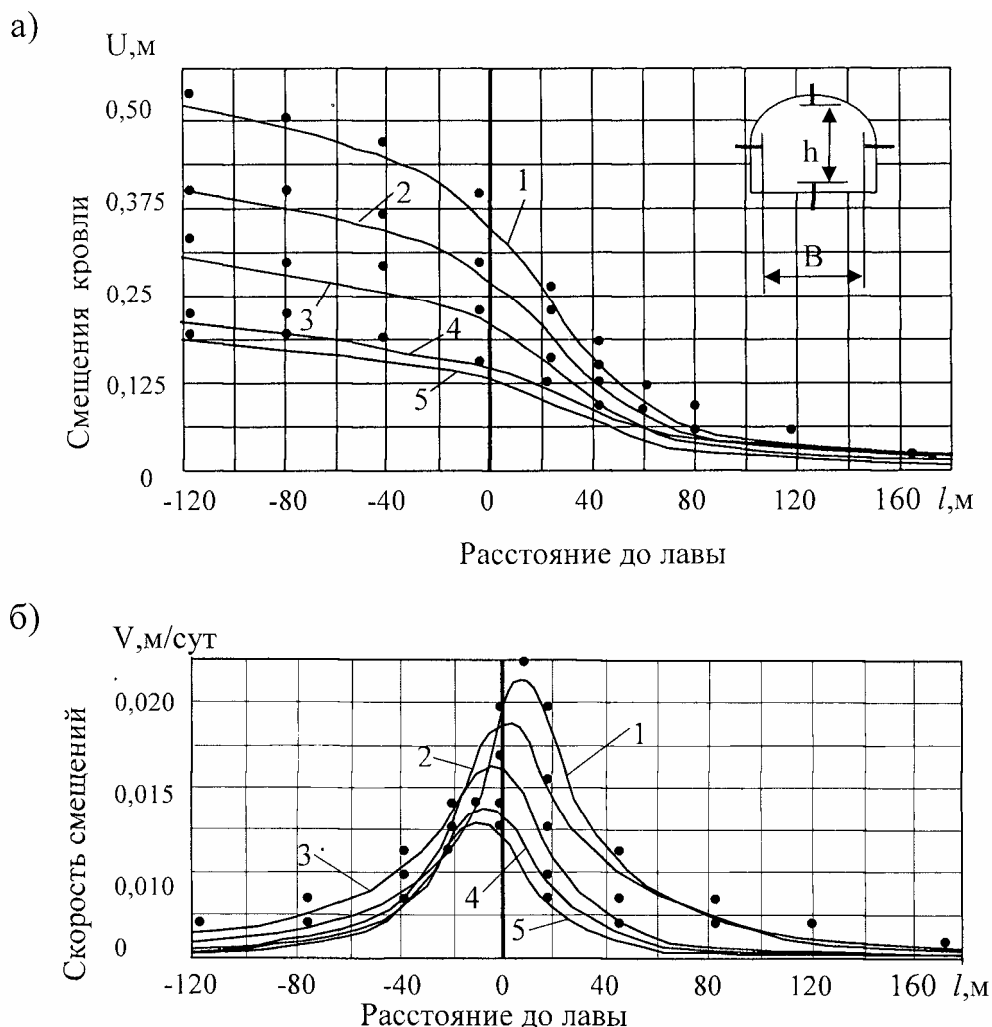


Рис. 5.4.4. График смещений (а) и скоростей смещений (б) контура кровли вентиляционного ходка от расстояния до лавы на контрольном – 1, первом – 2, втором – 3; третьем – 4 и четвертом – 5 экспериментальных участках

Шахта им. Е.Т.Абакумова.

В конвейерном штреке 4-й западной лавы пласта m_3 шахты им. Е.Т.Абакумова на участке клиновидного угольного целика между 4-й и 5- западными лавами пласта m_3 (рис. 5.4.5) с 2003 по 2005 г.г. была проведена опытно-промышленная проверка двойной продольно-балочной крепи усиления из спецпрофиля СВП-27 с центрально-симметричным расположением балок вдоль выработки (ПБКУСВП-2) в сочетании со сталеполимерными анкерами (рис. 5.4.2, 5.4.3) [63].

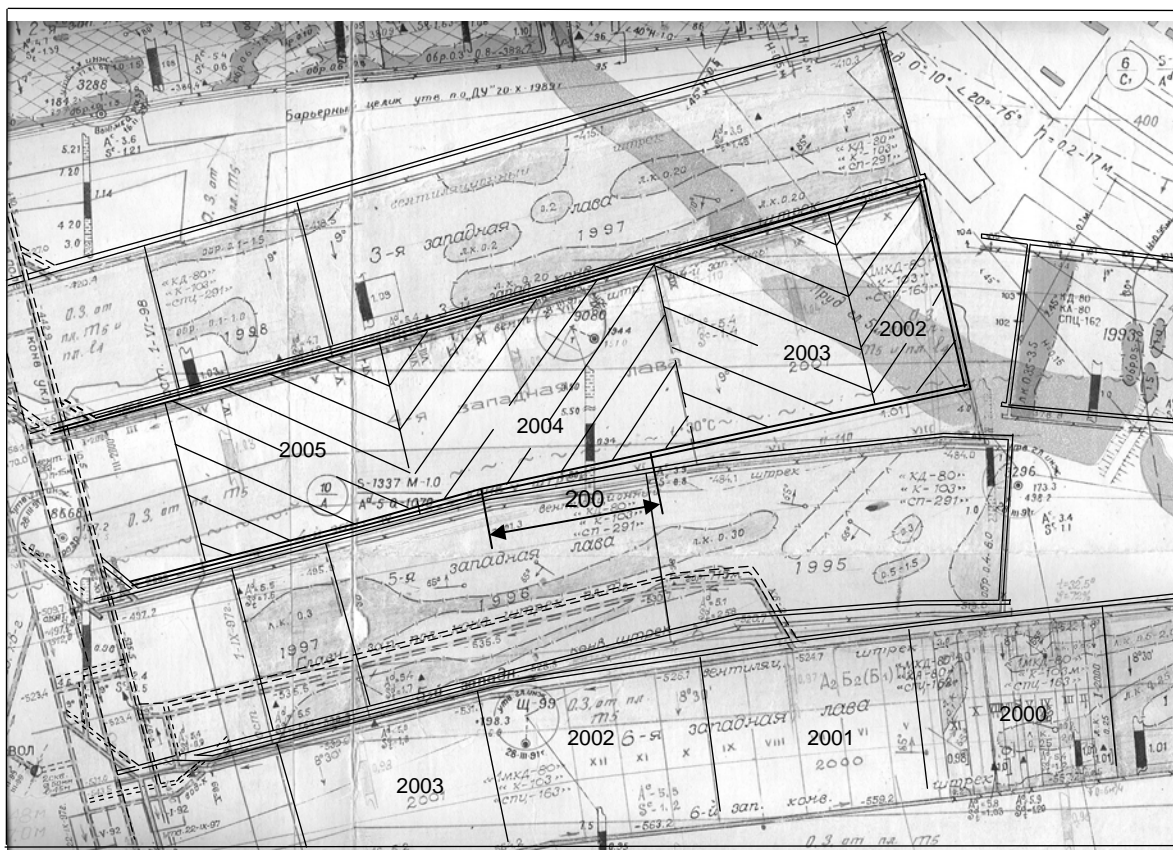
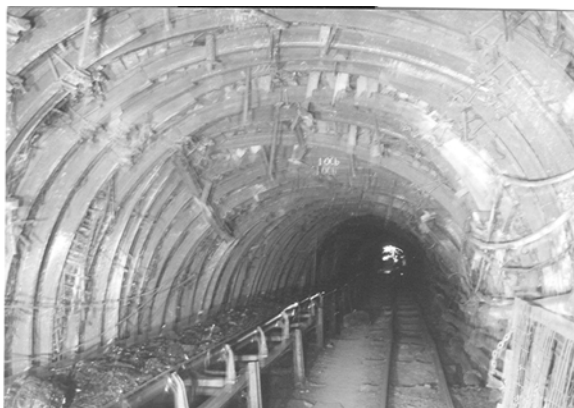


Рис. 5.4.5. Схема горных выработок 4-й западной лавы пласта т₃ шахты им. Е.Т.Абакумова ПО «Донецкуголь»

Анкерная крепь из четырех радиальных сталеполимерных анкеров в каждом межрамном промежутке была установлена на протяжении 160 м в средней части экспериментального участка, а двойная продольно-балочная крепь усиления была возведена в начале и конце участка длиной по 60 м, причем балки были подвешены с нахлестом по 30 м на участок с анкерной крепью.

В качестве продольно-балочной крепи усиления использовались прямолинейные отрезки специального взаимозаменяемого профиля СВП-27 длиной по 4,5 м, которые в месте нахлеста соединялись двумя стандартными хомутами. Балки подвешивались к верхняку каждой арки на двух крючьях с планками и гайками. Сталеполимерные анкера длиной по 2,5 м устанавливались с радиальным расположением в плоскости поперечного сечения выработки с наклоном крайних анкеров на 45° от горизонтали, а средних – на 75° .

а)



б)



Рис. 5.4.6. Общее состояние крепи конвейерного штрека 4-й западной лавы пласта т₃ на участках с анкерной крепью (а) и при использовании двойной продольно-балочной крепи усиления из СВП-27 в сочетании со сталеполимерными анкерами (б)

В продольном сечении подготовительной выработки анкеры устанавливались в скрещивающемся режиме: крайний левый и средний правый анкеры имели наклон на 75° в сторону подвигания лавы, а крайний правый и средний левый – на 75° в противоположную сторону, в сторону выработанного пространства.

В результате проведения шахтных наблюдений установлено, что крепь выработки работает в режиме взаимовлияющей деформации, а предлагаемая комбинированная крепь усиления обладает достаточными силовыми характеристиками для перераспределения нагрузок между соседними комплектами и влияния на деформационные процессы, происходящие вокруг выемочной выработки.

Применение продольно-балочной крепи усиления в сочетании с четырьмя радиальными сталеполимерными анкерами позволило снизить величину вертикальных и горизонтальных смещений боковых пород на контуре конвейерного штрека 4-й западной лавы пласта т₃ в зоне влияния очистных работ соответственно в 2,0-2,2 и 1,6-1,7 раза.

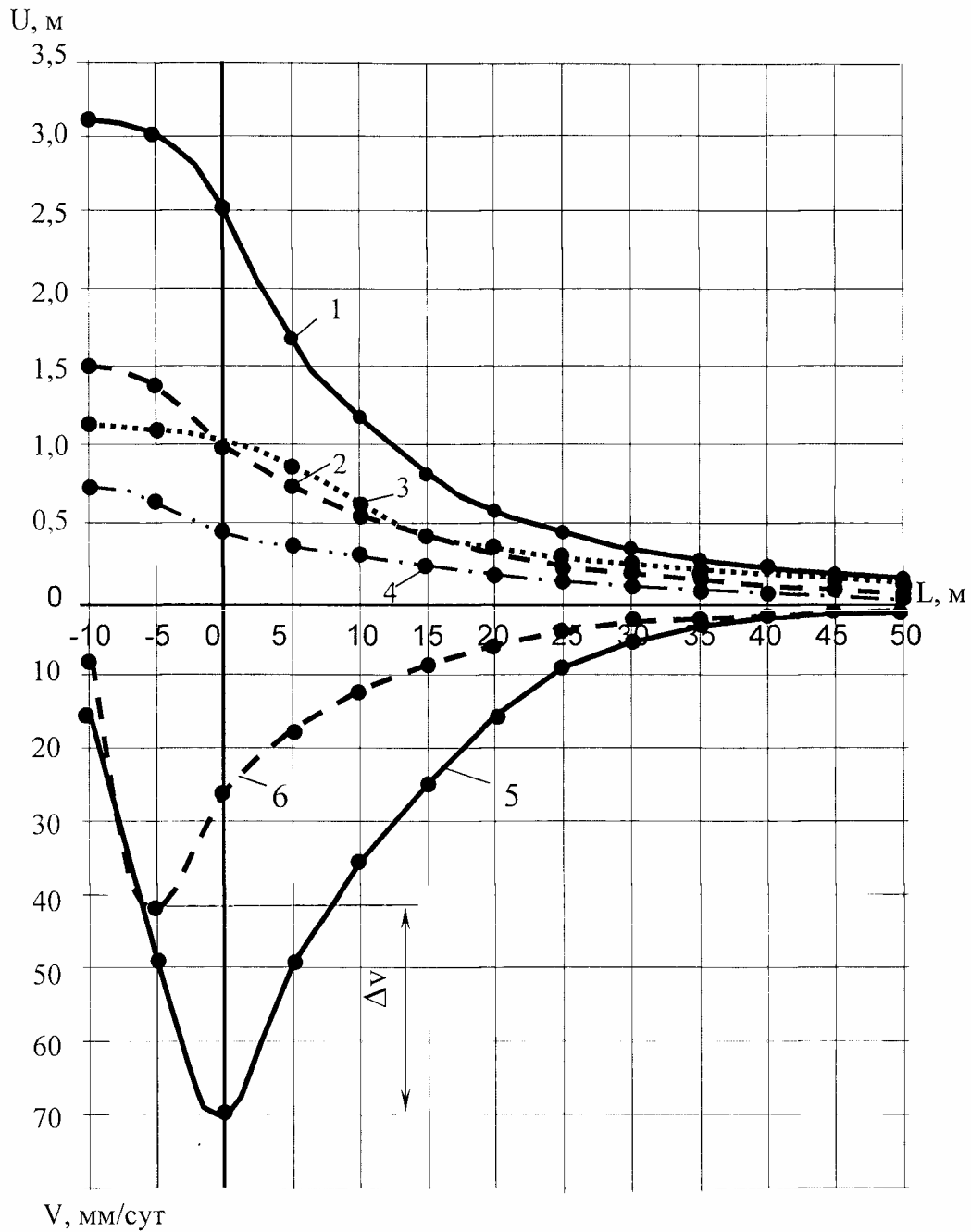


Рис. 5.4.6. Графики зависимостей смещений (1-4) и скорости смещений (5,6) породного контура кровли конвейерного штрека 4-й западной лавы пласта m_3 от расстояния между лавой и замерной станцией:

*1 и 2 – вертикальные смещения соответственно без и при использовании крепи усиления;
3 и 4 – горизонтальные смещения соответственно без и при использовании крепи усиления;
5 и 6 – скорость вертикальных смещений без и при использовании крепи усиления*

Шахта им. М.И.Калинина

1. В конвейерном штреке 2-й западной лавы пласта h_{10} (рис. 5.4.7) с 2002 по 2005 г.г. при средней глубине работ – 1250м; мощности пласта h_{10} – 1,28-1,3м, угле залегания – 21° , непосредственной кровле – аргиллит, мощностью 9,0-10,8 м, прочностью – 40 МПа; основной кровле – алевролит, мощностью 6,0 м, прочностью – 60 МПа; непосредственной почве – алевролит, мощностью 0,30-4,0 м, прочностью 50-60 МПа и основной почве – песчаник, мощностью 10,0-18,0 м, прочностью 70-90 МПа была проведена опытно-промышленная поверка следующих вариантов продольно-балочной крепи усиления [2, 7]:

1.1. Продольно-балочная одинарная крепь усиления из спецпрофиля СВП-33 с центральным расположением одной балки вдоль выработки (ПБКУСвп - 1 балка), рис. 5.4.3, а, в.

1.2. Продольно-балочная двойная крепь усиления из спецпрофиля СВП-33 с симметрично-разнесенным расположением балок вдоль выработки (ПБКУСвп - 2 балки), рис. 5.4.3, б, г.

1.3. Продольно-балочная двойная крепь усиления из спецпрофиля СВП-33 с центральным и боковым расположением балок вдоль выработки (ПБКУСвп - 2 балки), рис. 5.4.3, б, д.

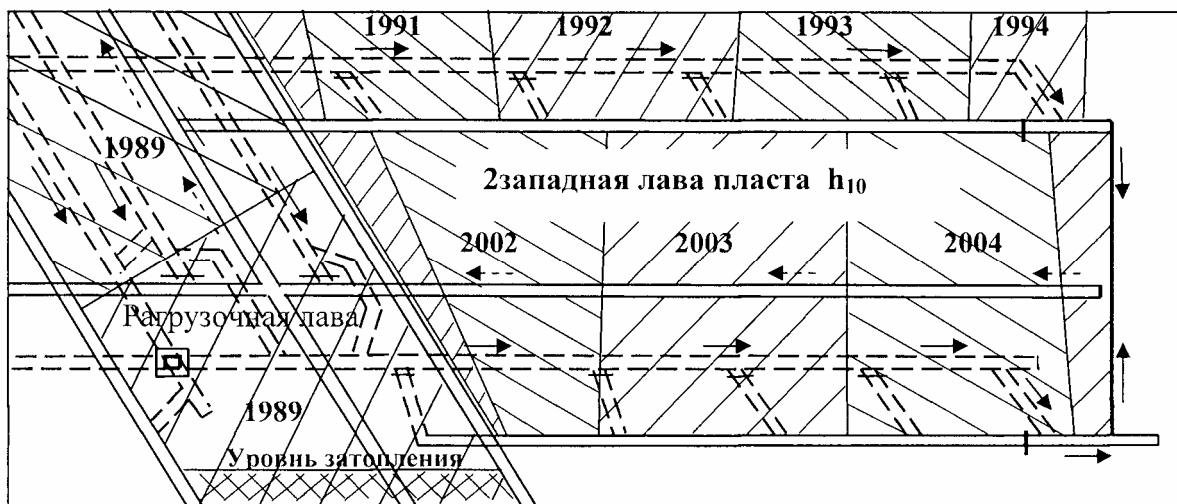


Рис. 5.4.7. Схема горных выработок 2-й западной лавы пласта h_{10} «Ливенский» шахты им М.И.Калинина

2. В конвейерном штреке 2-й восточной лавы пласта с 2004 по 2005 г.г. при средней глубине работ – 1210м; мощности пласта 1,24-1,3 м, угле залегания – $22-24^{\circ}$, непосредственной кровле – аргиллит,

мощностью 9,0-10,8 м, прочностью – 40 МПа; основной кровле – алевролит, мощностью 6,0 м, прочностью – 60 МПа; непосредственной почве – алевролит, мощностью 0,30-4,0 м, прочностью 50-60 МПа, основной почве – песчаник, мощностью 10,0-18,0 м, прочностью 70-90 МПа была проедена апробация одного варианта продольно-балочной крепи усиления:

2.1. Продольно-балочная двойная крепь усиления из спецпрофиля СВП-33 с симметрично-разнесенным расположением балок вдоль выработки (ПБКУСвп – 2 балки)

Состояние конвейерного штрека при традиционном способе поддержания и охраны представлены на рис. 5.4.8.

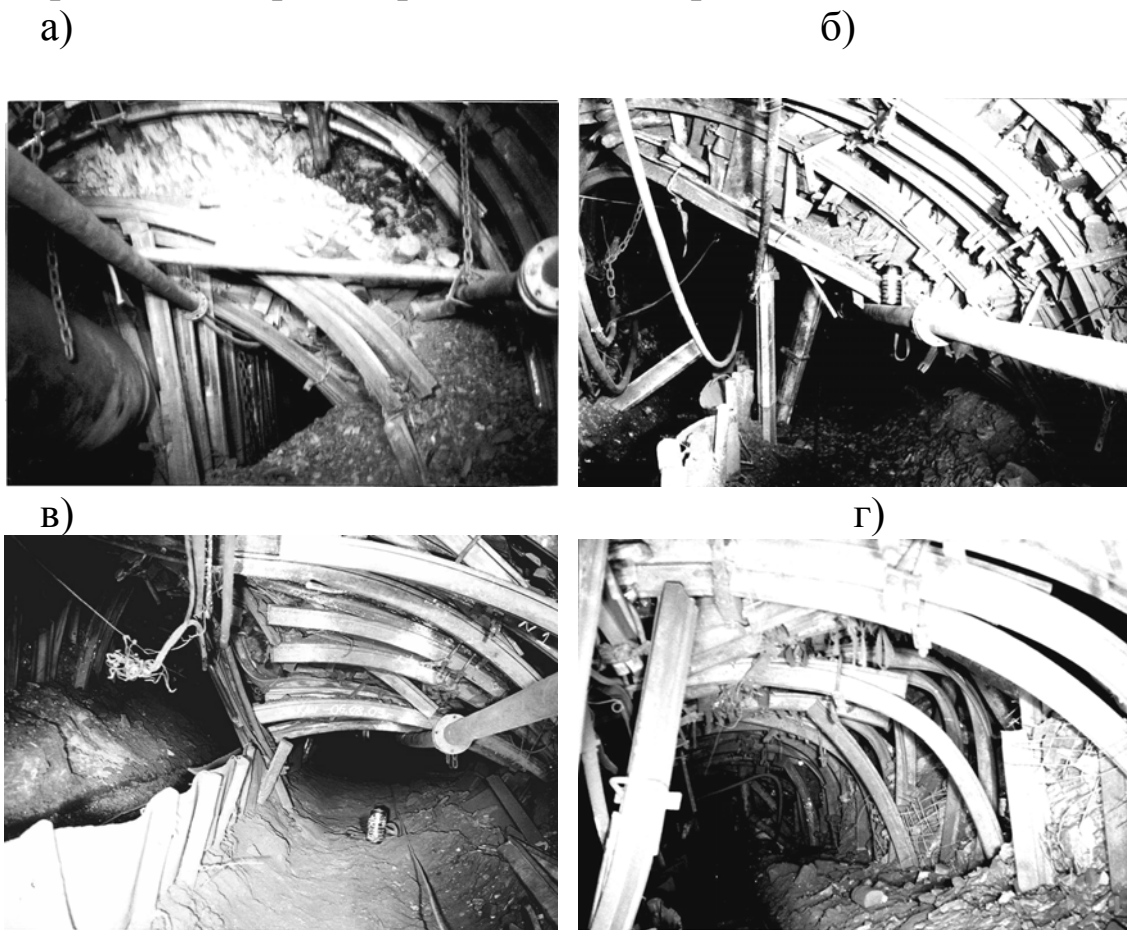


Рис. 5.4.8. Состояние конвейерного штрека без крепи усиления на расстоянии 60 м (а-в) и 100 м (г) от лавы

На рис. 5.4.9 представлены варианты продольно-балочной связи комплектов основной крепи конвейерных штреков пласта h_{10} шахты им. М.И.Калинина.

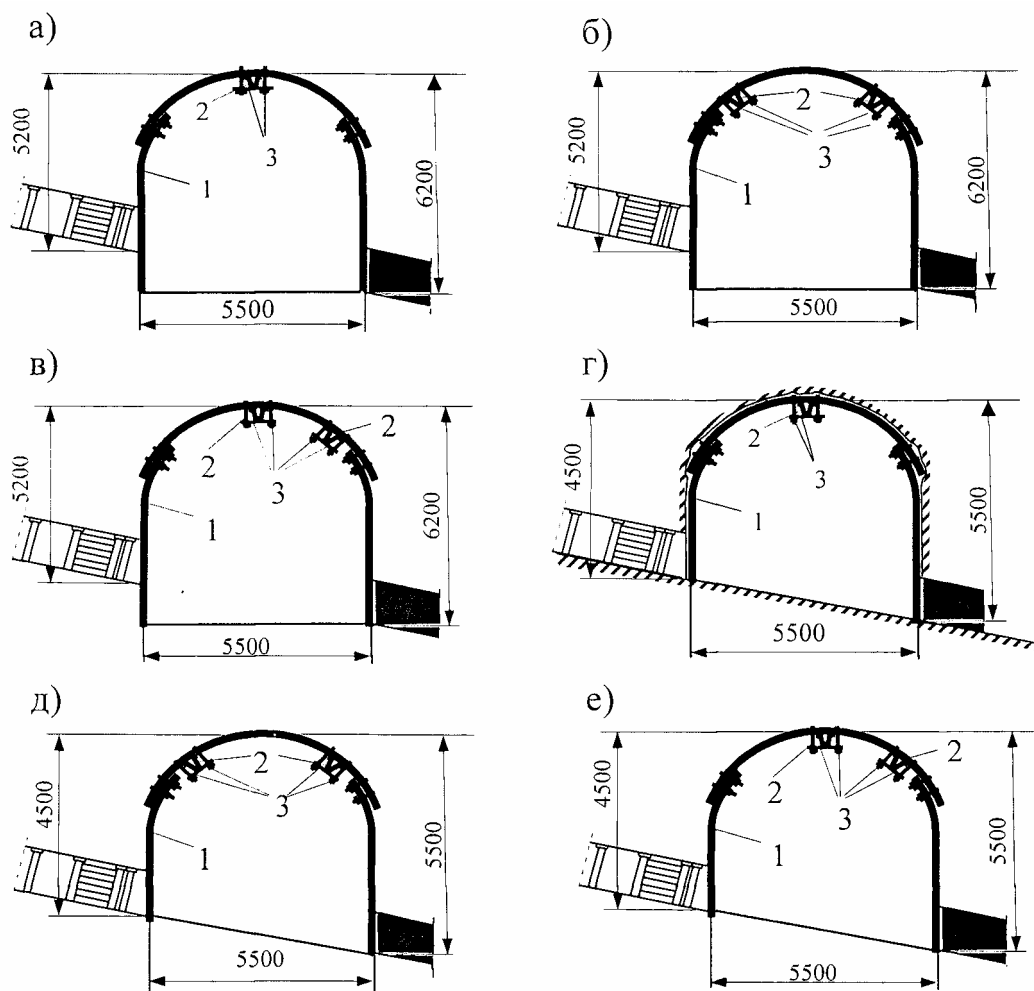


Рис. 5.4.9. Варианты продольно-балочного усиления основной крепи конвейерных штреков пласта h_{10} шахты им. М.И.Калинина: а, г – однобалочная и б, в, д, е – двухбалочная крепь усиления из СВП-33 соответственно при симметричном (а, б, г, д) и асимметричном (в, е) расположении балок по периметру верхняка арочной крепи при двусторонней подрывке боковых пород – (а-в) и при верхней подрывке пород кровли – (г-е)

Наличие продольно-жесткой усиливающей связи, расположенной по линии воздействия максимальных нагрузок со стороны напластования пород кровли, создало предпосылки для образования в кровле пласта и в боку выработки локальных грузонесущих зон, препятствующих развитию процесса складкообразования.

Применение двухбалочной крепи усиления с симметричным расположением балок по верхняку крепи позволило повысить эффективность работы арочной крепи за счет пространственной консолидации ее комплектов и создания из них жесткой каркасной конструкции (рис. 5.4.10).

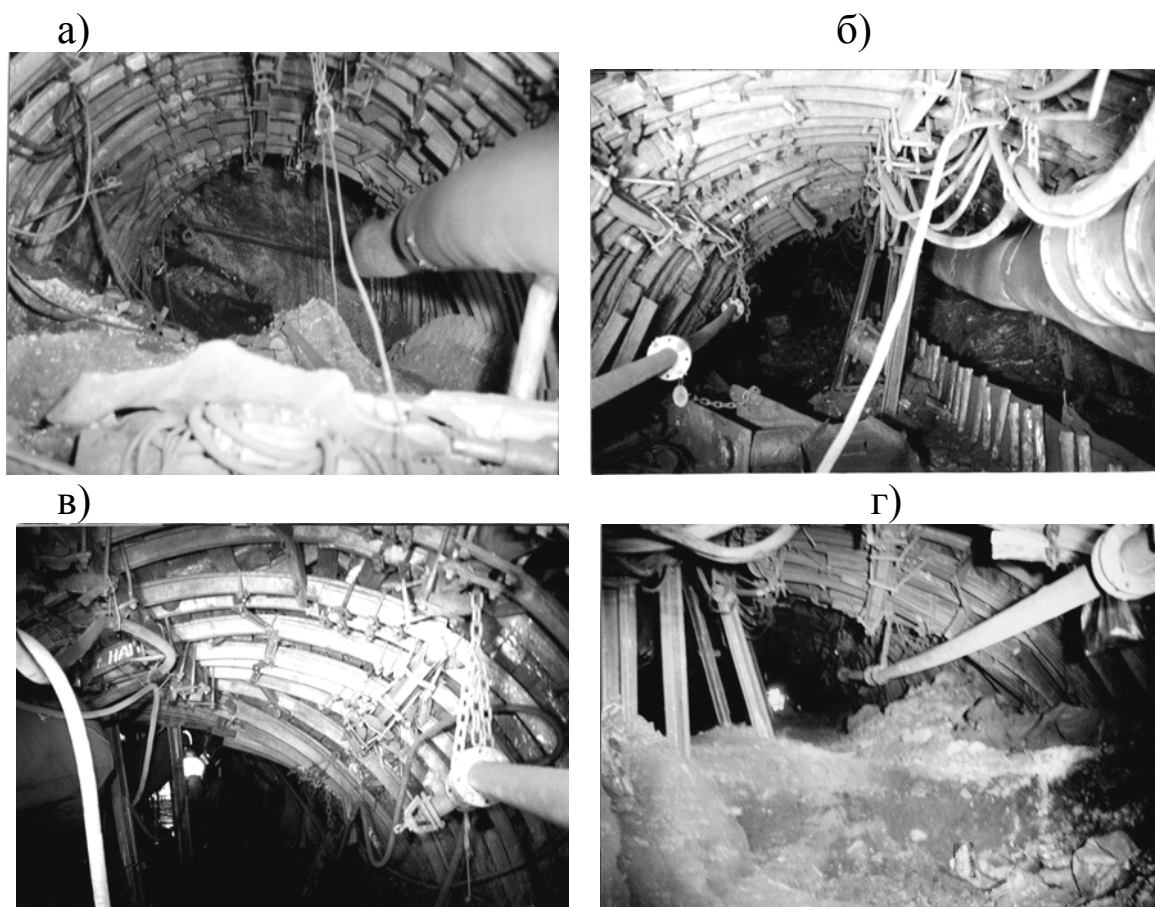


Рис. 5.4.10. Состояние конвейерного штрека с продольно-жесткой крепью усиления в проходческом забое (а), на расстоянии 60 м (б), 80 м (в) – на участке отсутствия продольно-жесткой крепи усиления и в 220 м (г) за лавой при подрывке почвы

На рис. 5.4.11 представлены результаты инструментальных наблюдений за смещениями и скоростями смещений боковых пород на контуре конвейерного штрека при использовании 3-х вариантов продольно-балочной крепи усиления (рис. 5.4.9).

Применение продольно-жесткой крепи усиления позволило, при минимальных затратах сил и средств и без создания технологических помех выполнению рабочих процессов в лаве и на ее сопряжении с конвейерным штреком, снизить конвергенцию боковых пород на контуре выработки. При однобалочной крепи усиления величина вертикальных смещений была снижена на 0,9 м (в 1,6 раза) на сопряжении с лавой и на 1,4 м (или в 1,4 раза) на расстоянии 110 м за лавой.

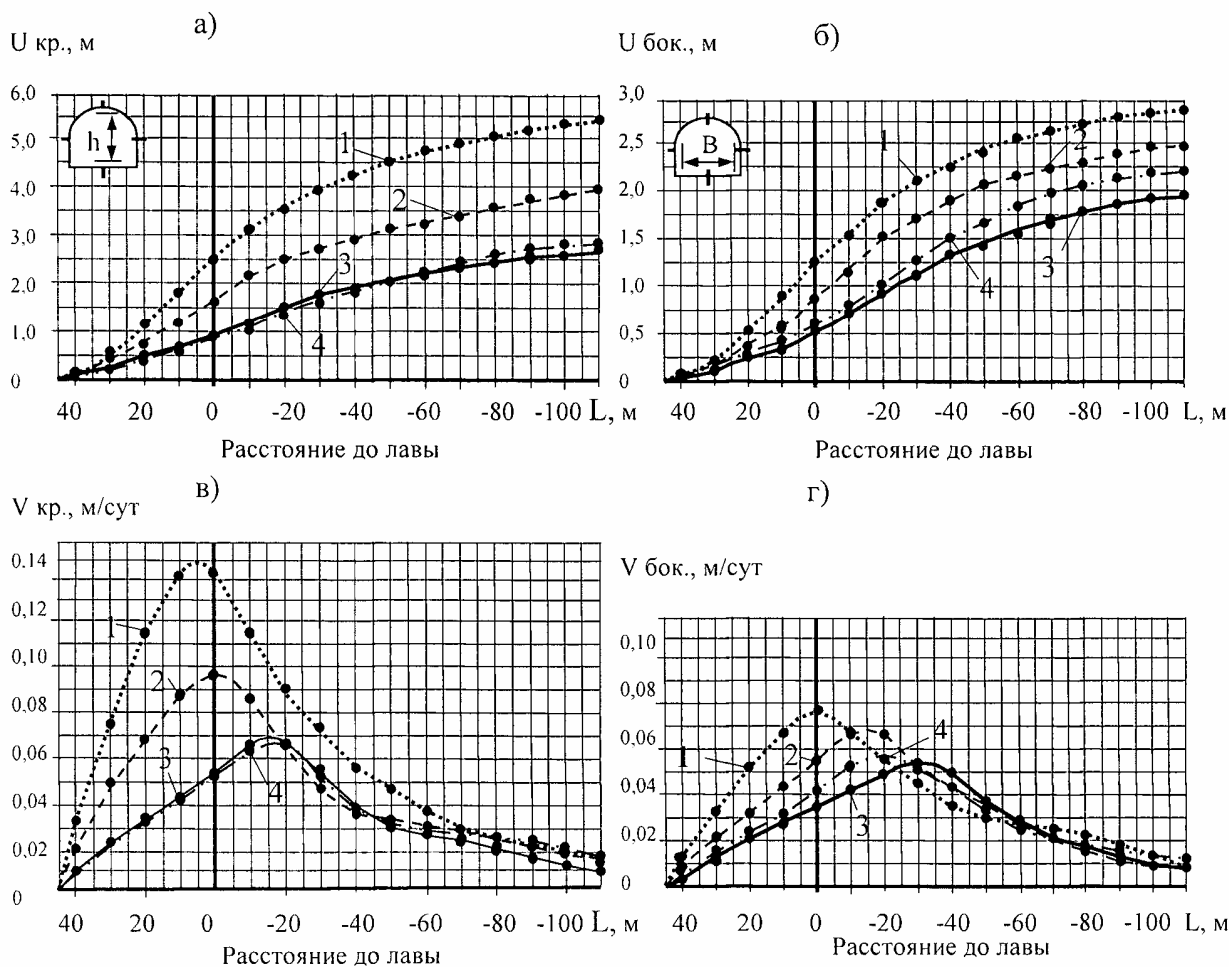


Рис. 5.4.11. График зависимости вертикальных (а) и горизонтальных (б) смещений и соответственно (в) и (г) скоростей смещений породного контура конвейерного штрека 2-й западной лавы пласта h_{10} :

1 – на контрольном участке без продольно-балочной крепи усиления; 2 – на первом экспериментальном участке при использовании одной центральной балки из СВП-27; 3 и 4 – на втором и третьем экспериментальных участках соответственно при двух симметричных и двух асимметричных балках и опережении лавы забоем конвейерного штрека на 45 м

При использовании двух балок вертикальные смещения на сопряжении с лавой уменьшились в среднем на 1,5 м (в 2,5 раза), а на расстоянии 110 м за лавой они снизились на 2,6 м (в 1,9 раза) и 2,8 м (в 2,1 раза) соответственно при асимметричном и симметричном расположении балок по длине верхняка крепи.

Горизонтальные смещения боков конвейерного штрека при использовании одной балки были снижены на 0,75 м (в 1,7 раза) на сопряжении с лавой и на 0,3 м (в 1,14 раза) на расстоянии 110 м за лавой. Применение двухбалочной крепи усиления позволило

снизить боковые смещения в створе с лавой в среднем на 1 м (в 2,9 раза), а в 110 м за лавой на 0,5 м (в 1,2 раза) и 0,9 м (в 1,5 раза) соответственно при асимметричной и симметричной схемах расположения продольных балок.

Шахта им. А.А. Скочинского.

В конвейерном штреке 2-й восточной лавы уклонной панели пласта h_6^1 при средней глубине работ 1298 м (рис. 5.4.12), мощности пласта 1,30-1,85 м, угле падения 12-15⁰, непосредственной кровля – глинистый сланец мощностью 5,0-6,7 м и прочностью 30-40 МПа; ложной кровле – глинистый и углесто-глинистый сланец мощностью от 0,30 до 1,30 м, основной кровле – песчаный сланец мощностью до 21,0 м, прочностью 40-60 МПа, непосредственной почве – песчаный сланец мощностью 1,6-2,2 м, прочностью 40-60 МПа, пучащий, в верхней части слоя которой располагался "кучерявчик" мощностью 0,4-0,6 м прочностью 30-50 МПа, основной почвой – песчаник мощностью 39-48 м, прочностью 70-90 МПа была проведена апробация двойной продольно-балочной крепи усиления из спецпрофиля СВП-33 с боковым расположением балки вдоль выработки и разворотом спецпрофиля донной частью вниз (ПБКУСвпд-1) [61].

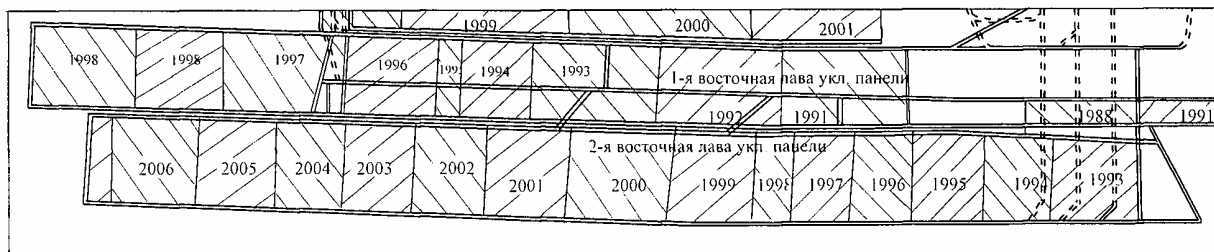


Рис. 5.4.12. Схема горных выработок 2-я восточная лава уклонной панели пласта h_6^1 «Смоляниновский» шахты им. А.А. Скочинского

На рис. 5.4.13 представлена схема расположения продольно-балочной крепи усиления в конвейерного штрека 2-й восточной лавы пласта h_6^1 на расстоянии 20 м перед очистным забоем.

Продольно-балочная крепь усиления в виде одинарной балки подвешивалась хомутами к верхняку каждой рамы крепи в проходческом забое конвейерного штрека со смещением от центральной оси арки на 1 м в сторону лавы (рис. 5.4.2, 5.4.3).

Отрезки балки из СВП-33 длиной по 4,7 м соединялись между собой внахлест на 0,7 м двумя хомутами.



Рис. 5.4.13 Одинарная продольно-балочная крепь усиления в опережающей части конвейерного штрека 2-й восточной лавы пласта h_6^1 уклонного поля центральной панели

Для обеспечения эффективной работы продольно-балочной крепи при воздействии косонаправленных изгибающих нагрузок и снижения уровня пластических деформаций в элементах арочной крепи профиль балки разворачивался днищем желоба в сторону верхняка крепи. Одностороннее расположение продольной балки по периметру крепи было обусловлено значительными смещениями пород кровли на сопряжении выработки с лавой в зоне влияния выработанного пространства до момента посадки основной кровли (рис. 5.4.14).

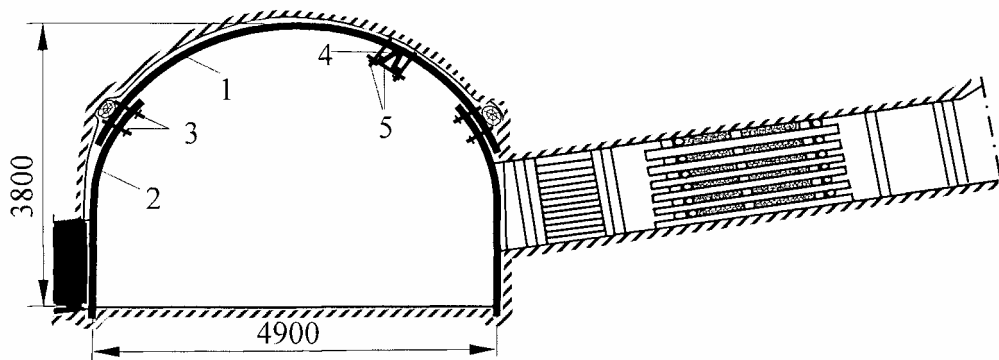


Рис. 5.4.14. Схема установки одинарной продольно-балочной крепи в конвейерном штреке 2-й восточной лавы пласта h_6^1 УП ЦП:
1, 2 – верхняк и стойка арочной крепи, 3 – замки арочной крепи, 4 – продольная балка из СВП-33, 5 – элементы крепления балки к верхняку крепи

Результаты инструментальных наблюдений за смещениями боковых пород конвейерного штрека по контурным замерным станциям представлены на рис. 5.4.15.

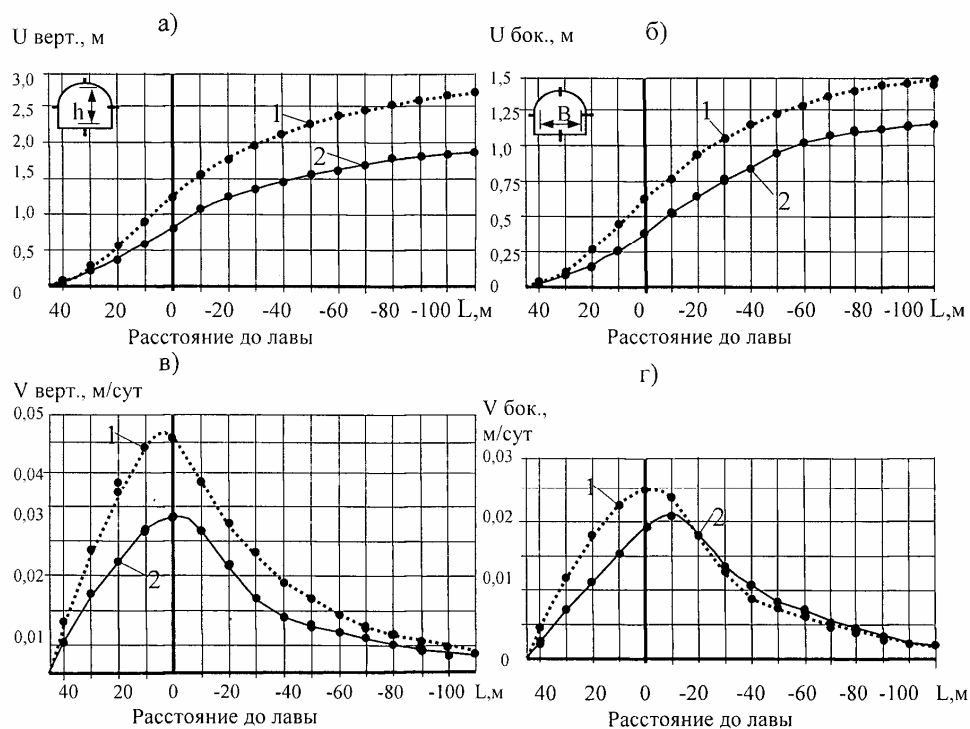


Рис. 5.4.15. График зависимости вертикальных (а) и горизонтальных (б) смещений и соответственно скоростей смещений (в) и (г) породного контура конвейерного штрека во 2-й восточной лаве пласта h_6^1 УП ЦП:

1 – на контрольном участке без продольно-балочной крепи усиления; 2 – на экспериментальном участке при использовании одной балки из СВП-27 и опережении лавы забоем конвейерного штрека на 45 м

Из представленных на рис. 5.4.15 графиков видно, что однобалочная продольная связь комплектов арочной крепи по длине выемочной выработки позволяет в зоне влияния очистных работ снизить величину вертикальных и горизонтальных смещений породного контура соответственно в 1,4-1,9 и 1,3-1,7 раза, а скорость вертикальных и горизонтальных смещений – соответственно в 1,7 и 1,3 раза.

6. КРЕПИ, ГОРНЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ И ЭНЕРГОСНАБЖЕНИЕ ДОБЫЧНЫХ УЧАСТКОВ*

Очистное оборудование, применяемое для механизации выемки угля и крепления призабойного пространства, включает в себя комплексы и очистные агрегаты, очистные комбайны, механизированные крепи, пневмокрепи, вспомогательное и нарезное оборудование.

6.1. Очистные комплексы и агрегаты для отработки средней мощности и мощных крутых пластов

В очистных забоях крутых пластов мощностью до 2,5 м для механизации процессов выемки, доставки угля, крепления и управления кровлей в настоящее время используются комплекс КПК-1М и агрегат АК-3.

Техническая характеристика оборудования

	<i>КПК-1М</i>	<i>АК-3</i>
<i>Система разработки</i>	<i>столбовая по простиранию</i>	
<i>Мощность вынимаемых пластов, м</i>	<i>1,8-2,4</i>	<i>1,6-2,5</i>
<i>Угол падения пласта, град.</i>	<i>35-90</i>	<i>35-90</i>
<i>Характеристика кровли: непосредственной основной</i>	<i>средней устойчивости кроме труднообрушаемой</i>	<i>ниже средней устойчивости</i>
<i>Давление на почву, МПа</i>	<i>не более 25</i>	<i>25</i>
<i>Длина в поставке, м</i>	<i>60</i>	<i>60</i>
<i>Ширина захвата, м</i>	<i>0,63</i>	<i>0,5</i>
<i>Минимальное проходное сечение для воздуха, м²</i>	<i>3,5</i>	<i>3,2</i>
<i>Сопrotивляемость угля резанию, Н/мм</i>	<i>300</i>	<i>300</i>

В состав комплекса КПК-1М входит механизированная крепь КПК-1М, очистной узкозахватный комбайн, лебёдка 1ЛГКНМ, крепи сопряжения конвейерного 1КСК и вентиляционного 1КСВ штреков, перегружатель 1КСП2, насосная станция СНУ5, оборудование оросительной системы, электрооборудование и аппаратура дистанционного и автоматизированного управления.

* В написании раздела принимали участие Титов А.А., Пидодня В.Г. (Россия)

Агрегат АК-3 включает в себя механизированную крепь, отбойно-доставочный исполнительный орган с каретками штрековых крепей сопряжения, скребковый перегружатель на колесном ходу, энергопоезд с тремя насосными станциями СНУ5, оборудование оросительной системы, пульт управления и людской подъёмник.

Комплекс КПК-1М и агрегат АК-3 серийно выпускаются Киселёвским машиностроительным заводом (Россия).

6.2. Щитовые агрегаты

Для механизации процессов выемки, доставки угля, крепления и управления кровлей в забоях тонких и средней мощности крутых пластов без постоянного присутствия людей непосредственно в забое предназначены агрегаты щитовые 1АНЩ и 2АНЩ, горнотехнические условия применения которых следующие:

<i>Система разработки</i>	<i>столбовая широкими полосами по падению</i>
<i>Высота этажа, м</i>	<i>> 100</i>
<i>Сопротивляемость угля резанию, Н/мм</i>	<i>< 200</i>
<i>Угол падения, град.</i>	<i>35-90</i>
<i>Мощность разрабатываемых пластов, м:</i>	
<i>1АНЩ</i>	<i>0,7-1,3</i>
<i>2АНЩ</i>	<i>1,05-2,2</i>
<i>Характеристика боковых пород</i>	<i>не ниже средней устойчивости, малообводнённые</i>

Техническая характеристика щитовых агрегатов

<i>Расчётная производительность, т/мин.:</i>	
<i>при электроприводе</i>	<i>2,0</i>
<i>при пневмоприводе</i>	<i>1,5</i>
<i>Шаг выемки, м</i>	<i>0,63</i>
<i>Длина агрегата в поставке, м</i>	<i>2×60</i>
<i>Масса агрегата, т:</i>	
<i>1АНЩ</i>	<i>182</i>
<i>2АНЩ</i>	<i>195</i>

В состав агрегатов 1АНЩ и 2АНЩ (рис. 6.1) входят конвейероструг, механизированная крепь, гидрооборудование, аппаратура дистанционного управления с автоматическим



Рис. 6.1. Агрегат очистной АНЩ

регулированием нагрузки привода конвейероструга, электро- или пневмооборудование. Конвейероструг агрегата представляет собой выемочно-доставочную машину фронтального действия, обеспечивающую механизацию выемки угля по мощности пласта и длине очистного забоя и доставку его к углеспускной печи.

Техническая характеристика конвейероструга

Скорость резания, м/с:	
при электроприводе	1,3
при пневмоприводе	0,9
Ширина захвата исполнительного органа, мм	660
Тяговый орган:	
тип	круглозвенная цепь 24×86-Д2
разрывное усилие, кН	790
Число кареток с резцами	55
Масса, т:	
при электроприводе	12,6
при пневмоприводе	13,1

Техническая характеристика крепи

Высота секции, мм:	
1АНЩ	640-1300
2АНЩ	960-2200
Шаг установки секции, м	1,0
Рабочее сопротивление крепи, кН/м ²	170
Число стоек секции	2
Тип гидростойки	двойной гидравлической раз- движности двухстороннего действия
Способ передвижения крепи	групповой дистанционный с принудительным последова- тельным передвижением всех секций
Тип насосной станции	СНУ5 или СНУ5П
Рабочая жидкость	водная эмульсия с 1,5% ВНИИАП-117 и 3-5% "Аквол-3"
Давление рабочей жидкости в напор- ной магистрали, МПа	20
Масса, т	144

Агрегаты 1АНЩ и 2АНЩ выпускаются Дружковским машиностроительным заводом (крепь), Горловским машиностроительным заводом (конвейероструг).

Для монтажа агрегата АНЩ подготавливается монтажная камера, размеры и место расположения которой зависят от горно-геологических и горнотехнических условий разработки выбросоопасных свит. Одновременно с проведением монтажной камеры выполняются работы по монтажу секций щитовой крепи и конвейер-струга, с помощью которого уголь транспортируется к углеспускному скату, где загружают в аккумулялирующий магазин.

Организация ведения демонтажных работ аналогична выполнению монтажа.

6.3. Очистные комбайны

В лавах крутых и крутонаклонных угольных пластов широкое применение нашли узкозахватные очистные комбайны.

6.3.1. Комбайн "Темп-1"

Комбайн "Темп-1" предназначен для выемки угля на пластах с углом падения свыше 30° (оптимальные условия работы при $40-80^\circ$) с самотечной загрузкой угля из рабочего пространства (при условии обеспечения постоянного натяжения рабочего и предохранительного канатов при спуске комбайна). Комбайн работает снизу вверх в лоб без уступа, без специальной машинной дороги в правом или левом забое (рис. 6.2).

Горнотехнические условия применения комбайна

<i>Мощность вынимаемых пластов, м</i>	
<i>I типоразмер</i>	0,65-1,2
<i>II типоразмер</i>	0,95-1,4
<i>Сопротивляемость угля резанию, кН/м</i>	до 300
<i>Угол падения пласта, град.</i>	40-80
<i>Длина лавы, м</i>	80-130
<i>Система ведения работ</i>	<i>Длинные столбы по простиранию с прямым и обратным порядком отработки</i>
<i>Управление кровлей</i>	<i>Комбайн работает с механизированной гидрокрепью либо с индивидуальной крепью и управлением кровлей, применяющимся на шахте</i>

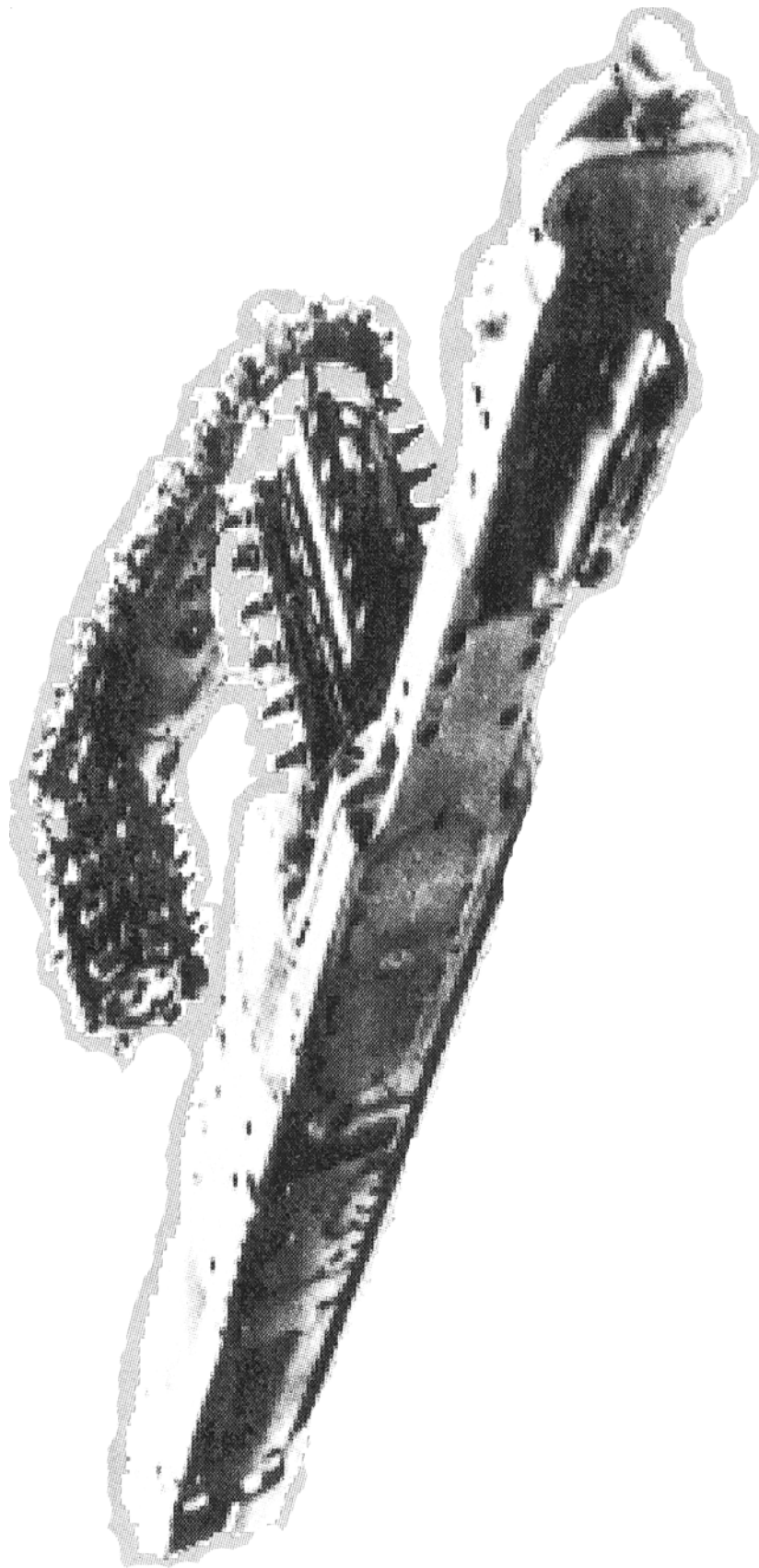


Рис. 6.2. Комбайн "Темп-1"

6.3.2. Комбайн "Поиск-1"

Комбайн "Поиск-1" ("Поиск-1А") предназначен для выемки угля в лавах весьма тонких пластов, преимущественно защитных, с самообрушением верхней пачки угля вслед за выемкой режущим барабаном нижней части пласта и с самотёчной выгрузкой угля из рабочего пространства (рис. 6.2).

<i>Горнотехнические характеристики применения комбайна</i>	
<i>Система ведения работ</i>	<i>длинные столбы по простиранию с прямым и обратным порядком отработки</i>
<i>Длина лавы, м, не более</i>	130
<i>Предельная вынимаемая мощность пласта, м</i>	0,33...0,55
<i>Угол падения пласта, град.</i>	35...85
<i>Сопrotивляемость угля резанию, кН/м, не более</i>	300
<i>Угол наклона линии забоя к линии падения пласта, град.</i>	10...25
<i>Устойчивость боковых пород</i>	<i>не ниже средней</i>
<i>Управление кровлей</i>	<i>индивидуальная крепь с управлением горным давлением, освоенным шахтой</i>

<i>Техническая характеристика комбайна</i>			
	<i>1,5</i>	<i>Электро- вариант 1,0</i>	<i>Пневмо- вариант</i>
<i>Производительность расчётная максимальная, т/мин.</i>	1,5	1,0	
<i>Диаметр исполнительного органа, мм</i>		330-400	330
<i>Ширина полезного захвата, мм</i>		900	900
<i>Скорость резания, м/с</i>		1,75	1,29
<i>Электродвигатель ЭКВ 2,5-30V5:</i>			
<i>мощность, кВт</i>		30	—
<i>напряжение, В</i>		660	—
<i>Пневмомотор К18Ц-25:</i>			
<i>мощность, кВт</i>		—	18,5
<i>давление сжатого воздуха, МПа, не менее</i>		—	0,4
<i>Механизм подачи лебёдки 1ЛГКЗМ:</i>			
<i>скорость подачи, м/мин:</i>			
<i>рабочей</i>		0,76;	1,33;
<i>маневровой</i>			5,9
<i>тяговое усилие, кН, не более:</i>			
<i>на рабочем канате</i>			115
<i>на предохранительном канате</i>			15
<i>мощность привода, кВт</i>		13	18
<i>Основные размеры, мм:</i>			
<i>длина, не более</i>		3260	3075
<i>ширина, не более</i>		1240	1200
<i>высота корпуса от почвы пласта</i>		280	280
<i>Масса, кг, не более</i>		2500	2490
<i>Параметры орошения:</i>			
<i>расход воды, л/т</i>			20...40
<i>давление воды на выходе в систему водоснабжения комбайна, МПа</i>			2,0

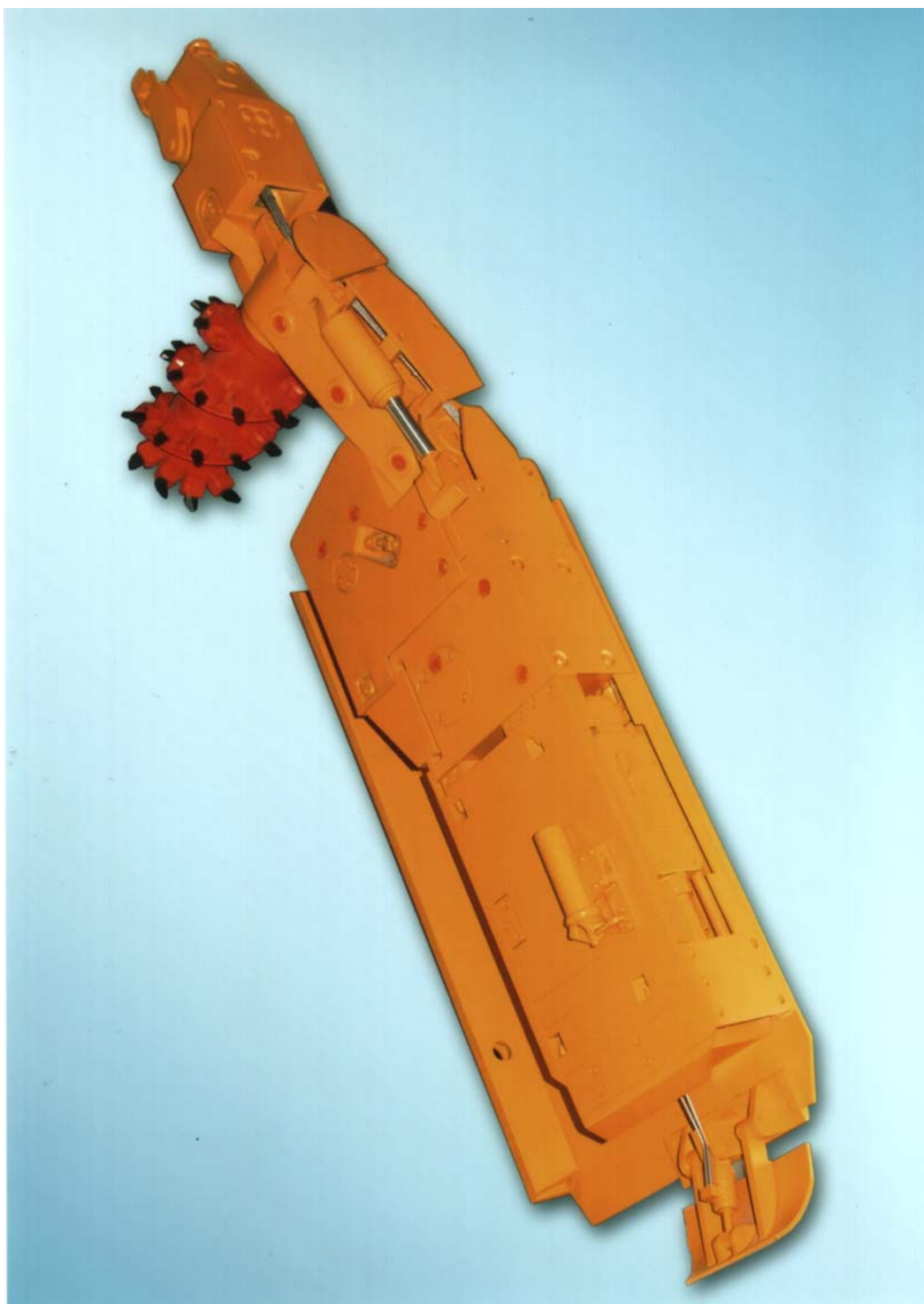


Рис. 6.3. Комбайн «Поиск-1А»

Очистной комбайн "Поиск-1" в электроисполнении изображён на рис. 6.3. Комбайн работает с почвы пласта снизу вверх в лоб уступа в левом и правом забоях с перемонтажом и требует подготовки одной ниши. Вдоль забоя комбайн перемещается с помощью рабочего и страхуется предохранительным канатом лебёдки 1ЛГКЗМ. Комбайн "Поиск-1" оборудован электродвигателем с водяным охлаждением, "Поиск-1А" - с автономной системой охлаждения.

6.3.3. Комбайн "Поиск-2"

Комбайн "Поиск-2" ("Поиск-2Р", радиоуправляемый) предназначен для механизации выемки угля в забое пластов мощностью 0,36...0,75 м с углом падения от 35 до 85° и сопротивляемостью резанию до 300 кН/м, при боковых породах не ниже средней устойчивости (рис. 6.4).

Горнотехнические условия применения комбайна

<i>Система ведения работ</i>	<i>длинные столбы по простиранию и комбинированная система разработки</i>
<i>Длина очистного забоя, м, не более</i>	160
<i>Предельная вынимаемая комбайном мощность пласта, м:</i>	
<i>с барабаном диаметром 330 мм</i>	0,36-0,72
<i>с барабаном диаметром 400мм</i>	0,44-0,75
<i>Угол падения пласта, град.</i>	35...85
<i>Сопротивляемость угля резанию, кН /м</i>	до 300
<i>Угол наклона линии очистного забоя к линии падения пласта, град.</i>	10...40
<i>Управление горным давлением</i>	<i>механизированная либо индивидуальная крепь с управлением кровлей, применяющимися на шахте</i>

Техническая характеристики комбайна

<i>Пределы регулирования высоты отстающего барабана исполнительного органа, мм:</i>	
<i>нижний, не более</i>	330 400 330 400
<i>верхний, не менее</i>	795 830 765 830
<i>Номинальная ширина захвата исполнительного органа, мм</i>	900
<i>Скорость подачи комбайна, м/мин:</i>	
<i>рабочая, не менее</i>	0,76; 1,33; 1,95
<i>маневровая, не менее</i>	5,9

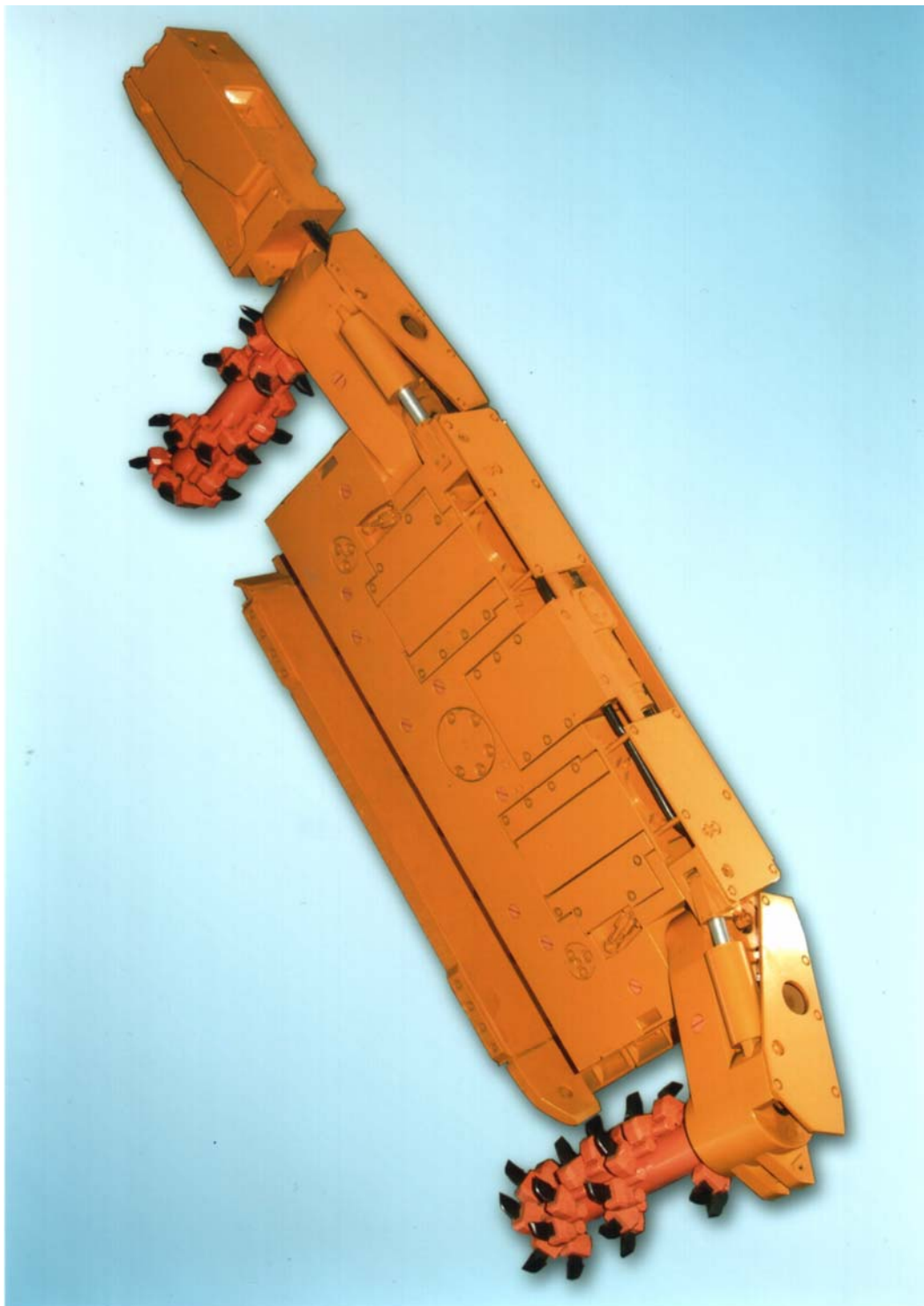


Рис. 6.4. Комбайн «Поиск-2»

<i>Тяговое усилие, кН:</i>	
<i>на рабочем канате, не более</i>	115
<i>на предохранительном канате, не более</i>	15
<i>Суммарная номинальная мощность исполнительного органа, кВт, не менее</i>	60
<i>Основные размеры, мм:</i>	
<i>длина, не более</i>	4298
<i>ширина, не более</i>	1230
<i>высота корпуса комбайна</i>	280
<i>Масса, кг, не более</i>	3390

Комбайн работает с почвы пласта снизу вверх в лоб уступа, перемещаясь вдоль забоя канатами лебёдки 1ЛГКЗМ.

6.3.4. Комбайн "Поиск-3"

Комбайн "Поиск-3" предназначен для выемки угля в очистных забоях, подвигающихся по простиранию пластов мощностью 0,7...1,12 м с углом падения от 35 до 85° и сопротивляемостью угля резанию до 300 кН/м, при боковых породах не ниже средней устойчивости (рис. 6.5).

Горнотехнические условия применения

<i>Система ведения работ</i>	<i>длинные столбы по простиранию с прямым и обратным порядком отработки</i>
<i>Длина очистного забоя, м, не более</i>	160
<i>Предельная вынимаемая комбайном мощность пласта, м:</i>	
<i>одношнековым</i>	до 0,7
<i>двухшнековым</i>	0,7-1,12
<i>Угол падения пласта, град.</i>	35-85
<i>Сопротивляемость угля резанию, кН/м, не более</i>	300
<i>Угол наклона линии очистного забоя к линии падения пласта, град.</i>	10-40
<i>Управление горным давлением</i>	<i>освоенное шахтами</i>
<i>Способ транспортировки угля в очистном забое</i>	<i>самотечный</i>

Комбайн производится в трёх исполнениях: с двумя шнеками с электроприводом; с одним шнеком с электро- и пневмоприводом (рис. 6.5).

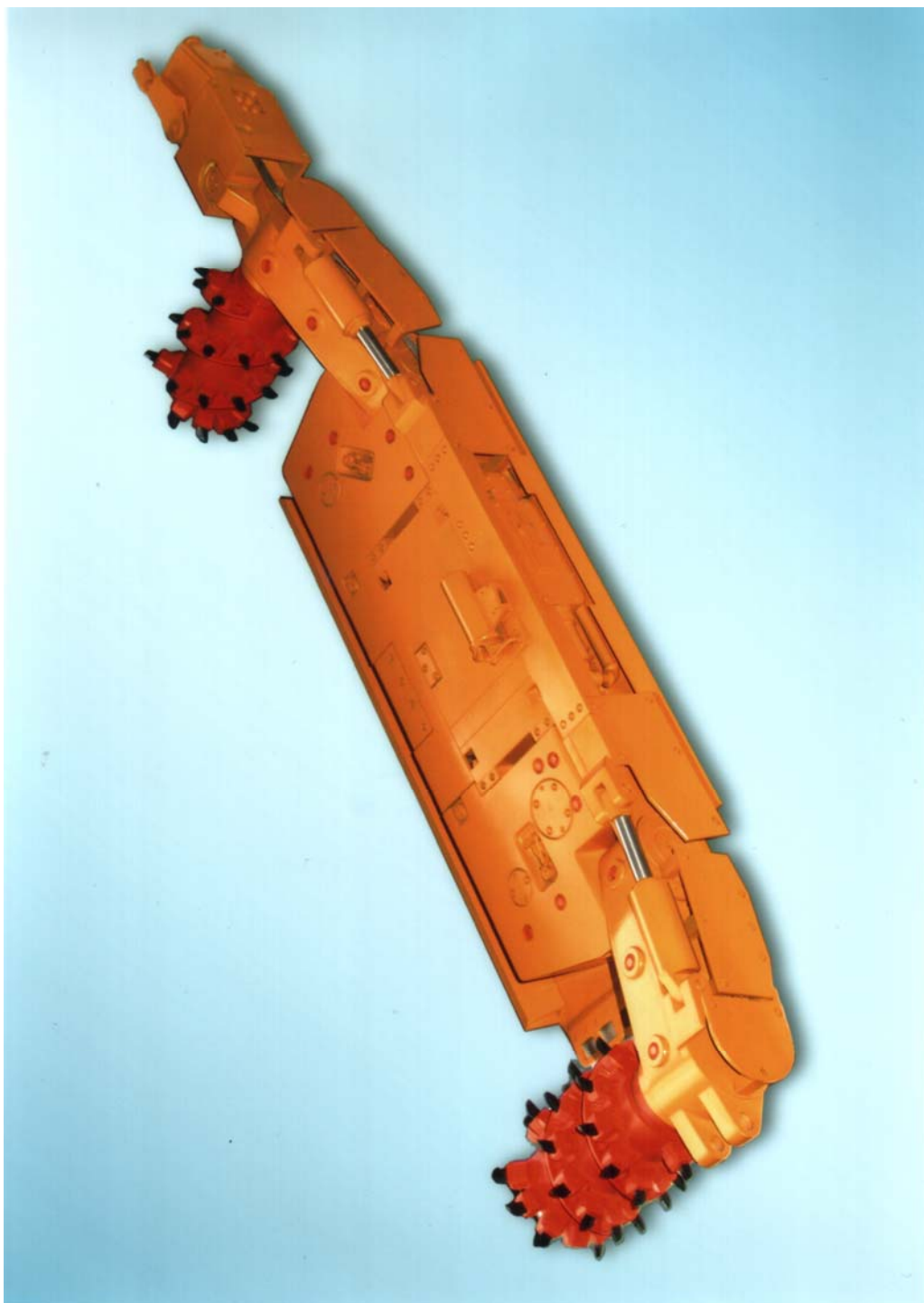


Рис.6.5. Комбайн очистной узкозахватный двухшнековый «Поиск-3»

Работает комбайн с почвы пласта снизу вверх в лоб уступа без специальной машинной дороги в правом и левом забоях с индивидуальной или механизированной крепью и требует подготовки ниши.

Монтаж комбайна осуществляется в следующей последовательности: устанавливается и закрепляется лебёдка и подборщик гибких магистралей; устанавливается и закрепляется у устья лавы рама регулируемая; монтируются системы электро- и водоснабжения; проверяются исправность и взаимодействие всего оборудования. Демонтаж комбайна производится в порядке, обратном указанному выше.

Техническая характеристика комбайна "Поиск-3"

<i>Параметры и размеры</i>	<i>Норма для сборок</i>		
	<i>электроисполнение</i>	<i>пнеumoисполнение</i>	
	<i>двухшне- ковый</i>	<i>одношнековый</i>	
<i>Производительность, т/мин., не менее</i>	2,2	2,0	1,75
<i>Пределы регулирования высоты исполнительного органа от опорной поверхности корпуса, мм:</i>			
<i>- нижний, не более</i>	630	630	
<i>- верхний, не менее</i>	1250	950	
<i>Номинальная ширина захвата исполнительного органа, мм, не менее</i>	900	900	
<i>Скорость подачи, м/мин:</i>			
<i>- рабочая</i>	0,76;	1,33;	1,95
<i>- маневровая</i>		5,9	
<i>Тяговое усилие каната, кН:</i>			
<i>- рабочего, не более</i>		115	
<i>- предохранительного, не более</i>		15	
<i>Номинальная мощность привода исполнительного органа, кВт, не менее</i>		140	45
<i>Номинальное давление сжатого воздуха, МПа</i>	—	—	0,4
<i>Габаритные размеры, мм:</i>			
<i>- длина</i>	5407	4776	4596
<i>- ширина</i>	1285	1285	1285
<i>- высота</i>	630	630	630
<i>Масса, кг</i>	7220	5630	4960

6.3.5. Комбайн КПВ

Очистной комбайн КПВ (рис. 6.6) предназначен для разработки по простиранию крутых и крутонаклонных пластов мощностью 0,55-1,0 м с боковыми породами средней устойчивости узкими полосами по падению на неопасных пластах, угрожаемых пластах в неопасных зонах, выбросоопасных пластах с оперативным управлением и наличием постоянно включенных отводов сжатого воздуха в местах нахождения рабочих в очистном забое, на пластах удароопасных и склонных к внезапным обрушениям угля.

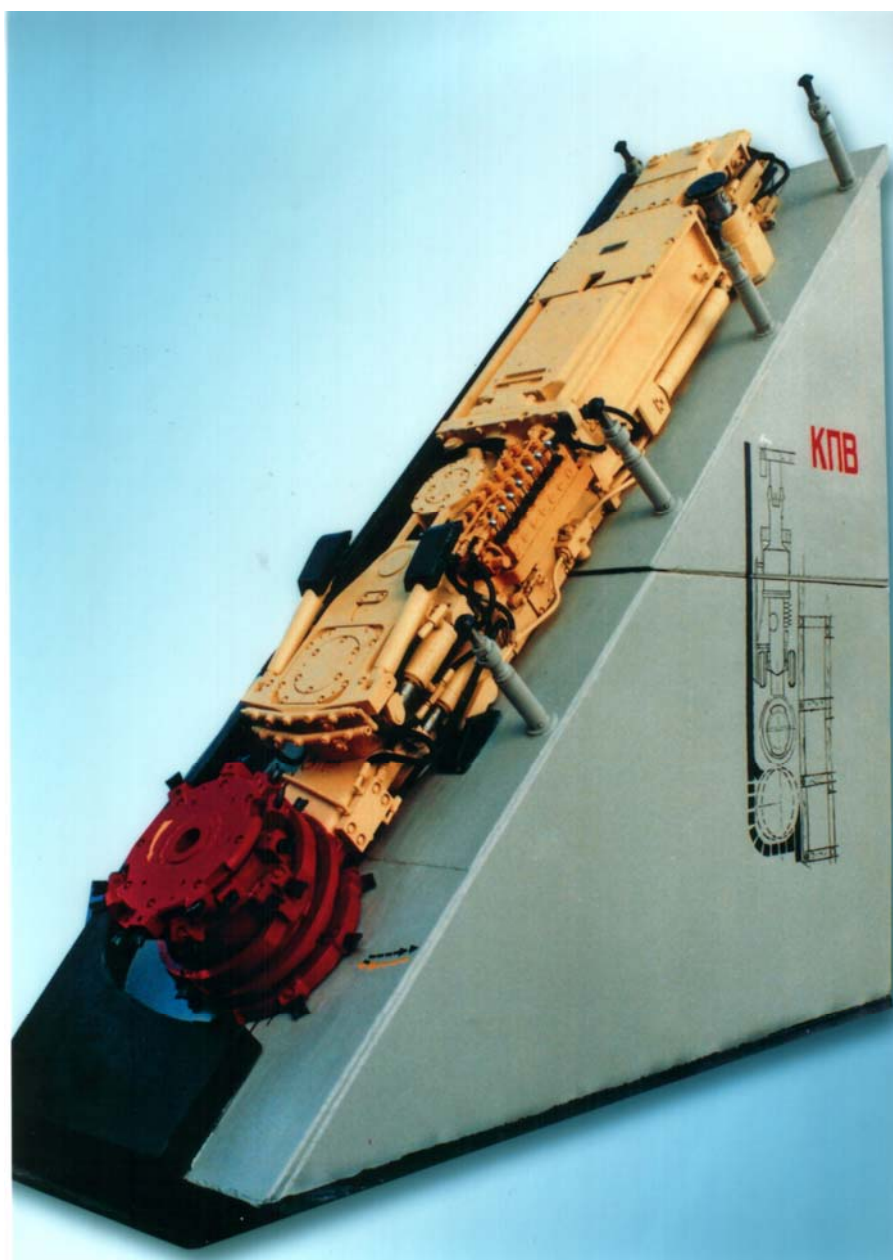


Рис. 6.6. Комбайны очистные КПВ

Технологические условия применения комбайна КПВ

<i>Система разработки</i>	<i>сплошная, столбовая либо комбинированная</i>
<i>Мощность пласта, м</i>	<i>0,55-1,0</i>
<i>Угол падения пласта, град.</i>	<i>35-90</i>
<i>Категория угольного пласта по газу и пыли</i>	<i>любая</i>
<i>Длина очистного забоя, не более, м</i>	<i>160</i>
<i>Угол наклона линии очистного забоя к линии падения пласта, град.</i>	<i>0-40</i>
<i>Тип крепи очистного забоя</i>	<i>индивидуальная или механизированная пневматическая</i>
<i>Вид энергии</i>	<i>пневматическая</i>
<i>Механизация выемки на концевых участках очистного забоя</i>	<i>выемка угля в верхней нише и в магазинном уступе</i>
<i>Способ транспортирования угля в очистном забое</i>	<i>самотечный</i>
<i>Температура рудничного воздуха в очистном забое, град. С</i>	<i>5-40</i>
<i>Относительная влажность воздуха в очистном забое при температуре 25°C, %</i>	<i>98</i>

6.3.6. Комбайн узкозахватный КУ410

Комбайн очистной узкозахватный КУ410 предназначен для механизированной выемки угля (сланца) в условиях подземных очистных забоев, использующих электрическую или пневматическую энергию и подвигающихся по простиранию пластов мощностью - 0,5-1,0 м, углом залегания 35-85° и сопротивляемостью пласта резанию до 300 кН/м при боковых породах не ниже средней устойчивости (рис. 6.7).

Горнотехнические условия применения комбайна КУ410

<i>Система разработки</i>	<i>столбовая, сплошная, либо комбинированная</i>
<i>Способ отработки</i>	<i>освоенный шахтой</i>
<i>Категория пласта по газу и пыли</i>	<i>любая</i>
<i>Вынимаемая мощность пласта, м</i>	<i>0,5-1</i>
<i>Угол залегания пласта, град, при изменении его не более 1 ° на каждые 2,5 м по длине очистного забоя</i>	<i>35-85</i>

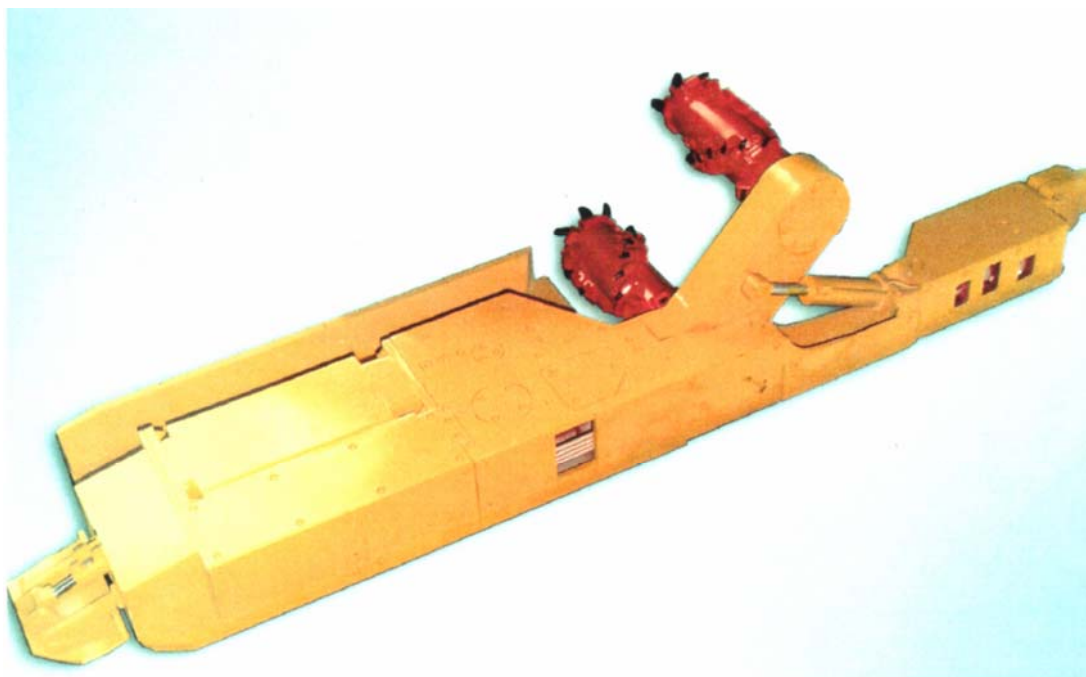


Рис. 6.7. Комбайн узкозахватный КУ410

<i>Сопротивляемость пласта резанию, кН / м, не более</i>	<i>300</i>
<i>Класс боковых пород</i>	<i>не ниже средней устойчивости</i>
<i>Длина очистного забоя, м, не более</i>	<i>160</i>
<i>Угол наклона линии очистного забоя к линии падения пласта, град.</i>	<i>10-40</i>

Техническая характеристика комбайна КУ410

<i>Тип исполнительного органа</i>	<i>барабанный с горизонтальной осью вращения</i>
<i>Диаметр барабана, мм</i>	<i>450</i>
<i>Номинальная ширина захвата исполнительного органа, мм</i>	<i>900</i>
<i>Тип механизма подачи</i>	<i>вынесенный канатный - лебедка 1ЛГКЗМ</i>
<i>Максимальная рабочая скорость подачи, м/мин.</i>	<i>1,95</i>
<i>Тяговое усилие при максимальной рабочей скорости подачи, кН, не более, в том числе на:</i>	<i>130</i>
<i>рабочем канате</i>	<i>115</i>
<i>предохранительном канате</i>	<i>15</i>
<i>Суммарная номинальная мощность привода, кВт, в том числе:</i>	<i>109,4</i>

<i>выемочной машины</i>	90
<i>механизма подачи</i>	15
<i>подборщиков гибких магистралей</i>	4,4

Особенностью выемочной машины является модульная конструкция, позволяющая потребителю производить ее сборку по различным схемам расположения исполнительного органа относительно корпуса соответственно конкретным условиям применения: с одним регулируемым или нерегулируемым барабаном, со сближенными или разнесенными барабанами.

6.4. Механизированные крепи и комплексы

Особенно широкое распространение в лавах крутых и крутонаклонных пластов получили механизированные гидравлические крепи и комплексы.

6.4.1. Механизированная крепь КГУМ

Крепь КГУМ выполнена на основе крепи КГУ и предназначена для механизации процессов крепления, управления кровлей и ограждения рабочего пространства от проникновения обрушенных пород на пластах с устойчивыми и обрушающимися углями и боковыми породами не ниже средней устойчивости, включая пласты с периодически встречающимися зонами неустойчивых боковых пород (рис. 6.8).

Техническая характеристика крепи КГУМ

<i>Мощность обслуживаемых пластов, м</i>	0,75...1,25
<i>Удельное сопротивление на 1 м² поддерживаемой площади, кН/м²</i>	335
<i>Сопротивление секции, кН</i>	1200
<i>Коэффициент гидравлической подвижности</i>	1,9
<i>Коэффициент начального распора</i>	0,816
<i>Высота секции, мм:</i>	
<i>минимальная</i>	71-
<i>максимальная</i>	1350
<i>Шаг передвижения, м</i>	0,9
<i>Максимальное давление в напорной магистрали, МПа</i>	24,5
<i>Масса секции, кг</i>	1850

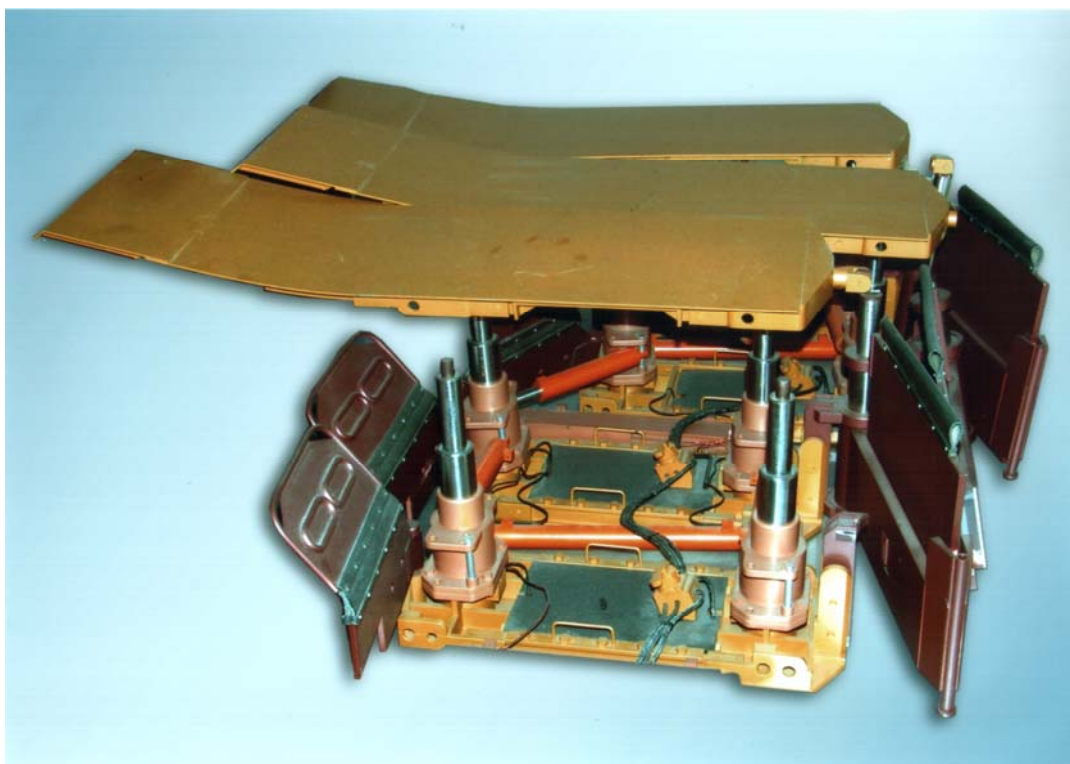


Рис. 6.8. Секции механизированной крепи КГУМ

Монтаж секций крепи в лаве осуществляется спуском их с вентиляционного штрека и направлением в лаву к месту установки, начиная снизу. Допускается монтаж крепи с доставкой секций с откаточного штрека, сечение которого и крепление его сопряжения с монтажной камерой должны быть аналогичны соответствующим параметрам вентиляционного штрека. Монтаж считается законченным после осмотра и испытания всей крепи, устранения обнаруженных дефектов, проверки работы гидросистемы и телефонной связи, выравнивания фронта крепи.

6.4.2. Механизированная крепь КГУМР

Крепь предназначена для механизации процесса крепления очистного забоя, управления горным давлением и для ограждения рабочего пространства крепи от проникновения в него обрушенных кусков породы и угля.

Крепь КГУМР выполнена на основе крепи КГУМ с расширенной зоной применения на пластах с неустойчивыми (ослабленными) боковыми породами в периодически локально встречающихся зонах при способе управления кровлей полным обрушением и полной или частичной закладкой сухой дробленой породой. Для возможности работы в этих сложных условиях крепь КГУМР

выполнена с регулируемым шагом передвижения, равным 0,3; 0,6 и 0,9 м.

Все остальные параметры этой крепи соответствуют параметрам крепи КГУМ.

6.4.3. Механизированный комплекс КГУС

Механизированный комплекс с регулирующим шагом выемки КГУС создан на базе крепи механизированной КГУМР и установки струговой УСК2 и предназначен для работы в лавах при правом и левом расположении забоя.

Горно-геологические и горнотехнические условия применения

<i>Мощность пласта, м</i>	<i>0,75-1,25</i>
<i>Угол падения пласта, град.</i>	<i>35...85</i>
<i>Длина лавы, м</i>	<i>120</i>
<i>Сопротивляемость угля резанию, кН/м:</i>	
<i>в стабильной зоне</i>	<i>200</i>
<i>в зоне работы режущего инструмента</i>	<i>100</i>
<i>Угол наклона линии очистного забоя к линии падения пласта, град.</i>	<i>12</i>
<i>Удельное сопротивление вдавливанию пород почвы, МПа, не менее</i>	<i>2,0</i>
<i>Устойчивость боковых пород</i>	<i>не ниже средней, неустойчивые (ослабленные) в периодически локально встречающихся зонах</i>
<i>Способ управления кровлей</i>	<i>полное обрушение, полная или частичная закладка сухой дробленой породой</i>

Техническая характеристика комплекса и его составных частей

крепь КГУМР

<i>Удельное сопротивление на 1 м² поддерживаемой площади, кН/м²</i>	<i>320</i>
<i>Сопротивление секции, кН</i>	<i>1200</i>
<i>Высота секции, мм:</i>	
<i>минимальная</i>	<i>710</i>
<i>максимальная</i>	<i>1350</i>
<i>Шаг установки секций, м</i>	<i>1,016</i>
<i>Шаг передвижения, м</i>	<i>0,3; 0,6; 0,9</i>
<i>Подпор при передвижении секций, кН/м²</i>	<i>15</i>

Максимальное давление в напорной магистрали, МПа	24,5
струговая установка УСК2	
Расчётная производительность, м ³ /мин., не менее	1,75
Суммарная номинальная мощность электродвигателей привода, кВт, не менее	160
Скорость движения цепи, м/с, не более	1,35
Рабочее давление, создаваемое насосной станцией при работе, МПа, не менее:	
с приводной станцией	9
для передвижения прижимного устройства	6
Ширина исполнительного органа, мм, не более	858
Длина исполнительного органа, мм, не более	3904

6.5. Пневматические крепи и костры

6.5.1. Крепь опускающая пневматическая

Предназначена для управления кровлей в прямолинейных лавах тонких крутых угольных пластов (рис. 6.9)

Техническая характеристика крепи

Рабочий диапазон раздвижности крепи, м	0,4...0,7
Рабочее давление сжатого воздуха в оболочках, МПа	0,3
Время наполнения ряда крепи сжатым воздухом до давления 0,3 МПа, с, не более	360
Время опорожнения ряда крепи (до потери контакта оболочек с кровлей), с, не более	600

Монтаж пневматической крепи производится в разрезной печи или в действующей лаве при наличии в призабойном пространстве деревянной или металлической крепи и ряда костров по падению пласта. Ряды крепи собираются на рельсовом пути вентиляционного штрека. При помощи канатов лебёдок собирается гирлянда из пяти оболочек, а затем она подтягивается для опускания под собственным весом в лаву между 3-м и 4-м рядами деревянных призабойных стоек. Закончив опускание крепи, заполняют оболочки сжатым воздухом до давления 0,20...0,25 МПа и закрепляют страховочной цепью за раму арочного крепления.

По мере подвигания очистного забоя монтаж остальных рядов крепи в лаве производится аналогично.

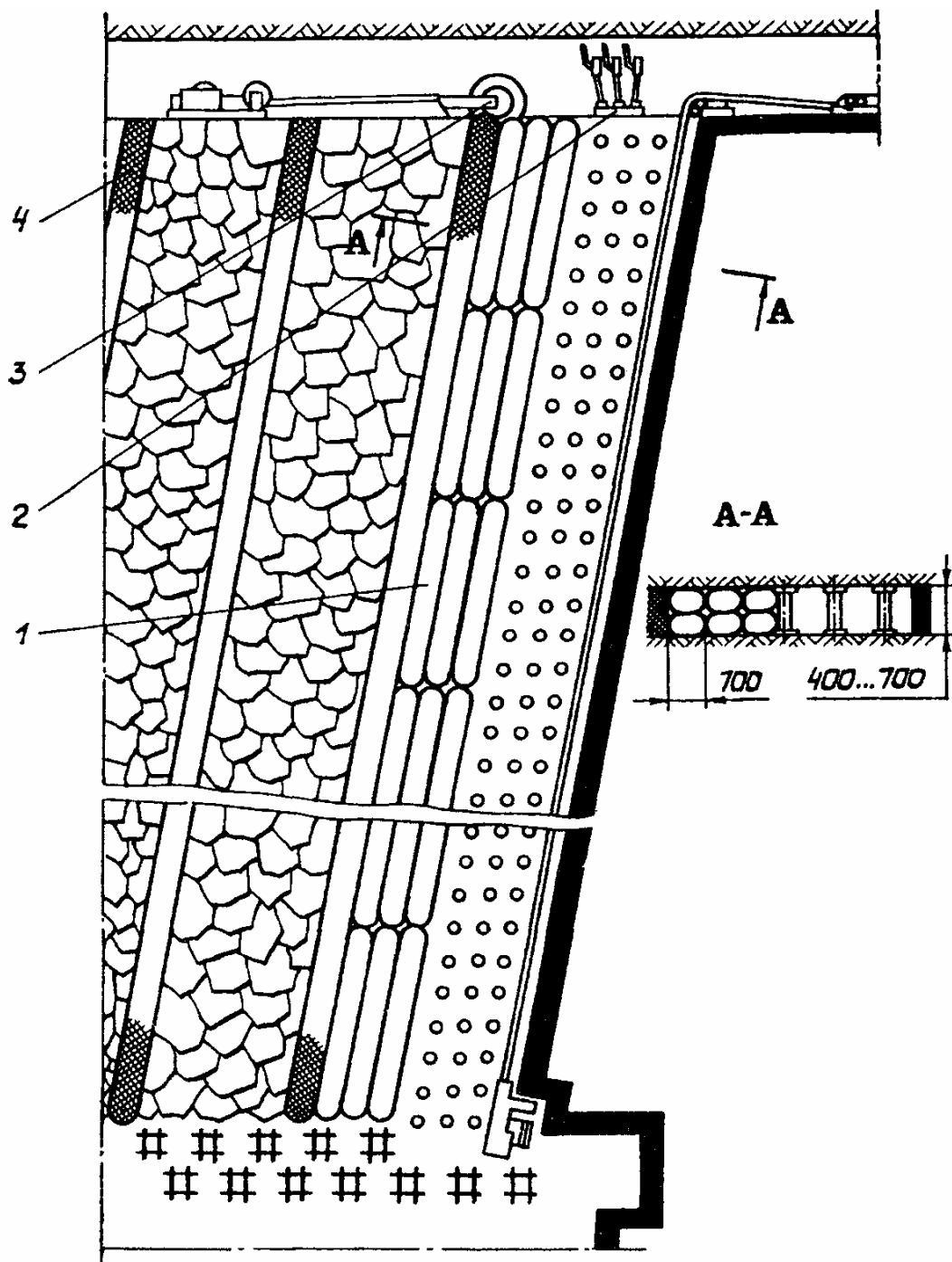


Рис. 6.9. Крепь опускная пневматическая:
 1 – ряд крепи; 2 – пневмосистема; 3 – устройство монтажное; 4 - ограждение

6.5.2. Пневматические костры

Предназначены для применения в качестве специальной крепи при управлении кровлей в очистных забоях на пластах мощностью 0,4...1,2 м. Пневматические костры выполняются трёх типоразмеров.

Техническая характеристика пневмокостров

	6ПМ2	6ПМ3	6ПМ4
Рабочий диапазон раздвижности, м	0,4...0,7	0,6...1,0	0,8...1,2
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,3...0,5 (3-5)	0,3...0,5 (3-5)	0,3...0,5 (3-5)
Начальный распор пневмокостра при минимальной и максимальной раздвижности, кН, при давлении сжатого воздуха:			
0,3 МПа	170...90	160...100	160...100
0,4 МПа	220...120	210...130	210...130
0,5 МПа	280...130	260...180	260...180
Время наполнения сжатым воздухом до давления 0,3...0,5 МПа, с	40	35	80
Время опорожнения (до потери контакта костра с кровлей), с	60	90	110
Масса, кг	45	70	90

Монтаж пневмокостров выполняют в восходящем порядке. Их доставляют в лаву после выемки угля и установки призабойной крепи. В месте установки пневмокостра в лаве выкладывают предохранительный полук. Для транспортирования по лаве используется лебёдка либо канат с блока. Костёр опускают в лаву подводом к забою. Пневматический вентиль должен быть вверху. Заполняется установленный костёр воздухом из рукавов, питающих отбойные молотки в потолкоуступной лаве, или из воздухопровода на вентиляционном штреке в комбайновой лаве.

Демонтаж пневмокостров из лавы и их транспортировку производят по специально разработанному паспорту вручную на откаточный штрек из потолкоуступной лавы, на вентиляционный штрек с помощью лебёдки - из прямолинейной лавы.

6.6. Вспомогательное оборудование

6.6.1. Лесодоставочная установка ПЛК

Установка ПЛК предназначена для механизированной транспортировки крепёжных лесоматериалов по горизонтальным и восстающим выработкам, а также в очистные забои крутых и крутонаклонных пластов мощностью от 0,5 до 1,7 м с боковыми

породами любой устойчивости. Установки ПЛК изготавливаются трёх типоразмеров (рис. 6.10).

Техническая характеристика ПЛК

	<i>ПЛК-1</i>	<i>ПЛК-2У</i>	<i>ПЛК-3</i>
<i>Высота (длина) доставки, м</i>	40	60	40
<i>Мощность пласта, т</i>	0,5...0,7	0,7...1,2	1,2...1,7
<i>Производительность, шт/ч:</i>			
<i>стоек</i>	570	670	450
<i>обополов длиной 1 м</i>	1700	2200	1800
<i>обополов длиной 2 м</i>	860	860	850
<i>Суммарное толкающее усилие, Н</i>	5800	8400	14000
<i>Давление воздуха, МПа</i>	0,3...0,6	0,3...0,6	0,3...0,6
<i>Габаритные размеры станка подачи, мм:</i>			
<i>длина</i>	1600	1600	1600
<i>высота</i>	320	320	450
<i>ширина</i>	380	425	650
<i>Внутренний диаметр трубопровода, мм</i>	140	180	210
<i>Масса, кг:</i>			
<i>станок подачи</i>	80	98	130
<i>секция тормозная</i>	—	12,4	16
<i>секция линейная</i>	12	12,4	16

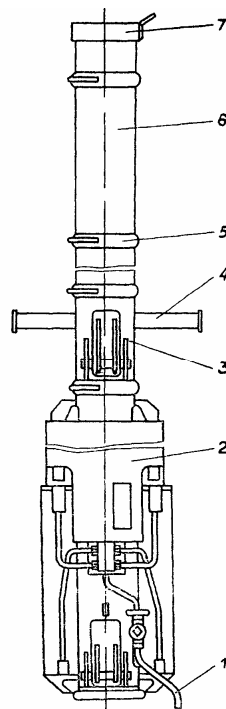


Рис. 6.10. Установка ПЛК:

1 – воздухопровод; 2 – станок подачи; 3 – секция тормозная; 4 – якорное устройство; 5 – быстросъёмные соединения; 6 – линейные секции; 7 – колпак защитный

При монтаже установки первым раскрепляется станок подачи якорным устройством (отрезками цепи) за деревянную или металлическую крепь. Затем в верхней части крепится тормозная секция и последовательно линейные секции при помощи быстроразъемных зажимов. Каждый 4-й из последних дополнительно крепится отрезком цепи.

6.6.2. Лесодоставочная установка УДЛ

Установка УДЛ предназначена для доставки лесоматериалов сверху вниз в очистные забои крутых и крутонаклонных пластов с боковыми породами любой устойчивости (рис. 6.11).

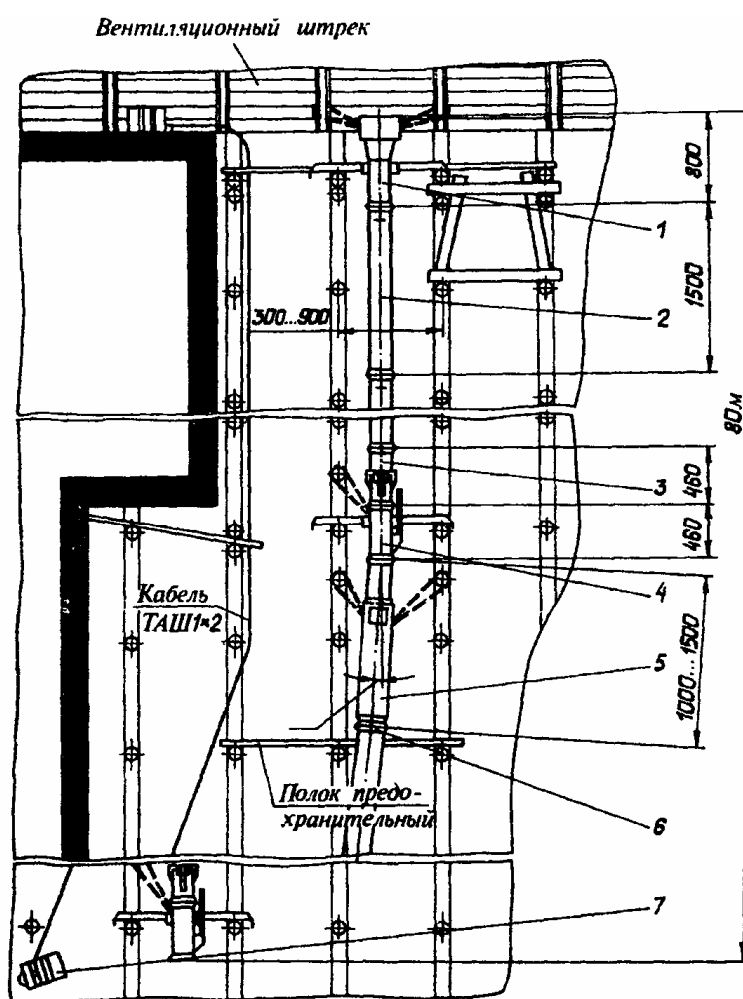


Рис. 6.11. Устройство для доставки лесоматериалов УДЛ:

1 – секция загрузочная; 2 – секция линейная; 3 – секция тормозная; 4 – секция разгрузочная; 5 – секция телескопическая; 6 – зажим быстроразъемный; 7 – устройство переговорное

Техническая характеристика УДЛ

<i>Длина доставки, м, не более</i>	<i>80</i>
<i>Мощность пласта, м</i>	<i>0,7-1,2</i>
<i>Угол падения, град.</i>	<i>25...90</i>
<i>Торможение лесоматериалов</i>	<i>механическое</i>
<i>Пропускная способность, шт/ч:</i>	
<i>стоек</i>	<i>1200</i>
<i>обапоров (в пакетах)</i>	<i>3000</i>
<i>Внутренний диаметр секций состава, мм</i>	<i>188</i>
<i>Длина секций состава, мм</i>	<i>1500</i>
<i>Масса, кг:</i>	
<i>секции загрузочной</i>	<i>26,5</i>
<i>секции линейной</i>	<i>12,1</i>
<i>секции тормозной</i>	<i>12,6</i>
<i>секции разгрузочной</i>	<i>25,8</i>
<i>секции телескопической</i>	<i>17,2</i>
<i>зажима быстроразъёмного</i>	<i>1,6</i>
<i>Примечание: указанная производительность обеспечивается при условии калиброванного и пакетированного лесоматериала и давлении в пневмосети 0,4 МПа.</i>	

Монтаж установки производится сверху вниз. Первой устанавливается и закрепляется загрузочная секция; присоединяются линейные секции, тормозная, разгрузочная, телескопическая, причём секция линейная с таким расчётом, чтобы в каждом уступе была возможность производить выгрузку лесоматериалов. Секции между собой соединяются быстроразъёмными зажимами и фиксируются отрезками цепи. Демонтаж става производится снизу вверх.

6.7. Насосные станции

6.7.1. Насосная станция СНТ-32

Насосная станция СНТ-32 предназначена для нагнетания рабочей жидкости в гидросистему очистных агрегатов и механизированных крепей в шахтах любой категории. Устанавливается СНТ-32 на вентиляционных и откаточных штреках с углом наклона не более 10°.

Техническая характеристика СНТ-32

<i>Подача, л/мин.</i>	<i>90</i>
<i>Пределы настройки рабочего давления, МПа</i>	<i>14...32</i>
<i>Давление нагнетанием, МПа</i>	<i>36</i>

Насос основной:

тип

СНТ.01.000

мощность электродвигателя, кВт

55

Насос подпиточный:

тип

СНТ.02.510

мощность электродвигателя, кВт

3

напряжение, В

380/660

Вместимость бака, л

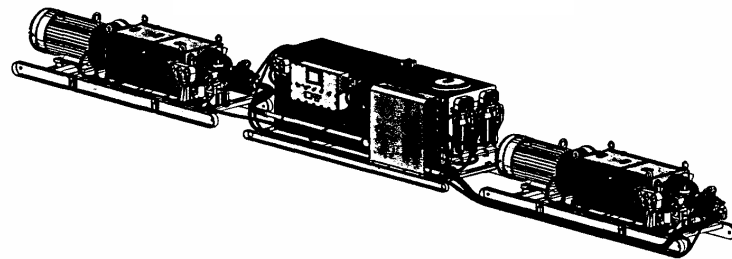
1250

Рабочая жидкость

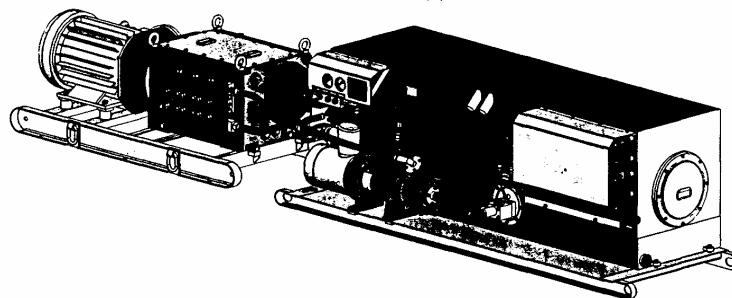
*водная эмульсия с 1... 1,5%
присадки ВНИИНП-117
или 3...5% "Аквол-3"*

Станции насосные СНД и СНТ предназначены для нагнетания рабочей жидкости в гидравлические системы механизированных крепей, очистных агрегатов и другого горношахтного оборудования (рис. 6.12).

Область применения – угольные шахты, опасные по газу или пыли, включая сверхкатегорийные и опасные по внезапным выбросам.



Станция насосная СНД300/40-05



Станция насосная СНТ100/32

Рис. 6.12. Станции насосные СНД и СНТ

Условия применения станций:

- места установки – подготовительные выработки с углом наклона не более 5°;

- окружающая среда – рудничная атмосфера подготовительных выработок;
- рабочая жидкость – трудновоспламеняемая гидравлическая рабочая жидкость (категории HFAE – водомасляная эмульсия, HFAS – водный раствор, по ГОСТ 28549.5) с классом чистоты не хуже 15 класса по ДСТУ ГОСТ 17216:2004, разрешенная для применения в угольных шахтах в соответствии с п.1.2.2 НПА-ОП 10.0-1.01-05 и отвечающая требованиям 7-го Люксембургского отчета (Документ №4746/10/91 EN).

Основные параметры и размеры типоразмерного ряда станций типа СНД и станций СНТ приведены таблице 6.1.

Таблица 6.1.

Основные параметры и размеры станций насосных СНД и СНТ

Наименование параметра и размера	Значение									
	СНД200/32	СНД200/32-05	СНД100/32	СНД100/32-05	СНД300/40	СНД300/40-05	СНД150/40	СНД150/40-05	СНД400/32	СНД400/40
Подача, л/мин	200(100+100)		100		300 (150+150)		150		400(200+200)	
Давление номинальное, МПа	32				40				32	
Диапазон настройки давления, МПа: -верхний предел, не более -нижний предел, не менее	32 18				40 18				32 18	
Перепад от верхнего предела давления, не более	20									
Давление срабатывания предохранительного клапана, МПа, не более	36				45					
Тип электродвигателей	2ЭДКОФ250М4					2ЭДКОФИ250LB4				
Мощность электродвигателей, кВт	110 (55+55)		55		220(110+110)		110		220(110+110)	
Количество насосных агрегатов, шт.	2		1		2		1		2	
Вместимость бака, л	1600									
Наличие аппаратуры управления АУСН и системы напорной фильтрации с обратной промывкой	-	+	-	+	-	+	-	+	-	+
Габаритные размеры, мм:										
насосного агрегата:										
- длина	2560				3200				3200	
- ширина	960				960				960	
- высота	780				770				770	
бака:										
- длина	3200	3200	3200	3200	3200	3200	3200	3200	3200	3200
- ширина	1070	1070	1070	1070	1070	1070	1070	1070	1070	1070
- высота	1060	1100	1060	1100	1060	1100	1060	1100	1060	1100
Масса, кг	5100	5300	3000	3200	6500	6700	4000	4200	6500	6700
Средний ресурс до первого капитального ремонта, ч	18000	20000	15000	18000	18000	20000	15000	18000	18000	20000

Станция насосная СНТ100/32 является модернизацией станции СНТ32-20.

Разработчик - ГП «Донгипроуглемаш» Изготовитель – ЗАО «Горловский машиностроитель»

6.7.2. Станция насосная СНУ5 (СНУ5П)

Предназначена станция для питания гидросистем механизированных крепей очистных комплексов и агрегатов, в которых в качестве рабочей жидкости применяется эмульсия (рис.6.13).

Техническая характеристика СНУ5

Поддача, л/мин.:	
одного насоса	≤ 40
двух насосов	≤ 80
Пределы настройки рабочего давления, МПа	5...20
Насос основной:	
тип насоса	ВНР 32/20
тип электродвигателя	ВАО 62-4
мощность, кВт	17
количество электродвигателей	2
напряжение, В	380/660
Насос подпиточный:	
тип	ГП 25
подача, л/мин	125
давление, МПа	2,5
Электродвигатель:	
тип	ВАО 41-4
мощность, кВт	4
количество	1
Вместимость бака, л	750
Рабочая жидкость	водная эмульсия с 1...1,5% присадки ВНИИНП-117 или 3...5% "Аквол-3"

Насосная станция СНУ5П отличается от станции СНУ5 наличием пневмопривода вместо электропривода. При этом подача рабочей жидкости (40л/мин.) каждым насосом обеспечивается при настройке рабочего давления до 16 МПа.

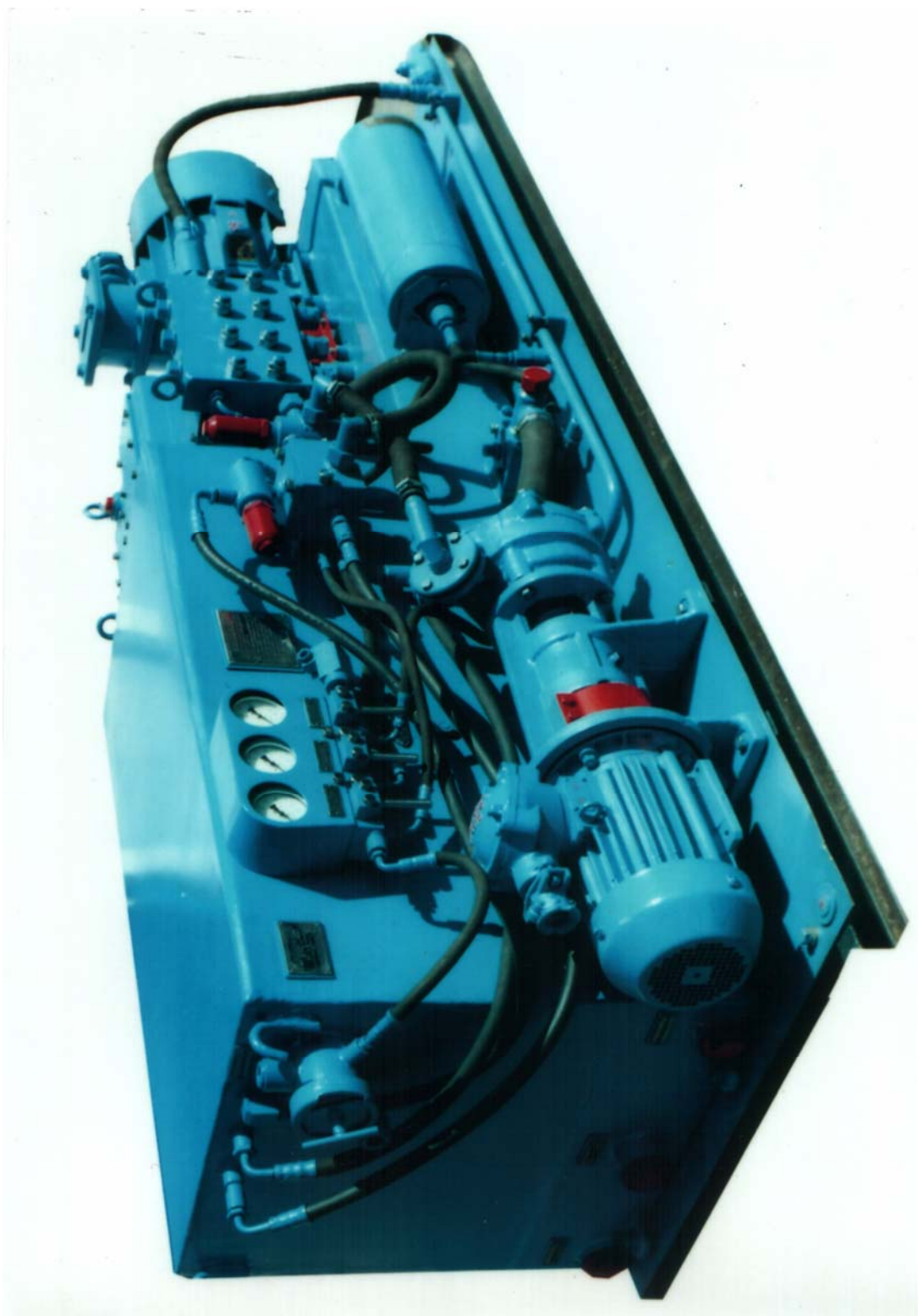


Рис. 6.13. Станция насосная CHU5 (CHU-5П)

6.7.3. Насосные установки типа НУМС и ОН

Установки этого типа предназначены для подачи воды в оросительные устройства очистных комбайнов. Для работы насосной установки может быть использована как питьевая, так и шахтная вода, содержащая механические примеси не более 350 мг/л.

Техническая характеристика насосных установок

	НУМС-30С	НУМС-200С	ОН2
Тип насоса	Центробежный	Секционный	Вихревой двух- ступенчатый
	ЦНС-38-176	ЦНС138-820	
Подача, л/мин	до 100	до 200	15
Давление, МПа	2,0	2,5	1,3
Мощность электродви- гателя, кВт	30	30	4,5
Тип штрекового фильтра	ФШ1М	ФШ200	ФК
Основные размеры, мм:			
длина	4300	4500	1015
ширина	895	895	510
высота	925	925	580
Масса, кг	1480	1700	220

6.8. Нарезное оборудование

Для нарезки восстающих выработок служит машина МНГ ("Горловчанка"), предназначенная для работы в угольных пластах мощностью 0,5-0,8 м с углом залегания 40-80° и сопротивляемостью угля резанию до 300 кН/м по предварительно пробуренной скважине диаметром 0,4-0,5 м (рис. 6.14).

Техническая характеристика машины

Мощность пласта, м	0,58-0,68
Угол залегания пласта, град.	40...85
Диаметр исполнительного органа, м	0,63
Тип режущего инструмента	зубки режущие РО-65 (ЗР4-80, рс-265)
Ширина захвата исполнительного органа, м	1200
Количество зубков, шт.	42 (21+21)
Количество подрезных коронок, шт.	2
Скорость резания, м/с	3,4

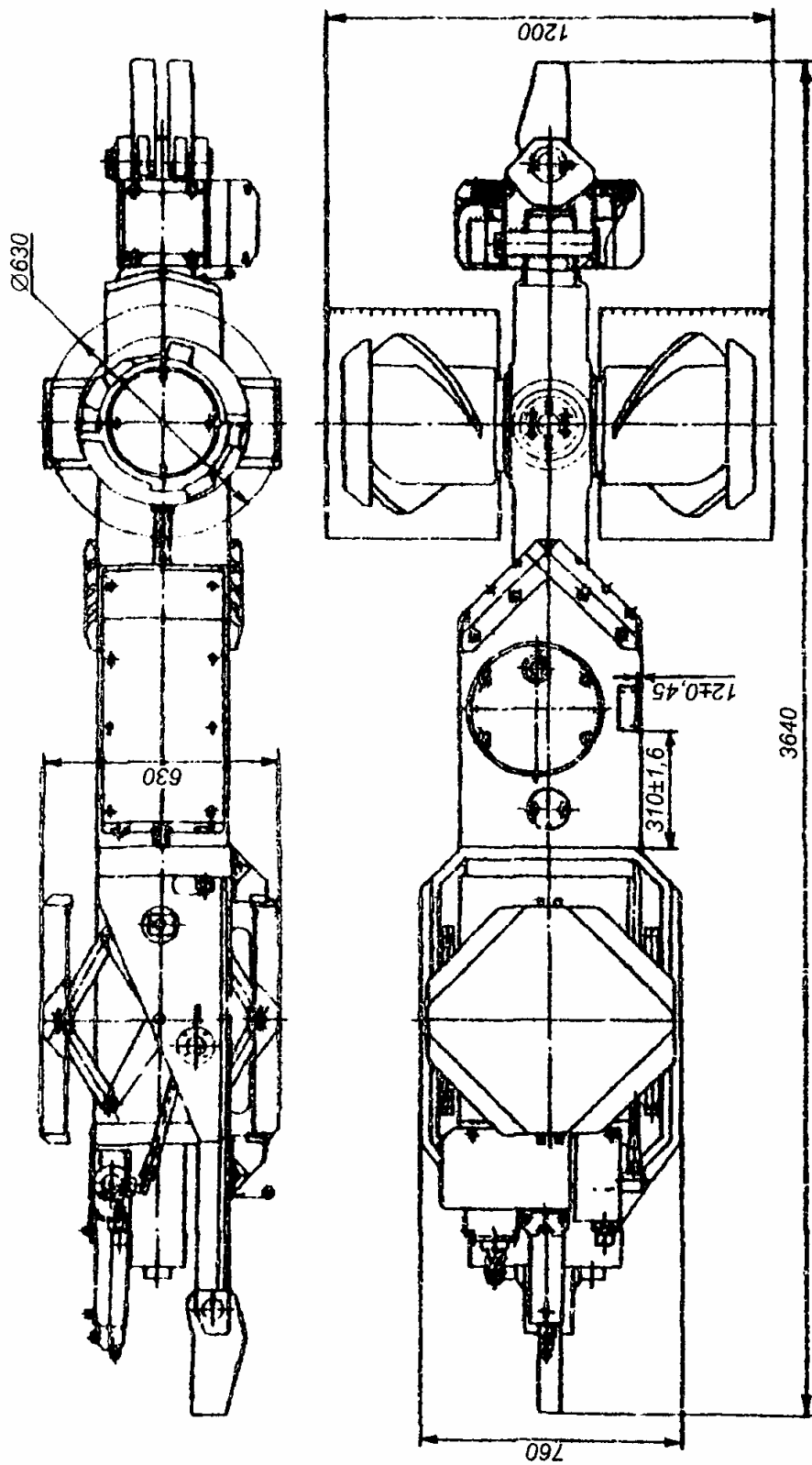


Рис. 6.14. Машина для нарезки резьбы на восстающих выработок МНГ («Горловчанка»)

<i>Тип пневмомотора</i>	<i>K45Φ16</i>
<i>Номинальная мощность привода исполнительного органа, кВт</i>	<i>45</i>
<i>Тип системы подачи</i>	<i>лебёдка ЛЛГКЗМ</i>
<i>Скорость подачи, м/мин.</i>	<i>0,25-0,35</i>
<i>Номинальное давление сжатого воздуха, МПа</i>	<i>0,4</i>
<i>Диаметр предварительно пробуренной скважины, м</i>	<i>0,4-0,5</i>
<i>Габаритные размеры, мм:</i>	
<i>длина</i>	<i>3640</i>
<i>ширина (корпус)</i>	<i>1200 (760)</i>
<i>высота (корпус)</i>	<i>630 (350)</i>
<i>Масса, кг</i>	<i>2440</i>
<i>Производительность, м/смену</i>	<i>40-50</i>

6.9. Схемы электроснабжения очистных работ

Разработка схем электроснабжения очистных механизированных забоев крутых пластов Донбасса требует учёта всех положений главы 5 Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах, в том числе §5.2.2 Правил и Инструкции по электроснабжению и применению электрооборудования на шахтах, опасных по внезапным выбросам, разрабатывающих крутые пласты", регламентирующие условия безопасного применения электроэнергии на одиночных крутых пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, а также на опасных полностью защищенных в рабочей зоне надрabоткой или подработкой, и на неопасных по внезапным выбросам угля и газа.

Для правильного пользования аппаратурой газовой защиты, работающей в комплексе с электрооборудованием участков, должны быть удовлетворены требования "Инструкции по замеру концентрации газов в шахте и применению автоматических приборов контроля содержания метана".

Анализ условий применения систем электроснабжения очистных механизированных забоев на крутых пластах показал основные факторы, определяющие структуру схем электроснабжения, выбор

типов электрооборудования и кабелей: способы выемки и средства механизации в очистном забое (очистные комбайны, щитовые агрегаты); степень выбросоопасности разрабатываемого пласта (одиночный, опасный по внезапным выбросам угля и газа, опасный по внезапным выбросам, но имеющий полную защиту надработкой или подработкой, и неопасный по внезапным выбросам угля и газа); направление движения воздуха в пределах этажа (нисходящее, восходящее), а также принятое место установки ПУПП (передвижная участковая понизительная подстанция) и РПП участка.

Учитывая эти факторы, а также требования нормативных документов, относящихся к системам электроснабжения крутых пластов, и накопленный опыт электрификации очистных и подготовительных забоев, возможно все имеющиеся на практике варианты применения электрической энергии при отработке крутых пластов свести к 12 типовым схемам. Наиболее типичные схемы представлены на рис. 6.15. Выбор необходимой схемы электроснабжения очистного забоя с привязкой к конкретному плану горных работ и виду применяемой техники, технологии и горно-геологическим условиям производится по номограмме, приведенной на рис. 6.16 и охватывающей все 12 типовых схем.

Последовательность поиска определяется:

- способом отработки пласта: лавами по простиранию, лавами по падению;
- направлением вентиляционной струи в пределах этажа: восходящее, нисходящее;
- степенью выбросоопасности отработываемого пласта: неопасный по внезапным выбросам, опасный по внезапным выбросам угля и газа, но полностью защищенный в рабочей зоне; опасный по внезапным выбросам угля и газа, одиночный.

Типовые схемы электроснабжения механизированных очистных забоев, разрабатывающих крутые пласты Донбасса, предназначены для использования при электрификации различных типов технологических машин и механизмов с выемкой угля в лавах по падению и по простиранию.

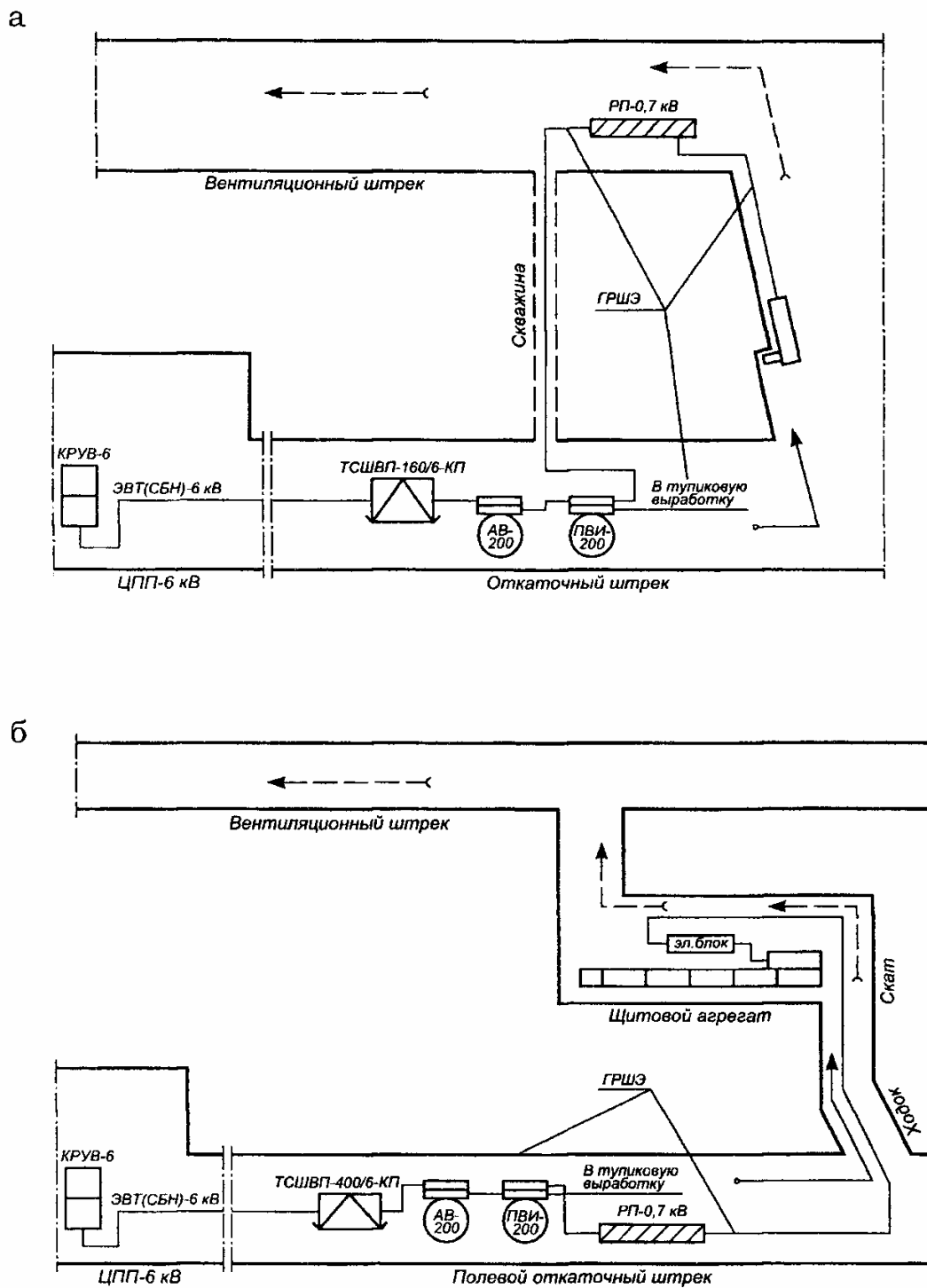


Рис. 6.15. Типовые структурные схемы электроснабжения очистных забоев

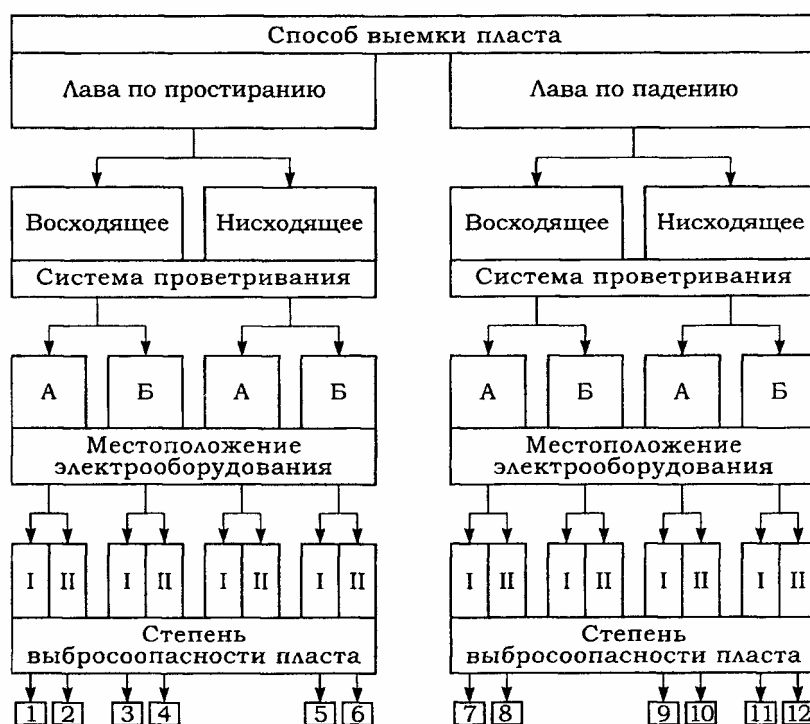


Рис. 6.16. Номограмма выбора схем электроснабжения участков:

1-12 - номер схемы; А - откаточный штрек; Б - вентиляционный штрек; I - выбросоопасный одиночный; II - неопасный и опасный под защитой

Область применения схем распространяется на все основные горно-геологические условия отработки пластов по степени выбросоопасности:

- одиночные опасные по внезапным выбросам угля и газа;
- опасные по внезапным выбросам угля и газа, защищенные надработкой и подработкой;
- неопасные по внезапным выбросам угля и газа.

Общими требованиями к схемам электроснабжения очистных механизированных забоев шахт, разрабатывающих выбросоопасные пласты, являются:

для электроустановок напряжением выше 1000В:

- обособленное питание ПУПП, расположенных в выработках с исходящей струей воздуха, осуществляемое от отдельных обмоток понизительных трёхобмоточных трансформаторов или понизительных двухобмоточных трансформаторов, устанавливаемых на поверхности (при обособленном питании всей подземной сети 6 кВ, включая сеть околоствольных

дворов), а также от отдельных разделительных двухобмоточных трансформаторов, устанавливаемых на поверхности или в шахтных выработках со свежей струей воздуха;

- защита от утечек тока на землю;
 - применение ячеек с блокировочным реле утечки (БРУ) и короткозамыкателем;
 - дополнительное заземление электрооборудования ПУПП и РПП посредством заземляющей жилы бронированных кабелей;
 - применение бронированных экранированных кабелей повышенной прочности и гибкости с изоляцией и наружным покровом, не распространяющими горения, с вспомогательными и заземляющими жилами (типа ЭВТ);
- для электроустановок напряжением до 1000 В;
- применение специальных трансформаторных подстанций с короткозамыкателем на стороне НН, БРУ и контролем цепи заземления;
 - применение автоматических выключателей, обеспечивающих защитное отключение, блокировку включения электрической сети с понижением сопротивления изоляции относительно земли, автоматический контроль безопасного сопротивления заземления, а также замыкания жил отключенного кабеля;
 - применение пускателей, имеющих искробезопасные цепи управления с защитой от повреждения этих цепей, блокировочное реле утечки (БРУ) и автоматический контроль безопасного сопротивления цепи заземления;
 - для питания ПУПП, РПП-0,69 и других электроустановок применение бронированных экранированных кабелей повышенной прочности и гибкости с изоляцией и наружным покровом, не распространяющими горение, с вспомогательными и заземляющими жилами;
 - для питания передвижных машин, работающих в лавах, применение гибких экранированных кабелей специальной конструкции, повышенной прочности и гибкости, в оболочке, не распространяющей горения;
 - для дистанционного управления машинами и механизмами применение гибких шахтных контрольных кабелей в оболочке, не распространяющей горение (типа КГШ);

- для питания ручных электросвёрл и инструментов применение особо гибких экранированных кабелей в оболочке, не распространяющей горение;
- установка у каждого РПП-0,69, расположенного на расстоянии более 100 м от ПУПП, автоматического выключателя;
- управление машинами, находящимися в лаве, с отдельного выносного пульта, управление по искробезопасным цепям с защитой от замыканий в этих цепях;
- в схемах электроснабжения забойных машин и комплексов применение устройств для дистанционного аварийного отключения РП участка с пульта управления машиной.

Система электроснабжения подготовительных и очистных забоев формируется в комплексе со стационарными автоматическими средствами газовой защиты, осуществляющими автоматическое защитное отключение электроэнергии при достижении концентрации газа метана выше допустимых норм.

7. ГОРНЫЕ МАШИНЫ ДЛЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ РАБОТ*

Для механизации горнопроходческих работ промышленность производит многочисленные проходческие машины, эксплуатация которых имеет специфические особенности, так как они работают в тяжелых и стесненных условиях, подвергаясь воздействию влаги, температуры, пыли. Многообразие изготавливаемой техники вызвано значительным числом основных технологических операций, разнообразием горно-геологических и горнотехнических условий проведения горных выработок. Выбор средств механизации определяется, главным образом, возможным способом выемки породы.

7.1. Проходческие комбайны и комплексы

Проходческие комбайны предназначены для механизированного проведения горных выработок, погрузки разрушенной горной массы на конвейер комбайна, с него на перегружатель, установленный за комбайном, и далее в общешахтные транспортные средства. Проходческие комбайны по сравнению с буровзрывным способом проходки обеспечивают более высокий уровень механизации произведенных процессов в забое, упрощают технологию и организацию работ, повышают безопасность и улучшают оконтуривание горных выработок, что существенно повышает устойчивость горных выработок. Благодаря названным преимуществам в 1,5-2,5 раза повышается производительность труда проходчиков, увеличивается скорость проходки и снижается себестоимость.

По способу обработки забоя исполнительным органом различают комбайны:

- избирательного (циклического) действия с последовательной обработкой слоями или заходками (ГПК, 4РР-2, ПКЗР и др.);
- бурового (непрерывного) действия с одновременной обработкой всей поверхности забоя (КРТ, "Союз").

В настоящее время преимущественно применяются проходческие комбайны избирательного действия (разрушения) со стреловидным исполнительным органом.

* В написании раздела принимали участие Барташевский С.Е., Шипунов С.А.

Широкое распространение проходческие комбайны избирательного действия получили благодаря таким преимуществам:

- возможность изменения в широком диапазоне размеров и форм сечения проводимой выработки (трапециевидная, прямоугольная, арочная);
- раздельная выемка угля и породы при коэффициенте крепости пород до $f = 8$, при углах наклона выработки до 10° ;
- удобный доступ к забою (отсюда крепление выработки непосредственно у груди забоя и, следовательно, возможность работы в выработках с неустойчивой кровлей);
- дистанционное управление комбайном с выносного пульта или по радио;
- применение в шахтах, опасных по газу и пыли;
- проведение горных выработок различного назначения - камеры, тоннели, дренажные канавки и т.д.;
- осуществление зачистки и отборки кровли, боков выработки и почвы;
- возможность автоматизации и программного управления;
- использование как базы при создании проходческих комплексов.

Наиболее часто применяются два базовых типа комбайнов - ГПКС и 4ПП-2, на основе которых созданы семейства в результате унификации и модернизации. В табл. 7.1 приведены основные технические характеристики некоторых комбайнов из семейства ГПКС и 4ПП-2, применение которых возможно при разработке крутых пластов.

На основе серийной базовой модели комбайна ГПКС (без ленточного перегружателя) разработано семейство унифицированных проходческих комбайнов этого типа с большой поузловой унификацией (до 70-90%). Семейство состоит из нескольких моделей, предназначенных для проведения горных выработок по углю или смешанным забоем с присечкой пород крепостью $f = 4-5$, с площадью сечения выработки $4,7-15 \text{ м}^2$.

Исполнительный орган комбайна ГПКС состоит из стрелы, резцовой коронки, редуктора, электродвигателя с водяным охлаждением и П-образной рамы, жестко соединенных между собой. Исполнительный орган шарнирно укреплен на цапфах поворотной турели и с помощью двух гидродомкратов подъема и опускания стрелы. Турель смонтирована на основной раме

комбайна и посредством двух гидродомкратов может поворачиваться в горизонтальной плоскости вправо и влево вместе с исполнительным органом.

Таблица 7.1.

Технические характеристики проходческих комбайнов

Параметры	ГПКС	ГПКСП	ГПК-2	4ПП-2	4ПП-2С	4ПП-4	4ПП-2Щ	4ПП-5
Площадь сечения выработки в проходке, м ²	4,7-15	4,7-15	10-30	9-25	9-25	10-25	11-25	10-30
Размеры выработки, м: - высота - ширина	1,8-3,6 2,6-4,7	1,8-3,6 2,6-4,7	3,0-5,5 3,7-7,5	2,6-4,5 3,6-6,2	2,6-4,5 3,6-6,2	3-4 3, 6-6,5	3,2-4 3, 9-5,6	2,8-5,0 3,8-6,6
Угол наклона выработки, град.	±10	±10	±10	±10	±10	±10	±10	±10
Тип исполнительного органа	стрела с резцовой коронкой или резцовым барабаном		два диска с резцами	резцовая коронка		гидродарник и коронка	удлиненная стрела	
Коэффициент крепости породы, не более	4	4	6-8	6	6	6-8	6	7-8
Техническая производительность: - по углю, т/мин. - по породе, м ³ /мин.	18 0,5	18 0,5	3,5 0,5	3,5 0,35	– 0,66	– 0,5	– 0,25	3,5 0,7
Погрузочный орган	нагребающие лапы							
Мощность привода исполнительного органа, кВт	55	55	110	95	105	105	105	200
Установленная мощность на комбайне, кВт	95	95	187	200	179	280	200	350
Удельное давление на почву, МПа	0,06	0,06	–	0,11	0,11	0,11	0,11	0,18
Скорость передвижения, м/с	0,11	0,11	0,16	0,33	0,066	0,033	0,033	0,033
Габаритные размеры, м: - длина без перегружателя - ширина по ходовой части - высота	10 1,6 1,5	10 1,6 1,5	13,3 2,4 1,65	9,1 2,45 2,1	11,5 2,45 2,1	8,15 2,45 2,6	9,18 2,45 2,0	14,0 2,45 2,0
Масса комбайна, т	19	19	40	40	41	42	41	70

Внутри П-образной рамы исполнительного органа по бокам смонтировано по одному гидроцилиндру, благодаря которым осуществляется телескопическая раздвижка стрелы на ход до 0,5 м.

Режущая коническая коронка представляет собой полуотливку с приваренными к ней резцедержателями для установки цилиндрических резцов РКС-2, армированных твердым сплавом. Вода для орошения через осевое отверстие в приводном валу и форсунки проводится под давлением непосредственно в зону работы резцов.

Кинематическая схема исполнительного органа предусматривает передачу крутящего момента от вала электродвигателя через зубчатую муфту, через пары зубчатых передач и зубчатую муфту приводному валу режущей коронки.

Погрузочное устройство комбайна имеет поворотный наклонный стол с нагребными лапами и конвейером. Стол шарнирно прикреплен к поворотной раме корпуса комбайна и посредством гидродомкратов может поворачиваться в вертикальной плоскости. При этом носок стола опускается или поднимается относительно уровня гусениц, это необходимо при изменяющемся профиле почвы выработки.

Нагребные лапы и подъемно-поворотная часть конвейера могут быть удлинены, а на стол могут быть установлены боковые уширители. Это позволяет увеличить при необходимости фронт погрузки с 1,8 до 2,1-3,1 м.

Комбайн ГПКСП оборудован ленточным перегружателем для работы с рельсовым транспортом.

Проходческий комбайн ГПК-2 является более мощной машиной по сравнению с комбайном ГПК и имеет более широкую область применения (табл. 7.1). Стреловидный исполнительный орган оснащен дисками с резцами РКС-3. Поворотный питатель с нагребными лапами и двумя центрально расположенными скребковыми конвейерами снабжен автоматической системой, которая обеспечивает постоянное слежение питателя погрузочного органа за исполнительным органом. К хвостовой части комбайна, подвешен двухцепной скребковый перегружатель, поворачивающийся в горизонтальной плоскости. Гусеничная часть приводится от одного электродвигателя и имеет скорости перемещения – рабочую и маневровую. Пульт управления и место машиниста расположены сзади комбайна с левой стороны.

Проходческие комбайны семейства ГПКС серийно изготавливаются Копейским машиностроительным заводом.

На базе проходческого комбайна 4ПП-2 создано семейство унифицированных проходческих комбайнов с широкой областью применения (табл. 7.1).

Кинематическая схема комбайна 4ПП-2 в принципе сходна со схемой комбайна ГПК, но имеет и некоторые отличия. Так, для каждой гусеницы предусмотрен отдельный электропривод с червячной самотормозящейся парой, которая предотвращает сползание комбайна на уклонах при отключении электродвигателей.

Гидравлическая система комбайна осуществляет подъём-опускание и поворот питателя, установку аутригеров, переключение скорости гусеничного хода, подъём и поворот хвостовой части конвейера. Гидропривод питается тремя насосами, подающими рабочую жидкость к гидроблоку управления.

Комбайн 4ПП-2М предназначен для проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) подготовительных горных выработок площадью поперечного сечения 9-25 м² по углепородному забою с $f < 7$ и абразивностью до 15 мг на шахтах, опасных по газу и пыли. Общая присечка до – 75%, в том числе с $f = 7$ – не более 15%. Конструкция комбайна 4ПП-2М и схема его работы в основном аналогичны конструкции и схеме комбайна 4ПП-2.

Проходческий комбайн 4ПП-2Щ предназначен для проведения подготовительных выработок с площадью поперечного сечения 10,7-18 м² по выбросоопасным угольным пластам малой и средней (до 1,2 м) мощности с образованием опережающих разгрузочных полостей, предупреждающих выброс угля и пород. Все узлы комбайна унифицированы с комбайном 4ПП-2М, за исключением специальной удлиненной коронки, которая дает возможность образовывать опережающую разгрузочную полость в породной части забоя.

Техническая характеристика комбайнов

	4ПП-2М	4ПП-2Щ
<i>Производительность, т/мин.</i>	0,47	0,35
<i>Форма сечения выработки</i>	<i>арочная, прямоугольная, трапецевидная</i>	
<i>Размеры выработки в проходке:</i>		
<i>площадь поперечного сечения, м²</i>	9-25	10,7-18
<i>высота, м</i>	2,6-4,5	3,2-4,0
<i>ширина по низу, м</i>	3,6-6,5	3,9-5,6
<i>Размеры разгрузочной полости, м:</i>		
<i>высота</i>		0,6
<i>продольная глубина</i>		1,7

поперечная глубина		0,55	
Скорость передвижения комбайна, м/мин.		2	
Суммарная мощность установленных электродвигателей, кВт		250	
Мощность электродвигателей исполнительного органа, кВт		120	
Напряжение сети, В	600		500
Рабочее давление в гидросистеме, МПа		10	
Производительность системы орошения, л/мин.		10	
Масса комбайна (без перегружателя и насосной установки), т		45	

Комбайн ПКЗР предназначен для проведения горизонтальных и наклонных (до 10°) подготовительных выработок по углю или смешанному забою с присечкой до 50% малоабразивных пород с $f \leq 4$ и на почвах, допускающих давление не менее 0,05 МПа.

Технические характеристики комбайна 4ПУ

Производительность, т/мин.		1,2	
Форма сечения выработки		арочная, прямоугольная, трапецевидная	
Размеры выработки в проходке:			
площадь сечения, m^2		4,0-8,2	
ширина по низу, м		2,6-3,3	
высота, м		1,5-2,85	
Исполнительный орган:			
тип		избирательного действия	
частота вращения коронки, c^{-1}		0,96	
скорость резания, м/с		не более 2,3	
ход телескопа стрелы, мм		600	
мощность электродвигателя, кВт		22	
Погрузочное устройство:			
тип		двухскатный стол с нагребными лапами и скребковый конвейер	
фронт погрузки, м		2,35	
мощность электродвигателя, кВт		11	
Механизм передвижения:			
тип		гусеничный	
скорость движения комбайна, м/мин.		2,4	
давление на грунт, МПа		0,085	
мощность электродвигателя, кВт		11	
число электродвигателей		1	
Давление рабочей жидкости в гидросистеме, МПа		7	
Напряжение питающей сети, В		380 или 660 (500 по заказу)	
Установленная мощность, кВт		63	
Масса, т		10,5	

Проходческий комбайн КП25 предназначен для механизации отбойки и погрузки горной массы в выработках любой формы, кроме круглой, площадью поперечного сечения 7-25 м² с углами наклона ±10°, пределом прочности присекаемых пород на одноосное сжатие до 80 МПа ($f \leq 8$) и абразивностью до 15 мг, и может применяться в шахтах, опасных по газу и пыли.

Исполнительный орган комбайна обладает телескопичностью до 560 мм. В вертикальной плоскости исполнительный орган имеет две оси поворота, что позволяет обрабатывать выработку по высоте до 5 м и ниже уровня почвы на 0,7 м.

Питатель комбайна может собираться на ширину 2,25-4,5 м с активными нагревателями, что позволяет обеспечить качественную погрузку в выработках различной ширины. Привод нагребующих лап – гидравлический, ходовая часть – гусеничные тележки с индивидуальными приводами от гидромоторов через редукторы, снабженные дисковыми тормозами. Ширина скребкового конвейера – 650 мм.

Управление комбайном дистанционное с переносного пульта в зоне видимости работы механизмов комбайна.

Техническая характеристика комбайна КП25

Производительность:

<i>по углю, т/мин.</i>	2,4
<i>по породе при $f = 8$ м³/мин.</i>	0,3
<i>Размах стрелы, м:</i>	
<i>по ширине</i>	6,2
<i>по высоте</i>	4,7
<i>Мощность привода исполнительного органа, кВт</i>	120
<i>Частота вращения коронки, мин.⁻¹</i>	555; 75
<i>Скорость передвижения, м/мин.</i>	2,4; 6,4
<i>Масса комбайна, т</i>	25

Проходческие комбайны бурового действия с непрерывным рабочим процессом предназначены для проведения подготовительных выработок круглой или арочной формы на полное сечение и применяются в составе проходческих комплексов. Применение проходческих комплексов может быть экономически эффективным лишь в случае проведения подготовительных выработок большой протяженности (не менее 1000 м), в связи с высокой стоимостью комплексов, сложностью и трудоёмкостью доставки, монтажа и демонтажа. Проходческий комплекс, как правило, состоит из серийных проходческих машин, объединенных технологически и

кинематически в единую систему, обеспечивающую комплексную механизацию всех работ проходческого цикла.

Комплекс проходческий КРТ предназначен для проведения горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок арочной формы с площадью сечения в проходе 18 м^2 по породам с коэффициентом крепости $f = 6-10$, в том числе – выбросоопасным, на шахтах, опасных по газу и пыли.

Применение комплексов КРТ позволяет механизировать процессы разрушения, выгрузки и перегрузки породы, магазинирование и установку рам постоянной крепи, погрузку-разгрузку и транспортирование материалов в призабойной зоне, наращивание энергетических и транспортных коммуникаций.

Абразивность разрушаемых пород при применении шарошек с наплавкой ограничивается 35 мг, а армированных твердым сплавом не ограничивается.

Техническая характеристика комплекса КРТ

<i>Диаметр исполнительного органа, м</i>	<i>4,75</i>
<i>Техническая производительность, м/ч:</i>	
<i>по невыбросоопасным породам с $f = 6-10$</i>	<i>1,1 и более</i>
<i>по выбросоопасным породам</i>	<i>0,8 и более</i>
<i>Мощность электродвигателей, кВт:</i>	
<i>исполнительного органа комбайна</i>	<i>264</i>
<i>комплекса</i>	<i>550</i>
<i>Длина комплекса, м</i>	<i>не более 23</i>
<i>Масса комплекса, т</i>	<i>130</i>

В состав комплекса КРТ входят: комбайн, транспортный мост с манипулятором, прицепное оборудование. Комбайн включает в себя исполнительный орган, щит, перекрытие, редукторную группу, механизм перемещения бермовых органов, каретку, левый и правый лемех. Электрооборудование – от передвижной трансформаторной подстанции, перемещающейся вместе с комплексом.

Исполнение электрооборудования комплекса – рудничное, взрывобезопасное (РВ), напряжение 660 В.

При проведении выработки разрушение забоя осуществляется последовательно в два приёма торovým забурником диаметром 3,8 м и коническим расширителем до диаметра 4,75 м. Отбитая порода ссыпается в нижний свод выработки и ковшами поднимается к разгрузочному окну, где нагружается на ленточный перегружатель транспортного моста. Последний доставляет и грузит породу в шахтные транспортные средства. Для придания выработке арочной

формы комбайн оборудован органами, работающими синхронно с торовым забурником. Порода от бермовых органов с помощью лемехов перемещается в нижний свод, образуя почву выработки.

Перемещение комбайна вдоль выработки осуществляется с помощью распорно-шагающего устройства, состоящего из распорного пояса, задней опорной каретки и двух гидроцилиндров подачи. Для направленного вождения и контроля положения комбайна в выработке применен лазерный указатель курса.

Крепление выработки, проведенной комплексом, осуществляется специальной металлической пятизвенной арочной крепью, которая магазинируется в задней части комплекса при помощи манипулятора, управляемого дистанционно с кнопочного пульта управления. Предусмотрена специальная схема вентиляции и пылеподавления.

Управляют комплексом с пульта, расположенного на прицепном оборудовании.

Комплекс "Союз-19У" предназначен для проведения магистральных, горизонтальных и слабонаклонных (до $\pm 10^\circ$) горных выработок арочной формы большой протяженности диаметром в проходке 4,75 м (18,6 м²) по породам средней крепости и крепким породам с $f = 6-10$. Комплекс "Союз-19У" состоит из проходческого комбайна бурового непрерывного действия и прицепного оборудования к нему: крепемонтажного устройства с краном, ленточного перегружателя и прицепных опор.

Разрушение пород осуществляется с поверхности забоя комбинированным исполнительным органом, который состоит из центральной плоской части диаметром 2,4 м (25% всей площади забоя), оснащенной дисковыми лобовыми шарошками с шагом разрушения 40 мм и периферийной конической, оснащенной тангенциальными дисковыми шарошками с шагом разрушения 80 мм. Исполнительный орган вращается с угловой скоростью 0,83 рад/с четырьмя электродвигателями мощностью 640 кВт. Бермовые конические исполнительные органы оснащены тангенциальными дисковыми шарошками и вращаются с угловой скоростью 1,05 рад/с электродвигателями мощностью по 37 кВт. Порода, разрушенная бермовыми фрезами, сгребается лемехом в расположенную ниже берм выемку, образованную основным исполнительным органом.

Основной и бермовый исполнительные органы перемещаются одновременно гидравлическими домкратами. Распорно-шагающий гидравлический механизм перемещения состоит из двух жёстко соединённых между собой поясов и вспомогательного распора. Порода, разрушенная исполнительным органом, зачерпывается ковшами, расположенными на окружности исполнительного органа, и через окно в щите выпускается на ленточный конвейер комбайна, с которого поступает на ленточный перегружатель и далее на транспортные средства шахты. Для защиты машиниста от вывалов породы предусмотрено щитовое перекрытие, установленное над комбайном.

Крепление выработки осуществляется арочной пятизвенной крепью. Три верхних звена собираются в комплекты (до 30) и подвешиваются на крепемонтажном устройстве, а затем подаются вперед на место посредством грузоподъёмника. Масса комплекса – 280 т.

Управление силовым электроприводом производится в ручном и полуавтоматическом режимах. Пылеподавление осуществляется орошением и пылеотсосом.

7.2. Погрузочные машины

Погрузочные машины предназначены для механизации погрузки горной массы в вагонетки, на конвейеры и другие транспортные средства при проведении горных выработок. По исполнительному органу и способу погрузки они делятся на ковшовые машины с рабочим органом периодического действия, которые имеют нижний захват горной массы и прямую или ступенчатую погрузку, и машины с рабочим органом непрерывного действия в виде нагребующих лап, которые имеют боковой захват горной массы и ступенчатую погрузку. Принята следующая единая индексация погрузочных машин: ковшовые машины имеют буквенный шифр ППН – погрузочная периодического действия нижнего захвата; машины с надгребующими лапами – буквенный шифр ПНБ – погрузочная непрерывного действия бокового захвата.

Машины ППН1 и ППН1С ковшового типа, пневматические, с колесно-рельсовым механизмом передвижения предназначены для погрузки разрушенной горной массы в вагонетки и другие

транспортные средства при проведении горизонтальных подготовительных горных выработок.

Погрузочные машины приводятся в действие пневмодвигателями, один из которых приводит в движение погрузочный ковш, другой передвигает машину по рельсовому пути.

Погрузочный орган представляет собой ковш, оснащённый зубьями. Задняя стенка ковша имеет параболическую форму, что увеличивает дальность выброса горной массы и обеспечивает равномерность загрузки вагонеток. Для увеличения фронта погрузки верхняя часть машины выполнена поворотной, установленной на ходовой тележке на шариковом поворотном кругу, и закреплена шкворнем. На поворотной платформе размещены редукторы подъёма, рабочего механизма, пускового устройства и оросительной системы.

Техническая характеристика машин

	<i>ППН1</i>	<i>ППН1С</i>
<i>Производительность, м³/мин.</i>	1,2	1
<i>Вместимость ковша, м³</i>	0,25	0,2
<i>Крупность погружаемого материала, мм</i>		350
<i>Фронт погрузки, мм</i>		2200
<i>Мощность привода, кВт</i>	21	18
<i>Колея, мм</i>		600; 750; 900
<i>Габариты, мм:</i>		
<i>длина</i>		2250
<i>ширина</i>		1150
<i>высота</i>		1500
<i>Масса, кг</i>		3800

В машине ППН1 по сравнению с ППН1С повышена техническая производительность благодаря применению конструкции исполнительного органа более совершенной формы, что позволило увеличить заполнение ковша в 1,2-1,4 раза.

Машина ППН1 серийно производится Дарасунским заводом горного оборудования.

Машины 1ППН5 и 1ППН5П предназначены для механизированной погрузки предварительно разрыхлённой горной массы при проведении подготовительных горных выработок буровзрывным способом в породах с $f < 16$. Погрузочная машина грузит горную массу в шахтные вагонетки, на конвейер и другие транспортные средства в выработках с площадью сечения не менее $7,5 \text{ м}^2$ в свету.

Машина 1ППН5 оснащена электроприводом, а 1ППН5П – пневмоприводом. Состоит из рамы с колёсно-рельсовым механизмом передвижения, ковша со стрелой и ленточного конвейера. Ковш поднимается цепями, которые наматываются на лебёдку.

Оросительная система состоит из форсунок, которые закреплены на поворотной стойке с правой и левой стороны ковша и предназначены для орошения места внедрения ковша в горную массу и мест перегрузки ковша в бункер и с конвейера в вагонетку. Вода подается в систему орошения по гибкому резиноканевому рукаву.

Техническая характеристика машин

	<i>1ППН5</i>	<i>1ППН5П</i>
<i>Производительность, м³/мин.</i>		1,25
<i>Вместимость ковша, м³</i>		0,32
<i>Крупность погружаемых кусков, мм</i>		400
<i>Фронт погрузки, мм</i>		4000
<i>Колея, мм</i>		600; 750; 900
<i>Ширина ленты конвейера, мм</i>		650
<i>Мощность электродвигателя, кВт:</i>		
<i>главного привода</i>	14	—
<i>конвейера</i>	7,5	—
<i>Напряжение питающей сети, В</i>	380; 500; 660	—
<i>Мощность пневмодвигателя, кВт:</i>		
<i>главного привода</i>	—	14,7
<i>конвейера</i>	—	8,8
<i>Скорость передвижения машины, м/мин.:</i>		
<i>вперёд</i>		47
<i>назад</i>		34
<i>Скорость движения ленты, м/с</i>		1,3
<i>Высота загрузки, мм</i>		1450
<i>Габариты, мм:</i>		
<i>длина</i>		7535
<i>ширина</i>		1700
<i>высота</i>		2250
<i>Масса, кг</i>		9000

Машины 1ППН5 и 1ППН5П серийно изготавливаются Александровским машиностроительным заводом.

Машина ППМ4У предназначена для погрузки разрушенной горной массы в шахтные вагонетки или другие транспортные средства при проведении выработок с вмещающими породами с $f \leq 14$. Максимальный угол наклона выработки – 18°.

Техническая характеристика ППМ4У

<i>Производительность, м³/мин</i>	<i>1,25</i>
<i>Вместимость ковша, м³</i>	<i>0,32</i>
<i>Крупность погружаемого материала, мм</i>	<i>350</i>
<i>Фронт погрузки, мм</i>	<i>4000</i>
<i>Колея, мм</i>	<i>600, 750; 900</i>
<i>Ширина ленты конвейера, мм</i>	<i>650</i>
<i>Скорость движения ленты, м/с</i>	<i>1,3</i>
<i>Мощность двигателей, кВт:</i>	
<i>главного привода</i>	<i>14</i>
<i>конвейера</i>	<i>7,5</i>
<i>Напряжение питающей сети, В</i>	<i>380; 500; 660</i>
<i>Габариты, мм:</i>	
<i>длина</i>	<i>8200</i>
<i>ширина</i>	<i>1800</i>
<i>высота</i>	<i>2350</i>
<i>Масса, кг</i>	<i>10000</i>

Погрузочная машина ППМ4У ковшового типа, с колесно-рельсовым механизмом передвижения состоит из рамы с ходовой тележкой, погрузочного ковша, передаточного конвейера, привода механизма передвижения, конвейера, лебёдки с канатом и упорной стойки.

Исполнительный орган состоит из ковша, стрелы и ковшовых цепей, которые накручиваются на барабан и поднимают ковш. Горная масса разгружается на конвейер, который подаёт её в вагонетку, расположенную под разгрузочной консолью. При повышенных углах наклона выработки горная масса удерживается на рабочей ленте конвейера благодаря специально выполненным выступам. Вагонетка удерживается под разгрузочной частью консоли конвейера машины канатом лебёдки, расположенной в верхней части уклона.

Машина МПКЗ предназначена для погрузки горной массы в вагонетки, на конвейер и другие транспортные средства и применяется в шахтах, опасных по газу или пыли, при проведении горизонтальных и наклонных (до $\pm 10^\circ$) выработок с площадью сечения в свету не менее $6,4 \text{ м}^2$ при погрузке на конвейер и $14,4 \text{ м}^2$ - в вагонетки.

Техническая характеристика МПКЗ

<i>Производительность, м³/мин.</i>	<i>2,4</i>
<i>Вместимость ковша, м³</i>	<i>1</i>
<i>Крупность горной массы, мм</i>	<i>< 800</i>
<i>Установленная мощность двигателей, кВт</i>	<i>55</i>

Давление на грунт, МПа	0,09
Габариты, мм:	
длина	5200
ширина	1800
высота	2200
Масса, кг	10000

Погрузочная машина МПКЗ гидрофицированная с боковой разгрузкой ковша состоит из погрузочного органа, механизма передвижения, привода насосной станции. Электрооборудование машины получает питание от сети переменного тока частотой 50 Гц и напряжением 380 или 660 В.

Перемещение машины, подъём исполнительного органа, черпание, боковая разгрузка ковша и натяжение траковой цепи осуществляется гидравлически. Управляют машиной из кабины, где установлены гидравлический и электрический пульты управления.

Механизируется ряд вспомогательных операций проходческого цикла доставки крепёжных материалов, подъём и установка элементов крепи. Наличие на ходовых тележках откидывающихся кронштейнов позволяет перевозить элементы арочной крепи. Съёмными приспособлениями, монтируемыми на ковше, можно устанавливать верхняки крепи.

Машина 1ПНБ2 предназначена для механизированной погрузки разрушенной горной массы с $f \leq 6$ и кусками крупностью не более 400 мм на конвейер или в вагонетки при проведении горизонтальных и наклонных (до 10°) подготовительных выработок с площадью сечения не менее $4,5 \text{ м}^2$.

Техническая характеристика 1ПНБ2

Производительность, $\text{м}^3/\text{мин}$.	2,2
Ширина захвата, мм	1300
Суммарная мощность электродвигателей, кВт	31
Напряжение питающей сети, В	380;660
Скорость движения машины, м/с	0,16
Ширина желоба скребкового конвейера, мм	535
Скорость движения цепи конвейера, м/с	0,9
Габариты, мм:	
длина	7280
ширина по питателю	1800
высота в транспортном положении	1250
Масса, кг	7500

Погрузочная машина 1ПНБ2 включает в себя исполнительный орган, гусеничный механизм передвижения, конвейер, электро- и гидрооборудование, станцию управления и систему орошения. Исполнительный орган в виде двух нагребавших лап с кулисами смонтирован на раме питателя вместе с редуктором правой и левой лап и электродвигателем. Питатель шарнирно соединён с рамой ходовой части и может подниматься и опускаться гидродомкратами. Механизм передвижения машины состоит из рамы, на которой крепятся корпус редуктора гусеничного механизма, электродвигатель, балансиры, гусеничные цепи и натяжные устройства.

7.3. Бурильные установки

Для механизации бурения шпуров и повышения производительности бурения в 3-5 раз всё более широкое применение получают бурильные установки на тележках. Такая установка представляет собой бурильную машину, состоящую из бурильной головки с подающим механизмом (податчиком), установленную на гидрофицированном манипуляторе на тележке. Установка позволяет одной штангой бурить в необходимом направлении шпур на полную глубину (до 3 м) в оптимальном режиме.

В угольной промышленности основное применение получили бурильные установки на тележках с одной или двумя бурильными машинами вращательного или вращательно-ударного действия на колесно-рельсовом ходу. При выборе типа бурильной машины для конкретных горно-геологических условий необходимо исходить, прежде всего, из размеров и назначения горной выработки, крепости буримых пород, вида энергии, технической характеристики бурильной машины.

Технические характеристики основных бурильных установок на тележках приведены в табл. 7.2.

Бурильная пневматическая установка БУ1М (БУ1Б) вращательно-ударного действия предназначена для бурения шпуров по породе с коэффициентом крепости $f = 6-16$ при проведении горизонтальных горных выработок сечением от 6 до 20 м². Установка оснащена бурильной головкой 1100-1-1М или БГА1М; в последнем случае она имеет индекс БУ1Б.

Таблица 7.2.

Технические характеристики бурильных установок

Параметры	БУЭ-1М	БУЭ-3	БКГ2	БУ1М	БУ1Б	БУР2 (БУР2Б)
1	2	3	4	5	6	7
Вид энергии	электрическая			пневматическая		
Установленная мощность, кВт	15	30	40	—	—	—
Способ бурения	вращательный и вращательно-ударный			вращательно-ударный		
Коэффициент крепости пород	6-16	8-16	до 16	до 12	8-16	до 16
Максимальная глубина бурения, м	2,8	4,2	3,5	3,7	3,7	3,9
Максимальная ширина бурения с одной установки машины, м	3,3	5,2	4,5	5,0	5,0	5,5
Сечение выработки, м ²	6-10	9-25	9-22	6-20	6-20	8-25
Число бурильных машин	1	2	2	1	1	2
Механизм подачи:	цепной		гидравлический	винтовой		
- тип						
- ход подачи бурильной машины, м	3	3		2,8	2,7	2,7
- максимальное усилие подачи, кН	17	17	17	11	11	8
Бурильная головка, тип	вращательная и вращательно-ударная			1100-1-1М; БГА1М		БГА1М
Энергия удара, Н · м	50	50	70	50	85	85
Частота ударов в минуту	2500	2500	3000	3500	2600	2600
Частота вращения шпинделя, об./мин.:						
- вращательная головка	151; 317; 731		175; 245	150	150	150
- вращательно-ударная головка	144; 376		290; 400	150	150	100
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин.	—	—	—	10-12	10-12	20-25
Масса установки, т	5,4	9,8	5,5	2,3	2,3	5,7

Установка БУ1М состоит из бурильной машины, манипулятора, верхней и нижней тележек. Установка снабжена складными балками-рельсами, которые подкладываются под перекладные ролики нижней тележки. Вся установка с помощью кривошипных механизмов поднимается вверх и перекачивается на соседний путь.

Бурильная головка состоит из пневмоударника и вращателя, который передаёт крутящий момент буровой штанге от шестеренного нереверсивного пневмомотора мощностью 3,7 кВт через трёхступенчатый редуктор. При вращении буровой штанги пневмоударник наносит своим бойком удары по её хвостовику. Перемещение бурильной головки по направляющей балке бурильной

машины и осевой нажим на забой осуществляется при помощи винтового податчика. Последний приводится в действие от реверсивного шестеренного пневмомотора мощностью 18,4 кВт через две пары зубчатых колес.

Стрела манипулятора получает вращение вокруг своей продольной оси от пневмомотора через червячно-цилиндрический редуктор.

Насос гидросистемы приводится в действие от пневмомотора через одноступенчатый редуктор. Масло под давлением от шестеренного насоса, встроенного в бак верхней тележки, подаётся к гидрораспределителю, а от него – к гидроцилиндру подъёма и двум гидроцилиндрам поворота стрелы манипулятора относительно верхней тележки, а также к гидроцилиндру продвижения верхней тележки относительно неподвижной нижней. На верхней тележке установлены насосная станция, пневмо- и гидропульты управления, на нижней – захваты за рельсы и боковые откидные пневмодомкраты для придания установке устойчивости при бурении. Распор бурильной машины в массив забоя производится двумя пневмодомкратами. Бурение ведётся с боковой промывкой.

При ведении подготовительных и очистных работ возникает необходимость бурения большого числа скважин различного назначения по углю и породе. Для этой цели применяются буровые станции. Основным способом бурения – вращательный. Рабочим органом бурового станка является буровая машина, состоящая из бурильной головки (вращателя) и механизма подачи. Вращатель предназначен для передачи крутящего момента от двигателя буровому ставу с рабочим инструментом. Механизм подачи обеспечивает поступательное перемещение бурового става и создаёт определенную осевую нагрузку.

Технические характеристики некоторых станков приведены в табл. 7.3.

Буровой станок Б100-200 предназначен для бурения по углю и некрепким породам дегазационных, увлажнительных, водоспускных, вентиляционных и другого назначения скважин диаметром 100, 130 мм, глубиной до 200 м в пологих и до 150 м в крутых из подготовительных выработок в любом направлении, с дистанционным управлением и автоматическим наращиванием бурового става. Станок производится в двух исполнениях: с электрическим (Б100-200Э) и пневматическим (Б100-200П) приводами.

Буровой станок Б100-200 состоит из бурильной машины вращательного действия БСА; питателя для автоматического наращивания буровых штанг; маслостанции; аппаратуры АНС9, обеспечивающей автоматическое управление процессом наращивания бурового става с автоматической стабилизацией тока двигателя вращателя и защиты его от опрокидывания при технологических перегрузках; бурового инструмента; промывочного насоса; пусковой электроаппаратуры и станции управления САУБ.

Таблица 7.3.

Технические характеристики буровых станков

Параметры	Б100-200	Б68КП	"Стрела-77"
Вид энергии	электрическая, пневматическая	пневматическая	электрическая, пневматическая
Мощность двигателя, кВт:			
вращателя	17	30	35
маслостанции	10	18	7,5
Производительность при бурении по углю, т/ч	20	25	по породе 2,5
Диаметр скважины, мм	100;130	250; 400; 600; 800	190;1000
Глубина бурения, м	200	150	до 100
Угол наклона скважины к горизонту, град.	0-90	45-90	40-90
Скорость подачи, м/мин:			
рабочая	0-2,0	0-3,0	0-0,7
маневровая	0-9,0	0-6,5	0-2,2
Максимальное усилие подачи, кН	50	200	380
Рабочее давление в гидросистеме, МПа	16	20	2,5
Масса установки (безбурового инструмента), т	—	4,5	4,5

Буровой станок Б86КП предназначен для бурения восстающих скважин (вентиляционных, разрезных и др.) по углю на крутых пластах мощностью 0,35 м и более, диаметром 300, 400 мм и при разбуривании обратным ходом диаметром 600, 800 мм на длину до 160 м). Станок Б68П включает: насосную станцию с регулируемым реверсивным насосом с подачей 50 л/мин для питания рабочей жидкостью гидродомкратов гидравлической системы; установочные механизмы, обеспечивающие подъём на необходимую высоту, наклон оси бурения и закрепление машины в выработке посредством гидроцилиндров распора; пульты управ-

ления, обеспечивающие дистанционное управление машиной с расстояния до 20 м; буровой инструмент; оросительную систему для подачи воды под давлением к форсункам, установленным около устья скважины или непосредственно в забой через полый буровой став.

Гезенкопроходческая буровая машина "Стрела-77" (рис.7.1) предназначена для проведения восстающих выработок под углом наклона 40-90° круглого сечения (скважин) диаметром 1 м и длиной до 100 м по породам с коэффициентом крепости до 10 на шахтах любой категории по газу. Пройденные выработки могут быть использованы в качестве скатов, гезенков для спуска угля и породы, перемещения людей, доставки материалов, вентиляции и других целей. Машина "Стрела-77" разработана в двух исполнениях: с электрическим приводом – Сэ-77, с пневматическим приводом – Сп-77.

Технические характеристики машин

	<i>Сп-77</i>	<i>Сэ-77</i>
<i>Диаметр исполнительного органа</i>	<i>1000</i>	<i>1000</i>
<i>Диаметр опережающего долота, мм</i>	<i>190</i>	<i>190</i>
<i>Угол установки, град.</i>	<i>40-90</i>	<i>40-90</i>
<i>Скорость проведения выработки полным сечением по породам с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М.Протоdjаконова, м/ч, не менее</i>		
<i>в пределах до 5</i>	<i>1,6...2,7</i>	<i>1,9...2,9</i>
<i>от 5 до 10</i>	<i>1,0...1,6</i>	<i>1,2...1,9</i>
<i>Сечение выработки, в которой может быть установлена машина, м², не менее</i>	<i>7,1</i>	<i>7,1</i>
<i>Количество долот на исполнительном органе, шт.</i>	<i>3</i>	<i>3</i>
<i>Вид инструмента</i>	<i>зубчатые и итыревые шарошки</i>	
<i>Основные габаритные размеры машины (снаряда-вращателя и механизма подачи), мм, не более:</i>		
<i>длина (от уровня монорельса)</i>	<i>2970</i>	<i>2970</i>
<i>ширина</i>	<i>1900</i>	<i>1900</i>
<i>высота при поднятом захвате</i>	<i>1640</i>	<i>1640</i>
<i>высота при опущенном захвате</i>	<i>1230</i>	<i>1230</i>
<i>Масса, кг, не более:</i>		
<i>машины</i>	<i>6960</i>	<i>6960</i>
<i>комплекта поставки</i>	<i>21770</i>	<i>21770</i>
<i>Привод:</i>		
<i>тип двигателя</i>	<i>ГКУ-5</i>	<i>ЭКВ 310</i>
<i>мощность, кВт</i>	<i>36</i>	<i>45</i>
<i>давление сжатого воздуха, МПа</i>	<i>0,4</i>	<i>—</i>
<i>напряжение, В</i>	<i>—</i>	<i>660</i>

<i>Механизм подачи:</i>		
<i>тип</i>	<i>гидравлический</i>	
<i>усилие подачи расчётное, кН, не более:</i>		
<i>при проведении выработки</i>	380	380
<i>при забурировании опережающего долота</i>	150	150
<i>Ход каретки подачи, мм (номин.)</i>	840	840
<i>Скорость подачи, м/мин., не менее:</i>		
<i>рабочая</i>	0...0,17	0...0,17
<i>маневровая</i>	2,2	2,2
<i>регулирование скорости подачи</i>	<i>ручное</i>	<i>автоматическое или ручное</i>
 <i>Маслостанция:</i>		
<i>насос рабочего хода подачи:</i>		
<i>тип</i>	<i>поршневой НР-06,3/500</i>	
<i>рабочее давление жидкости, МПа</i>	10	10
<i>насос маневрового хода подачи:</i>		
<i>тип</i>	<i>Г12-24БМ</i>	<i>Г12-24БМ</i>
<i>рабочее давление жидкости, МПа</i>	2,5	2,5
<i>привод насосов:</i>		
<i>тип двигателя</i>	<i>К11Л-25</i>	<i>2ВР132</i>
<i>мощность, кВт</i>	11	7,5
<i>давление сжатого воздуха, МПа</i>	0,4	—
<i>напряжение, В</i>	—	660

Монтаж машины осуществляется в следующей последовательности:

- механизм подачи устанавливается так, чтобы продольная ось машины была параллельна продольной оси выработки;
- в направляющие механизма подачи заводят снаряд-вращатель;
- разворачивают механизм подачи вместе со снарядом-вращателем на почве выработки на 90°, то есть таким образом, чтобы исполнительный орган был направлен в сторону бурения;
- крепят на раму механизм подачи захвата става и гидроцилиндры распора;
- монтируют монорельс;
- устанавливают машину в наклонное положение под углом бурения;
- устанавливают долото зубарника;

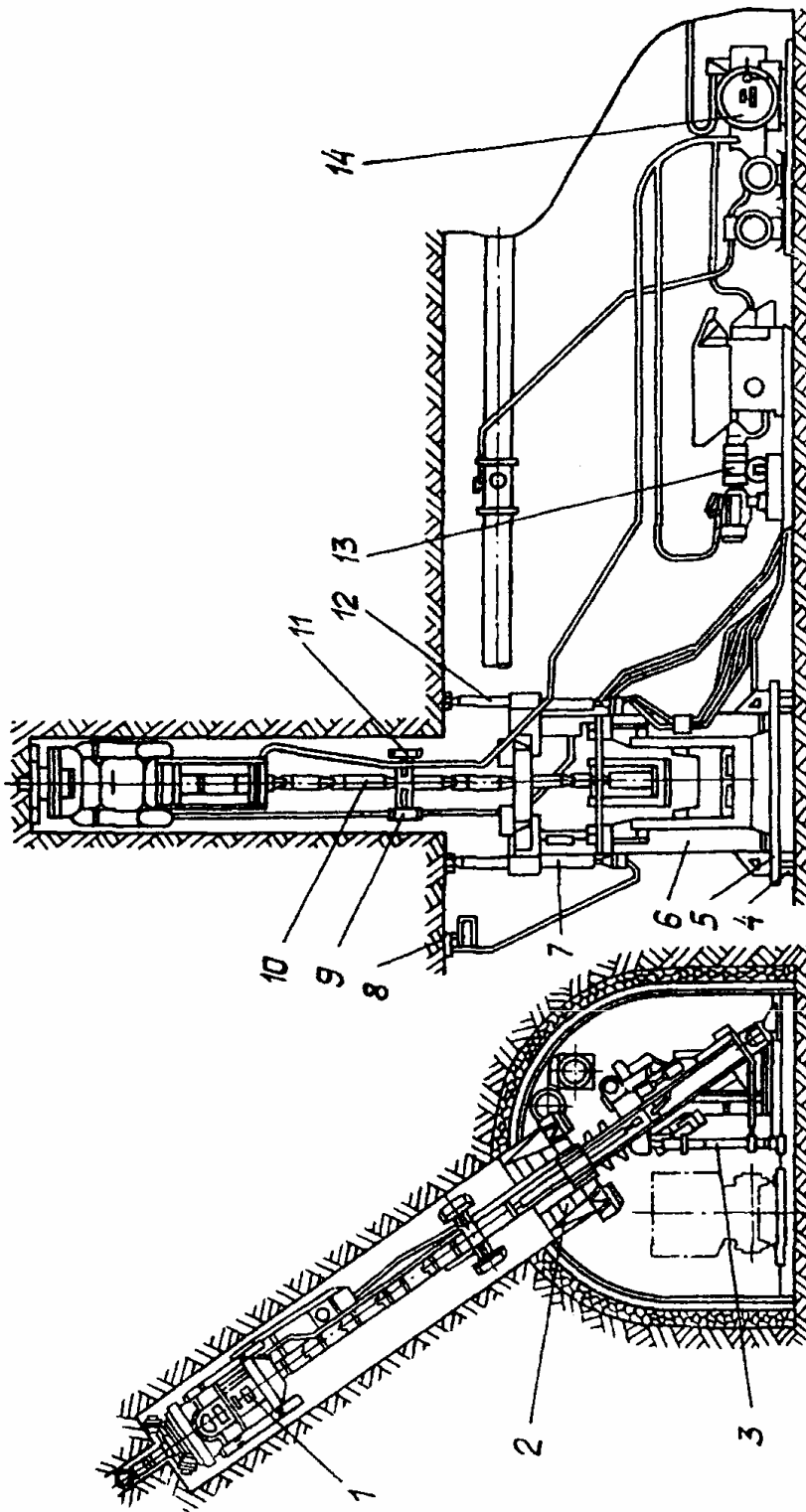


Рис. 7.1. Машина «Стрела-77»:

1 – снаряд-вращатель; 2 – механизм; 3 – стойка; 4 – рельс; 5 – башмак монорельса; 6 – каретка подачи; 7, 12 – гидродомкраты; 8 – датчик ДМТ; 9 – фонарь; 10 – стая подачи; 11 – труба вентиляционная $\varnothing 250$ мм; 13 – маслостанция; 14 – установка электроаппаратуры

- закрепляют машину в штреке при помощи распорных гидравлических и винтовых домкратов;
- монтируют разводку гидросистемы, системы орошения и пневмосистемы или электрооборудования.

7.4. Электроснабжение подготовительных забоев

Электроснабжение подземных горных работ имеет ряд особенностей, связанных со специфическими условиями горных выработок и эксплуатацией электрооборудования в условиях повышенной влажности, запылённости, опасности в отношении поражения людей электрическим током, а также возникновения взрывов в рудничной атмосфере. В связи с этим к электрооборудованию, монтажу его и эксплуатации предъявляются специальные требования, обеспечивающие нормальную его работу. Ограниченность пространства горных выработок, возможность обрушения горных пород требуют минимально возможных размеров корпусов электрооборудования, имеющих высокую механическую прочность. Возможность воспламенения рудничной атмосферы или её взрыва требуют применения специального взрыво-защищённого электрооборудования. Используемые передвижные машины и механизмы требуют подключения их при помощи гибких кабелей с применением штепсельных муфт. Повышенная опасность поражения людей электрическим током вызывает необходимость применения сетей с изолированной нейтралью и защитного отключения при снижении величины изоляции ниже допустимого значения.

Опасность возникновения пожаров по причине применения электроэнергии требует наличия надёжных максимальных защит от токов короткого замыкания, негорючих изоляционных материалов, отказа от применения маслonaполненного электрооборудования.

Для питания электроприёмников в подземных выработках шахт применяют переменный трёхфазный ток с частотой 50 Гц и напряжением 220, 380, 660, 1140 В для питания электросвёрл и систем освещения – 127 В.

Передача и распределение электрической энергии по участковым трансформаторным подстанциям осуществляется при напряжении 6 и 10 кВ.

На оболочках рудничного электрооборудования проставляют специальные знаки, указывающие виды взрывозащиты:

взрывонепроницаемая оболочка	1В, 2В, 3В, 4В
искробезопасная электрическая цепь	И
повышенная надёжность против взрыва	П
кварцевое заполнение оболочки	К
автоматическое защитное отключение	А
специальный вид взрывозащиты	С

Начальные цифры при знаке В характеризуют электрооборудование по номинальному напряжению и максимальному току короткого замыкания. Обозначения 1В, 2В, 3В, 4В соответствуют напряжению до 65, 127, 660, 6000 В и току короткого замыкания до 100, 450, 15000, 10000 А. Оболочки электрооборудования на напряжение 1140 В по виду взрывозащиты отнесены к исполнению 3В. Обозначение 1В имеет электрооборудование, взрывозащита которого выполнена без учёта дугового короткого замыкания внутри оболочки. Рудничные светильники во взрывонепроницаемой оболочке маркируются знаком 1В независимо от величины напряжения и тока короткого замыкания.

Искробезопасные электрические цепи разделяются на три уровня: I_a – особовзрывоопасный; I_b – взрывобезопасный; I_c – повышенная надёжность против взрыва в зависимости от того, какой уровень взрывозащиты должна обеспечить искробезопасная электрическая цепь.

Для количественной характеристики степени взрывозащиты электрооборудования используется понятие уровня взрывозащиты. Знак уровня взрывозащиты указывает на условия, в которых может применяться данное электрооборудование.

Знак уровня взрывозащиты РВ (рудничное взрывобезопасное) устанавливается на электрооборудовании, работа которого допускается в условиях появления взрывоопасной среды. Взрывозащитные свойства данного оборудования сохраняются только при наличии исправных элементов, обеспечивающих взрывозащиту, и выполнении всех требований по эксплуатации.

Электрооборудование со знаком уровня взрывозащиты РО (рудничное особовзрывобезопасное) применяется в условиях наличия взрывоопасной среды и сохраняет свои взрывобезопасные свойства даже при проявлении неисправностей или при повреждении элементов.

Пример маркировки рудничного взрывозащищённого электрооборудования :

РВ ЗВИС - электрооборудование с уровнем взрывозащиты "Взрывобезопасный", который обеспечивается видами взрывозащиты: ЗВ – взрывонепроницаемая оболочка; И – искробезопасная электрическая цепь; С – специальный вид взрывозащиты.

8. МЕРЫ БОРЬБЫ С ВНЕЗАПНЫМИ ВЫБРОСАМИ И ОБРУШЕНИЯМИ УГЛЯ*

8.1. Общие сведения

Меры борьбы с внезапными выбросами угля и газа можно разделить на: региональные, воздействию которых подвергаются значительные участки разрабатываемых угольных пластов до подхода очистных забоев, и локальные, осуществляемые в отдельных очистных и подготовительных забоях.

К региональным мерам относятся:

- предварительная отработка защитных пластов;
- микрокапиллярное увлажнение угля, через длинные скважины, пробуренные с откаточного или вентиляционного штреков параллельно очистному забою;
- заблаговременная длительная дегазация угольных пластов;
- направленное гидрорасчленение и дегазация пластов через скважины, пробуренные с поверхности.

К локальным мерам относятся:

- камуфлетное и сотрясательное взрывание;
- бурение дренажных скважин в очистных и подготовительных забоях;
- нагнетание воды в угольный пласт через скважины, пробуренные из очистного или подготовительного забоя в направлении его подвигания под некоторым углом в различных режимах гидрообработки;
- выполнение разгрузочных пазов;
- оперативное управление технологическими процессами выемки угля под контролем звукоулавливающей аппаратуры (ЗУА);
- применение почвоуступной технологии выемки пластов.

8.2. Использование защитных свойств разрабатываемых пластов

Опережающая разработка защитных пластов – наиболее эффективное и распространённое средство борьбы с внезапными выбросами. На выбросоопасных пластах, работающих под полной

* В написании раздела принимал участие Волошко Г.И. (Россия)

защитой других пластов, внезапные выбросы практически отсутствуют.

В Центральном районе Донбасса расширена область применения защитных пластов за счёт ввода в эксплуатацию тех, которые служат защитными. Это пласты и пропластки нерабочей мощности и некондиционные по качеству угля, а также залегающие от опасных на расстоянии 70-80 м.

На шахте им. Ю.А.Гагарина 11 участков из 13 работают под защитой. На многих шахтах внезапные выбросы произошли на пластах, которые раньше считались неопасными и на вышележащих горизонтах вели себя спокойно. Так, в 1991 году произошёл внезапный выброс на пласте "Золотарка" в поле шахты "Булавинская" гор. 490 м, где раньше не было выбросов.

Несмотря на эффективность метода борьбы с выбросами угля и газа, количество забоев, работающих под защитой, за последние годы почти не растёт. В Центральном районе Донбасса с использованием защитных пластов работают около 146 лав, или 51,4% от общего количества забоев на опасных пластах. Причина в том, что часть защитных пластов с переходом горных работ на более глубокие горизонты становятся выбросоопасными.

В числе особых явлений, связанных с разработкой выбросоопасных пластов, отмечен ряд случаев внезапных выбросов, произошедших в разное время на защищенных пластах. Различные толкования причин этих явлений вносят значительную путаницу в понимание вопроса слияния разработки защитных пластов.

Изучая горно-геологические и горнотехнические условия, при которых разрабатывались выбросоопасные и защитные пласты, и анализируя обстоятельства выбросов на защищаемых пластах, можно с достаточной достоверностью убедиться в причинах их вызвавших.

Известны случаи внезапных выбросов, произошедших в зонах сохранившегося напряжённого состояния, где в силу определённых горнотехнических условий не было разгрузки от горного давления и дегазации опасного по выбросам пласта. Наиболее изученным из этих условий является оставление угольных целиков в очистном пространстве защитного пласта, в результате чего формируется на защищаемом пласте так называемая зона повышенного горного давления (ЗПГД). Но наиболее распространёнными случаями выбросов на защищаемых пластах являются такие, когда под

влиянием горно-геологических и горнотехнических условий не произошла дегазация или произошла в недостаточной мере. Таким условием является наличие в толще междупластий прочных песчаников, которые препятствуют деформации пород междупластья, раскрытию трещин в породах, препятствуя тем самым миграции газа из выбросоопасного пласта. В таких условиях, даже при сравнительно небольших размерах междупластья, не происходит достаточная дегазация защищаемого пласта, в нём сохраняется повышенное газовое давление.

Примером явлений, когда породы междупластий оказывают экранирующее действие, является надработка выбросоопасного пласта. На некоторых шахтах эффективная защита одного пласта при надработке его другим достигается с помощью искусственной дегазации скважинами, пробуренными из откаточного штрека по простиранию. Напряжённость угольного массива, зависящая от давления собственного веса вышележащих пород и давления, заключенного в угле газа, после дегазации пласта уже не может восстанавливаться до первоначального значения, то есть при восстановлении горного давления первоначальная способность к внезапным выбросам пласта не восстанавливается.

С переходом горных работ на большие глубины разработки возросло количество опасных пластов и снизилось число пластов, используемых в качестве защитных, поэтому отдельные шахты оказались в условиях разработки только опасных пластов. В связи с этим, принцип использования защитных пластов в новых условиях должен быть заменён принципом использования защитных свойств пластов, при котором достигается разгрузка и дегазация каждого последующего пласта. Пересматривается принятый порядок отработки, как в пределах полей действующих шахт, так и при закладке новых. Коренное улучшение условий разработки наиболее опасных, с точки зрения выбросоопасности, пластов может быть достигнуто только при переходе на отработку шахтных полей в восходящем порядке. Применение восходящего порядка вскрывает резервы проблемы борьбы с внезапными выбросами, коренного изменения условий дегазации, оставления породы от прохождения выработок в выработанном пространстве отработанных этажей шахтного поля.

В результате неплановой выемки угля на действующих и ранее отработанных горизонтах шахт образуются зоны концен-

трации напряжений, представляющие потенциальную опасность возникновения внезапных выбросов угля и газа. В связи с этим на всех шахтах проводится геометризация соотношений работ в смежных пластах и установление участков, потенциально опасных в отношении выбросов, в соответствии с "Инструкцией по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа".

Минимальная допустимая мощность междупластий (h_{\min}) при подработке определяется из выражения:

$$h_{\min} \geq k \cdot m \cdot \cos \alpha \quad \text{при } \alpha < 60^\circ, \quad (8.1)$$

$$h_{\min} \geq k \cdot m \cdot \sin \frac{\alpha}{2} \quad \text{при } \alpha \geq 60^\circ, \quad (8.2)$$

где m – мощность защитного пласта, м;

α – угол падения пласта, град.;

k – коэффициент, учитывающий горно-геологические и горнотехнические условия разработки защитного пласта; диапазон изменения k – от 4 до 10.

При разработке защитных пластов следует применять способы управления кровлей полным обрушением или плавным опусканием.

При надработке защитными пластами мощностью 0,5 м и менее не допускается оставление отбитой породы в выработанном пространстве. Проведение разрезной печи на защищаемом пласте производится после определенного развития горных работ на защитном пласте. Ведение горных работ в зонах ПГД при переходе створов с границами очистных работ соседних пластов (целиков, краевых частей оставленных очистных забоев и др.) встречными забоями не допускается.

Выбор порядка применения комплекса мер предотвращения внезапных выбросов в зонах ПГД производится в зависимости от расстояния между пластами и наличия горных работ на соседних пластах.

Ведение горных работ в зонах ПГД при переходе створов оставленных очистных работ при мощности междупластья менее 10 м допускается при механизированной выемке угля без присутствия людей в забое или в режиме сотрясательного взрывания.

На угрожаемых пластах с текущим прогнозом последний производится при переходе створов по всей зоне ПГД.

Оценка эффективности защитного действия включает анализ опыта разработки пласта и экспериментальную оценку изменения напряжённого и газодинамического состояния пластов по выходу буровой мелочи и начальной скорости газовыделения, которые измеряют на двух участках: не подверженных надработке (подработке) и в надработанных зонах. Защита считается эффективной при отсутствии на надработанном или подработанном участке значений выхода буровой мелочи и начальной скорости газовыделения, превышающих критические. В отдельных случаях имеют место мало изученные явления, когда значение выхода буровой мелочи превышает критическое, а скорость газовыделения близка к нулю.

Контроль эффективности защитного действия может производиться акустической эмиссией (АЭ) по АЭ массива.

Дегазация крутых выбросоопасных пластов применяется при расстоянии между защитным и выбросоопасным пластом не более 100м. Дегазация надрабатываемого пласта осуществляется скважинами, пробуренными из полевого штрека, расположенного в почве или кровле опасного пласта, или из откаточного штрека защитного пласта, располагая их в три ряда. Бурение скважин, герметизация, водоотделение и контроль режима их работы производят в соответствии с "Руководством по дегазации шахт". Увлажнение и дегазация пластов, как региональные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа на незащищённых пластах, на шахтах ЦРД, как правило, не производятся.

8.3. Локальные способы предотвращения внезапных выбросов угля и газа

8.3.1. Гидрорыхление и гидроотжим угольного пласта

Гидрорыхление – высоконапорное нагнетание воды в угольный пласт, обеспечивающее разгрузку и дегазацию призабойной части пласта.

Нагнетание воды производится через шпуры диаметром 43-45 мм, пробуренные непосредственно из очистного или подготовительного забоя.

Область применения гидрорыхления распространяется только на те пласты, где можно обеспечить надёжную герметизацию скважин на заданную глубину и соответствующую пропитку угольного массива. Как правило, длина скважин составляет 6-9 м при глубине герметизации l_2 соответственно 4-7 м.

Количество воды, подаваемое в одну скважину при нагнетании, определяется из выражения:

$$Q = \frac{2 \cdot R_э \cdot q \cdot m \cdot \gamma}{1000} \cdot (l_2 + l_n), \text{ л/мин.}, \quad (8.3)$$

где $R_э$ – эффективный радиус нагнетания воды в пласт, м;

$$R_э \leq 0,8 l_2;$$

q – удельный расход воды, л/т, по данным практики $q > 20$ л/т;

m – мощность пласта, м;

γ – удельный вес угля, т/м³;

l_n – величина неснижаемого опережения, м; $l_n = 2$ м.

Давление воды при нагнетании принимается равным $(0,75-2,0) \cdot \gamma \cdot H$ (H – глубина разработки от поверхности, м), темп нагнетания должен составлять не менее 3 л/мин.

Число скважин и их расположение принимают в зависимости от ширины полосы угольного массива, подлежащего гидрорыхлению. Скважины, как правило, бурят по наиболее крепкой пачке. Для герметизации скважин применяют гидрозатворы длиной не менее 2,5 м с удлинителями.

Для нагнетания воды в угольный пласт используют высоконапорные насосные установки, обеспечивающие необходимое давление и производительность. Гидрорыхление осуществляется дистанционно (расстояние насосной установки от скважины должно быть более 30 м).

Для крутых и крутонаклонных пластов, сложенных мягкими сыпучими углями, необходимо предусмотреть сплошную затяжку забоя в месте расположения скважин и усиленное крепление нависающего массива кутковой части забоя.

Ведутся работы по разработке технологии и средств интенсифицированной гидрообработки выбросоопасных пластов при проведении подготовительных выработок. Суть заключается в том, что большая часть выбросоопасных пластов по своим гидрологическим свойствам характеризуется низкой приемистостью воды. В этом случае эффективное гидрорыхление пласта может

производиться только при высоком давлении $(2,0-3,0) \cdot \gamma \cdot H$ и повышенном удельном расходе воды (50-100 л/т).

Гидроотжим, являясь эффективным комплексным способом борьбы с выбросами, отличается высокой эффективностью. Недостатком этого способа является то, что процесс воздействия на угольный массив неуправляем. Глубина обработки угольного массива (4-5 м) недостаточна. И самое главное, этот способ не может быть применён для обработки крутых пластов, склонных к внезапным обрушениям угля.

Гидроотжим применяют в забоях очистных и подготовительных выработок, за исключением восстающих подготовительных и очистных потолкоуступных забоев.

Глубина герметизации шпуров составляет 2,0-5,5 м. Длину шпура принимают на 0,3 м больше l_2 .

Максимальное давление определяется из выражения

$$P_{\max} \geq 0.75 \cdot P_c, \text{ МПа}$$

где P_c – потери давления в гидросети, МПа.

Насосные установки, предназначенные для гидроотжима должны иметь производительность не менее 30 л/т и располагаться не ближе 120 м от забоя подготовительной выработки.

8.3.2. *Образование разгрузочных пазов и щелей*

Разгрузочные пазы образуют с помощью, специальных установок, имеющих дистанционное управление.

Пазы выполняются как в очистных, так и в подготовительных выработках и должны быть сплошными. При этом ширина паза должна быть 60-80 мм и соответственно глубина не должна превышать 2,5 м.

В забоях пластовых штреков при отработке крутых пластов два паза ориентируют под углом 5-10° к направлению проведения выработки.

В лавах с потолкоуступной формой забоя в верхнем кутке каждого уступа выполняют один разгрузочный паз под углом 5-10° к направлению забоя. При этом нависающий угольный массив, по мере образования пазов, перекрывают на всю глубину обрезными досками толщиной не менее 40 мм, под свободный конец которых подбивают стойки. Разгрузочные щели, как правило, выполняются при вскрытии пластов и проведении подготовительных выработок

по тонким пластам смешанным забоем комбайнами избирательного действия.

8.3.3. Оперативное управление интенсивностью технологических процессов

При отработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, в очистных забоях, оборудованных щитовыми агрегатами и комбайнами, а также в подготовительных забоях может применяться оперативное управление интенсивностью выемки угля. Под оперативным управлением понимают изменение режима технологического воздействия на пласт по результатам контроля акустической эмиссии (АЭ) горного массива с помощью звукоулавливающей аппаратуры. Оперативное управление реализуется в системе "машина-массив" своевременной приостановкой технологического процесса по команде оператора сейсмопрогноза с последующим решением на возобновление работы. Для осуществления оперативного управления используются специальная аппаратура дистанционного отключения, разработанная для машин с пневматическим и электрическим приводом.

8.4. Технологические меры борьбы с внезапными выбросами угля и газа

8.4.1. Комбайновая выемка пластов лавами без оставления магазинных уступов

При отработке пластов Центрального района Донбасса применяются узкозахватные комбайны "Поиск-1", "Поиск-2", "Поиск-2РА", КУ-410. Применение комбайнов позволяет механизировать выемку угля и в значительной мере повысить безопасность работ в очистном забое, кроме того, на участках с комбайновой выемкой угля повышается производительность труда и снижается себестоимость угля.

При обычной, принятой технологии комбайновой выемки крутых пластов и существующей системе разработки комбайновые лавы делятся на две части – машинную и потолкоуступную, состоящую из нескольких уступов, служащих для магазинирования угля. Длина машинной части лавы колеблется в пределах от 40 до 120 м и составляет в среднем 70% от всей длины лавы.

Магазинирование угля позволяет сгладить имеющиеся недостатки в работе транспорта и обеспечить бесперебойную работу лавы в случае отсутствия порожняка на участке. Однако этот, положительный на первый взгляд, фактор имеет ряд существенных недостатков, снижающих эффективность работы механизированных участков. Основные недостатки заключаются в следующем. Оставление в нижней части комбайновой лавы нескольких уступов повышает трудоёмкость работ из-за выемки угля в уступах, снижает коэффициент использования комбайна. При длине уступной части лавы 50 м и машиной – 80 м трудоёмкость составляет 47 чел.·см. на цикл. Если же лава отрабатывается без уступной части, трудоёмкость составляет 23,6 чел.·см. При этом скорости продвижения машинной и уступной частей лавы не соответствуют друг другу, механизировать доставку лесных материалов по всей длине лавы невозможно, затруднена выгрузка добытого угля из-за влажности и слёживания, отбитый уголь попадает в выработанное пространство и является источником пожара при отработке пластов угля, склонного к самовозгоранию, усложнено проветривание потолкоуступной части лавы по сравнению с проветриванием прямолинейной части, особенно кутков, где часто скапливается метан.

Кроме того, при интенсивной выемке угля не исключается возможность подсыпки нижней части лавы. В результате не обеспечивается сохранение запасных выходов, находящихся впереди очистных забоев. Создаются определённые трудности при креплении сопряжений уступной и машинной частей очистного забоя. Угольный массив машинной части лавы смещён в сторону выработанного пространства на 15-17 м и находится в зоне повышенных напряжений. Обычно в этой зоне уголь раздавливается, ухудшается состояние боковых пород.

Оставление магазинных уступов в лавах, работающих на выбросоопасных пластах, усложняет организацию работ в забое, так как во время выемки угля комбайном запрещается ведение каких бы то ни было работ в уступах в присутствии людей в лаве ниже комбайна. Когда же в уступах ведутся работы, нельзя вести выемку комбайном. Наличие уступов на таких пластах требует выполнения большого объёма специальных и не всегда эффективных мероприятий по предупреждению внезапных выбросов. К тому же сам процесс выполнения этих мероприятий весьма трудоёмок и

опасен, так как в большинстве случаев скважины бурятся ручным сверлом.

Несмотря на большие затраты, мероприятия по предупреждению внезапных выбросов при существующей буровой технике не всегда могут быть выполнены. Например, бурение опережающих скважин в лавах крутых пластов может дать соответствующий эффект, если длина скважин 10-12 м, в то время как с помощью ручных сверл с большим трудом можно пробурить скважины длиной 6 м. Таким образом, существующая технология комбайновой выемки крутых пластов с оставлением магазинных уступов обладает весьма ограниченными возможностями с точки зрения безопасности работ и технико-экономических показателей. Этот же вывод подтверждается в результате анализа аварий, связанных с внезапными выбросами угля и газа при выемке угля комбайном. При внезапных выбросах обрушивается большое количество угля, выделяется метан. Уголь засыпает магазинные уступы и перекрывает запасные выходы. Доступ воздуха в призабойное пространство прекращается.

Уделяя особое внимание повышению безопасности работ в этих условиях, предложена новая технология комбайновой выемки крутых пластов без присутствия рабочих в очистном забое. В новой технологии выемки угля не предусматриваются магазинные уступы, создаются условия для магазинирования угля в призабойном пространстве, запасные выходы на откаточный штрек оборудуются позади очистных забоев. Выемка угля комбайном ведётся по всей длине лавы. Забой наклоняется к горизонтальной линии с учётом возможного скатывания отбитого угля под действием собственного веса.

Характерные параметры технологии:

1. Угольный забой откаточного штрека проходится на 2 м выше породного. В отдельных случаях в нижней части лавы проводится ниша длиной по падению 2 м с опережением очистного забоя на 1,8 м.

2. Откаточный штрек сохраняется при помощи искусственных целиков из накатных костров.

3. Запасные выходы на откаточный штрек устраивают в рабочем пространстве.

С переходом на безмагазинную технологию выемки угля необходимость в выполнении мероприятий по предупреждению выбросов отпадает.

Проводятся только мероприятия по уменьшению пылеобразования в нижней части лавы.

За время работы комбайновых лав без магазинных уступов сократилось число внезапных выбросов и других газодинамических явлений. С переходом лав на прямолинейную форму забоя резко снизилась сейсмоакустическая активность массива.

Ликвидация уступной части лавы позволила избежать загазирования кутков уступов, а также подсыпки и нарушения режима проветривания очистного забоя.

Одним из основных элементов технологии комбайновой выемки без оставления магазинных уступов является наклон груди забоя под углом, соответствующим углу естественного откоса угля с учётом возможного скольжения отбитого угля под действием собственного веса. Этот угол определяется по формуле:

$$\sin \varphi = \frac{\sin \gamma}{\sin \alpha}, \quad (8.4)$$

где γ – угол естественного откоса угля, град. (для сухого угля $\gamma = 48^\circ$);

α – угол падения пласта, град.

Как показывает опыт, успешная работа комбайновых лав без магазинных уступов возможна только при правильном выборе способа управления кровлей, своевременном проведении подготовительных выработок, надёжной работе транспорта.

Переход лав на работу без магазинных уступов, как правило, положительно влияет на технико-экономические показатели работы участков.

Улучшение достигается за счёт снижения трудоёмкости работ по выемке на 10-25 чел.·см. на 1000 т добычи. Снижению трудоёмкости способствует упрощение комплекса мероприятий по предупреждению внезапных выбросов угля и газа, в частности - за счёт исключения скважин, проводимых в кутках уступов. Работы по бурению скважин могут быть полностью перенесены в подготовительные выработки.

Прямолинейная форма забоя и выемка угля дистанционно управляемым комбайном обеспечили безопасность работ на вы-

бросоопасных пластах. С ликвидацией магазинных уступов и наличием прямолинейной формы забоя по всей длине лавы управление кровлей необходимо производить полной закладкой выработанного пространства дробленой породой. К недостаткам данной схемы следует отнести то, что необходимо поддерживать запасные выходы из лавы на откаточный штрек в выработанном пространстве, что ограничивает область её применения.

Комбайновая выемка без оставления магазинных уступов может применяться на пластах рабочей мощностью от 0,5 м и выше с породами не ниже средней устойчивости. Необходимо наличие неснижаемого запаса порожняка перед началом и во время выемки угля комбайном.

8.4.2. Щитовой способ выемки угля

На шахтах ЦРД широкое распространение получила щитовая выемка угля. Серийно выпускаемые щитовые агрегаты АНЩ и КЩ позволяют отрабатывать крутые пласты широкими полосами (40-60 м) по падению пласта. Агрегаты состоят из щитовой крепи оградительно-поддерживающего типа, конвейероструга и механизированной крепи печей (для агрегатов КЩ). Как правило, щитовые агрегаты используют при отработке особо выбросоопасных пластов. При этом во всех случаях применяют оперативное управление интенсивностью воздействия на пласт. Все забои, оборудованные щитовыми агрегатами, переведены на электрическую энергию. Это позволяет снизить эксплуатационные затраты и обеспечить более высокий уровень безопасности работ (автоматическое отключение агрегата газовой защитой и дистанционное отключение агрегата с поверхности оператором службы сейсмопрогноза). Щитовая выемка не исключает выбросы угля и газа, однако в значительной мере снижает их интенсивность.

8.4.3. Выбуривание угля в подготовительных выработках

Для повышения безопасности работ при выемке угля в забоях подготовительных выработок (пластовые штреки) на выбросоопасных пластах применяется способ выбуривания угля скважинами большого диаметра (300 мм) на небольшую глубину (2-2,5 м). Во время выбуривания уменьшается количество толчков и ударов в массиве угля. Имеется опыт, когда с применением этого способа на шахте пройдено 12 км штреков и выбросов при этом не было.

Выемка угля выбуриванием позволила обеспечить большую безопасность работ по сравнению с ручной выемкой и увеличить темпы проведения штреков. На крутом падении впервые способ выемки угля при проведении откаточных штреков полным выбуриванием пласта скважинами большого диаметра был успешно применён на пласте "Толстый" бывшей шахты "Кочегарка". Машинный способ выбуривания пласта с дистанционным управлением создаёт более безопасные условия при проведении выработок, в связи с чем в последнее время активно ведутся научно-исследовательские и проектно-конструкторские работы по созданию машины для выбуривания угля.

8.4.4. Технология разработки пластов с почвоуступной формой забоя

Использование почвоуступной технологии позволяет снизить влияние гравитационных сил на развязывание обрушений (высыпаний) и внезапных выбросов угля и газа при выемке угля в очистном забое и, таким образом, повысить безопасность горных работ. Технологические схемы, использующие почвоуступную технологию на крутых пластах, предусматривают выемку угля отбойным молотком в одном или нескольких уступах одновременно. Выемка угля осуществляется заходами по падению при общем подвигании очистного забоя по простиранию пласта.

8.5. Комплекс мероприятий, проводимых вскрытием угольных пластов

Основными мерами борьбы с внезапными выбросами угля и газа при вскрытии выбросоопасных пластов, являются:

- сотрясательное взрывание;
- дегазация скважинами диаметром от 80 до 100 мм;
- гидроразрыв пласта;
- каркасное крепление;
- камуфлетное взрывание.

При подготовке новых горизонтов на шахтах ЦРД ежегодно приходится пересекать выработками околоствольных дворов, главными и вспомогательными квершлагами десятки шахтопластов. Если учесть, что с увеличением глубины разработки шахт значительно возрастает и выбросоопасность пластов, то становится

очевидной важность решения проблемы предотвращения выбросов угля и газа при вскрытии пластов. Подтверждением этому являются крупные выбросы угля и газа, имевшие место на шахтах им. Изотова при вскрытии пласта m_2 "Тонкий" (1600 т) и им. Ю.А.Гагарина при вскрытии пластов l_2 "Мазурка" (14000 т) и "Анатолевский" (более 4000 т).

Вскрытие с гидровывыванием применяют на пластах, имеющих мягкие пачки с коэффициентом крепости угля $f < 1$ и боковые породы не ниже средней устойчивости. Гидровывывание осуществляется через скважины диаметром 105-200 мм, которые должны полностью пересекать пласт. Гидровывывание осуществляют из специальной передвижной насосной установки при давлении воды 4,0-7,0 МПа и расходе не менее 18 м³/ч. Диаметр насадок составляет 6-10 мм. Металлическую каркасную крепь применяют при вскрытии тонких и средней мощности пластов, представленных мягкими, сыпучими углями и слабыми боковыми породами.

Для возведения каркасной крепи через породную толщу по периметру квершлага на расстоянии 0,3 м друг от друга бурят скважины с таким расчетом, чтобы они пересекали пласт и выходили в породу кровли (или почвы) не менее чем на 0,5 м. В скважины вводят металлические трубы диаметром не менее 50 мм, под их выступающие концы возводят металлическую арку.

8.6. Безопасное ведение горных работ на пластах, опасных по внезапным обрушениям (высыпаниям угля)

Внезапное обрушение (высыпание угля) с попутным газовыделением представляет собой газодинамическое явление, которое проявляется при разработке крутых и крутонаклонных пластов.

Характерными признаками внезапного обрушения угля являются:

- отсутствие отброса угля от забоя и его расположение под углом естественного откоса;
- образование в угольном массиве полости, ось которой ориентирована по восстанию пласта с минимальной шириной у устья полости;

- газовыделение, величина которого не превышает разности между природной и остаточной газоносностью угля.

Внезапному обрушению угля могут предшествовать предупредительные признаки – высыпание угля на отдельных небольших участках и усиление давления на крепь выработки.

На крутых пластах, склонных к внезапным обрушениям угля, выделяют зоны различной степени опасности (неопасные, опасные и особо опасные).

Разработку пластов, опасных и склонных к внезапным обрушениям угля, производят с применением комплекса технологических и организационных мер, обеспечивающих повышение безопасности работ в очистном забое.

К этим мерам можно отнести:

- прогноз опасных и особо опасных зон по внезапным обрушениям угля;
- опережающую разработку защитных пластов;
- применение технологии, снижающей влияние гравитационных сил.

Прогноз опасных и особо опасных по внезапным обрушениям угля зон сводится к выявлению геологических нарушений в пласте, зон ПГД.

Для геологических нарушений дизъюнктивного характера ширину опасной зоны определяют из выражения:

$$B_{mp} = \frac{10 \cdot N}{\sin \gamma}, \text{ м}, \quad (8.5)$$

где B_{mp} – ширина зоны повышенной трещиноватости угля с одной стороны от сместителя, измеряемая в плоскости пласта по перпендикуляру к линии скрещения, м;

N – нормальная амплитуда смещения, м;

γ – двухгранный угол между плоскостью сместителя и напластованием, град.

Наиболее опасные по внезапным выбросам обрушения угля являются участки:

- залегания пласта с изменением углов падения на десятиметровом интервале на 10 и более градусов;
- где изменяется геологическая мощность пласта на десятиметровом интервале на 50 и более процентов;

- где появляются угольные пачки мощностью 0,1 м и более, представленные углем IV-V степени нарушенности.

Краткая характеристика геологической нарушенности пластов приведена в табл. 8.1.

Таблица 8.1.

Характеристики нарушенности пластов

Степень нарушенности	Текстура	Краткая характеристика
I	Слоистая слаботрещиноватая	Уголь характеризуется заметно выраженной слоистостью, в массиве монолитен, устойчив к механическим воздействиям, не осыпается. Разламывается на куски, ограниченные слоистостью и трещинами
II	Брекчевидная	Слоистость и трещиноватость, как правило, затушеваны, массив слагается из кусочков угля разнообразной формы. Краевые части кусочков угловатые. Между кусочками могут встречаться угольная мелочь, зернистый и даже землистый уголь. Слабоустойчивый к механическим воздействиям, осыпается с трудом
III	Линзовидная	Слоистость и трещиноватость затушеваны. Уголь слагается из отдельных линз. Поверхность линзы зеркально отполирована и несёт на себе борозды и штрихи скольжения. При механическом воздействии превращается иногда в угольную мелочь
IV	Землисто-зернистая	Слоистость и трещиноватость затушеваны. Основная масса состоит из мелких зёрен угля, между которыми располагается землистый уголь (угольная мука). Достаточно спрессован, между пальцами раздавливается чаще всего с трудом. Слабо устойчив и склонен к осыпанию
V	Землистая	Слоистость и трещиноватость затушеваны. Состоит из тонкоперетёртого угля (угольная мука). Неустойчив, осыпается интенсивно. Между пальцами раздавливается легко.

Геологическая служба шахты представляет соответствующим службам шахты геологическую документацию по отнесению шахтопластов к опасным и склонным к внезапным обрушениям угля, устанавливает на них опасные и особо опасные зоны, приуроченные к геологическим нарушениям, участвует в разработке мероприятий по безопасному ведению работ в опасных зонах. При встрече горными выработками непрогнозируемого геологического нарушения надзор участка ставит в известность главного геолога

шахты. Построение зон повышенного горного давления производит маркшейдерская служба шахты.

Прогноз опорного давления (ОПГД) производят при отходе горными выработками от разрезной печи и при ведении горных работ на пластах с периодическими осадками труднообрушаемых кровель. При установлении сейсмоакустическим прогнозом неопасной зоны мероприятия по предупреждению опасного проявления горного давления не выполняются.

Контроль акустической эмиссии (АЭ) призабойной части горного массива производится с помощью звукоулавливающей аппаратуры, обеспечивающей приём, передачу и регистрацию сигналов в частотном диапазоне 200-10000 Гц.

Технологическими способами предотвращения внезапных обрушений угля являются: выемка щитовыми агрегатами, выемка угля комбайнами, почвоуступная выемка угля. Способ управления кровлей должен обеспечивать снижение динамичности воздействия на угольный пласт пород основной и непосредственной кровли. В случае, когда применение указанных технологических схем по горно-геологическим условиям невозможно, допускается выемка угля отбойным молотком в потолкоуступном забое с выполнением технологических и специальных мер, обеспечивающих предотвращение внезапных обрушений угля.

Разрезные печи на опасных пластах в опасных и особо опасных зонах проводят только сверху вниз.

В молотковых лавах выемку угля на пластах или отдельных участках, представленных углем III степени нарушенности, осуществляют с затяжкой нависающего массива на полную мощность пласта после перерезывания кутка на ширину крепи.

На углях IV-V степени нарушенности при выемке в кутке нависающий массив удерживают подвижным перекрытием из распилов или обаполов толщиной не менее 0,02 м (кольцевая крепь).

При ведении горных выработок в зонах геологических нарушений куток, как правило, располагают вне их границы. Расстояние между уступами по простиранию не должно превышать 3,0 м на пластах мощностью до 1,0 м и 4,0 м - на пластах мощностью свыше 1,0 м. Нависающий массив каждого уступа может быть ориентирован под углом 45° к линии простирания пласта.

Уступ наклоняют в сторону угольного массива на 5-10° в направлении падения. Из специальных мер, предотвращающих внезапные обрушения угля, следует назвать:

- образование технологических пазов;
- возведение опережающей крепи с использованием пенополиуретановых составов (химическое анкерование);
- возведение донного каркаса.

8.7. Прогноз газодинамических явлений на угольных пластах

Среди известных методов прогноза на шахтах Центрального района Донбасса наибольшее распространение получили локальный прогноз, текущий прогноз выбросоопасности по акустической эмиссии горного массива и текущий прогноз выбросоопасности по начальной скорости газовыделения из шпуров. Метод локального прогноза применяется для оценки степени выбросоопасности шахтопластов, отнесённых к категории угрожаемых.

Локальный прогноз включает в себя обследование шахтопластов в полном объёме, контрольные наблюдения, внеочередное обследование по результатам контрольных наблюдений. Обследование в полном объёме производится непосредственно после вскрытия пласта.

При обследовании шахтопласта в полном объёме производят замер давления газа в угольном пласте P_2 (МПа), измерение прочности угля q (усл. ед.), измерение мощности каждой угольной пачки и общей мощности пласта (м), измерение начальной скорости газовыделения из шпуров V_n (л/мин.) на интервале 1,5-3,5 м. Обследование производится через каждые 2-3 м подвигания забоя на протяжении 20-30 м. Если при обследовании шахтопласта прочность хотя бы одной пачки будет меньше 60 усл. ед., то на данном участке вводится текущий прогноз. На основании обработки результатов наблюдений должен быть получен критерий локальности прогноза P_a (показатель, характеризующий напряжённое состояние пласта, МПа) и M_n (коэффициент устойчивости пласта).

P_a определяют из выражения:

$$P_a = P_2 + 0,04 \cdot \gamma \cdot H, \quad (8.6)$$

где P_2 – давление газа в пласте, МПа;

γ – удельный вес горных пород, т/м³.

Коэффициент M_n определяется из выражения:

$$M_n = 1,25 \cdot \sum_{1}^n \frac{M}{n_u} - 1,57, \quad (8.7)$$

где M – количество значений коэффициента устойчивости пласта;

n_u – количество циклов наблюдений в забое.

Заключение об отработке пласта с применением локального прогноза производится в зависимости от значений показателя P_a и M_n .

Текущий прогноз выбросоопасности по акустической эмиссии горного массива производится с применением звукоулавливающей аппаратуры (ЗУА). Основным информативным признаком при прогнозе выбросоопасных зон по акустической эмиссии (АЭ) горного массива является её активность N_i – общее число импульсов АЭ, зарегистрированных ЗУА за интервал наблюдений. При расчёте прогноза определяют среднеарифметическое значение активности на опорном интервале осреднения.

Признаком входа забоя в опасную зону является регистрация одного из двух возможных критериев: "двух точек" или "критического превышения". Регистрация импульсов АЭ осуществляется по методике, разработанной ДонНИИ и ИГД им. А.А.Скочинского. Способ, место установки и радиус действия сейсмоприёмников указывают в паспорте выемочного участка. Для наблюдения за АЭ горного массива при ведении очистных работ сейсмоприёмники устанавливаются впереди забоя в шпуре длиной не менее 4 м.

Текущий прогноз выбросоопасности по начальной скорости газовыделения из шпуров производится в очистных и подготовительных забоях. Для этой цели проводят разведочные наблюдения вне зоны геологического нарушения. При этом замедляется начальная скорость газовыделения из шпура глубиной 3,5 м, коэффициент крепости угля и общая мощность пласта в пяти циклах проходки (через 2 м). В очистных выработках эти измерения проводят в пяти пунктах, расположенных равномерно по длине забоя.

На основании обработки результатов наблюдений должны быть получены исходные данные для текущего прогноза: макси-

мальная величина начальной скорости газовыделения из шпуров $g_{n_{\max}}$ среднее значение коэффициента крепости угля f_{cp} , мощность пласта m_{cp} .

Зона относится к опасной, если хотя бы в одном из интервалов контрольного шпура начальная скорость газовыделения была равной или более критического значения для конкретного пласта g_n^0 .

Выход из опасной зоны, в которой применяют способы предотвращения внезапных выбросов, осуществляют после контрольных наблюдений. Если будет установлено, что показатели изменения мощности пласта $k_m < 15\%$ коэффициента крепости угля, $k_v \leq 20\%$ и $g_{n_{\max}} < g_n^0$, то делается заключение о входе забоя в неопасную зону.

Это положение распространяется и для уточнения результатов сейсмопрогноза.

8.8. Проектирование технологии гидравлического воздействия на угольные пласты

8.8.1. Структура системы автоматизированного проектирования (САПР) технологии гидравлической обработки.

В настоящее время известно большое количество способов и технологических схем нагнетания жидкостей в угольные пласты, предназначенных для повышения эффективности обработки, снижения трудоемкости, обеспечения независимости работ по нагнетанию от основного технологического цикла. Применение способов и схем предварительного нагнетания для борьбы с проявлениями опасных свойств угольных пластов является обязательным на шахтах и регламентировано нормативными документами.

Однако эффективность воздействия по уменьшению числа опасных явлений в шахтах и их интенсивности не всегда высока. Одной из причин этого является то, что на этапе проектирования предварительная оценка схем весьма затруднена ввиду сложности процесса. Применение математического моделирования позволяет улучшить качество принимаемых проектных решений. С этой целью разрабатывается подсистема автоматизированного

проектирования технологических схем гидравлической обработки угольных пластов.

Процесс проектирования включает ряд этапов, в том числе рассмотрение и оценка вариантов проектов, обоснование и верификация принимаемых проектных решений. По мере усложнения технологий, расширения числа возможных вариантов проектов возникает необходимость автоматизации процесса проектирования с применением методов математического моделирования и ЭВМ.

Все основные виды гидравлического воздействия можно классифицировать по следующим признакам (рис. 8.8.1):

- схеме расположения скважин;
- виду рабочей жидкости;
- режиму внедрения;
- способу внедрения.

Основным, наиболее широко применяющимся на шахтах Украины, способом является напорное нагнетание воды или воды с добавками ПАВ в режиме фильтрации с использованием насосных установок. В зависимости от целей воздействия и конкретных условий для нагнетания используются короткие скважины, пробуренные перпендикулярно плоскости забоя из очистной или подготовительной выработки (локальный способ), и длинные скважины, пробуренные из подготовительной выработки параллельно очистному забою (региональный способ). Исключением являются длинные скважины, пробуренные из забоя подготовительной выработки для нагнетания воды с целью борьбы с пылеобразованием. При вскрытии угольных пластов скважины бурятся вкрест напластования через породную пробку. Шпуровая система является крайне неэффективной вследствие того, что жидкость нагнетается в зону раздавленного угля и движется только по наиболее крупным трещинам, создавая незначительное насыщение в каждой точке.

Наиболее перспективными с точки зрения качества обработки являются длинные скважины, пробуренные из пластовых подготовительных выработок параллельно линии очистного забоя. Расположение длинных скважин в ненарушенном массиве приводит к более равномерному распределению влаги по пласту, а длительное время контакта жидкости с углем – к глубокому ее проникновению в поры и трещины.

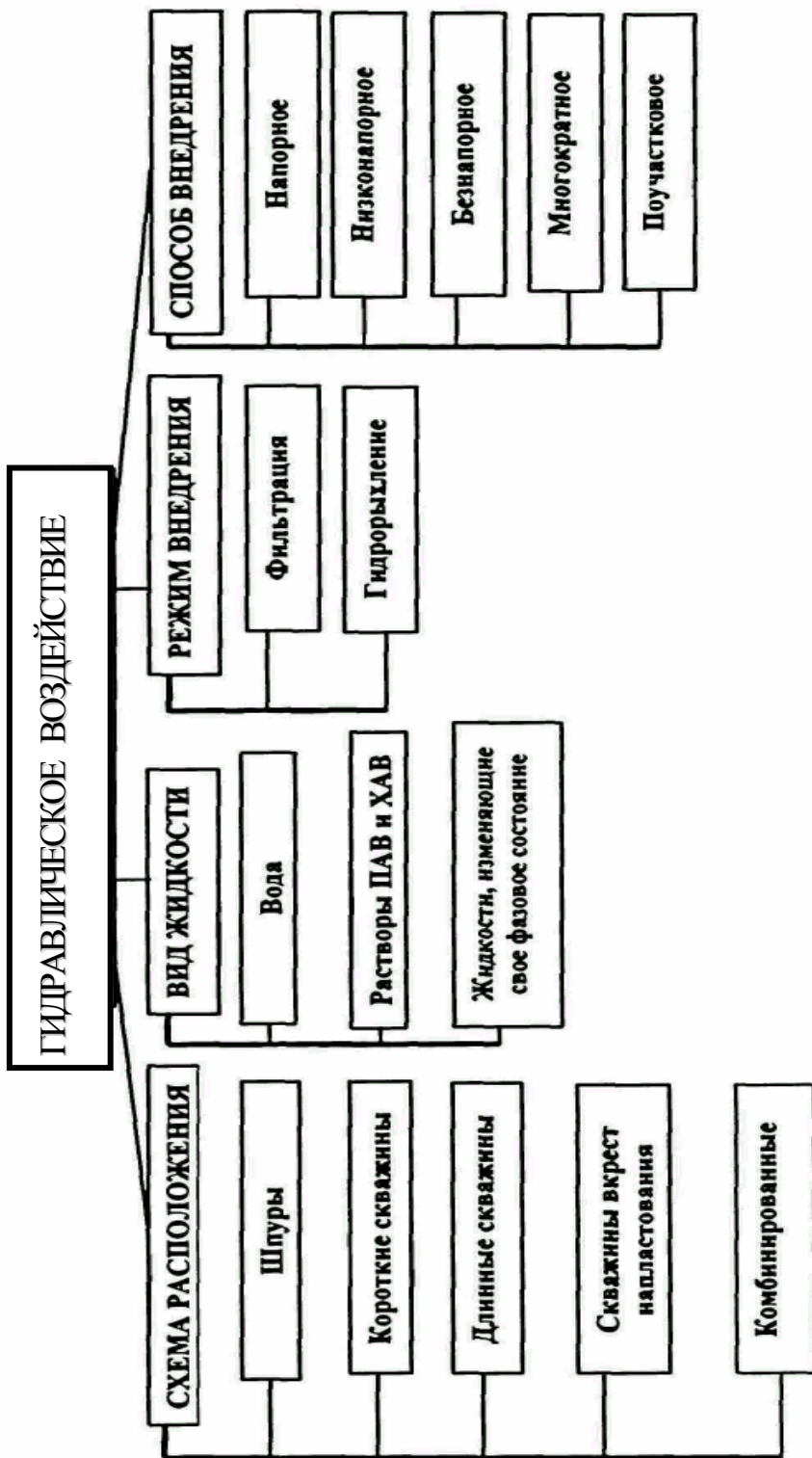


Рис. 8.8.1. Способы и схемы воздействия, включаемые в предметную область САПР

Кроме того, нагнетание через длинные скважины производится независимо от технологического цикла угледобычи и является менее трудоемким.

Преодоление фильтрационной анизотропии угольных пластов, уменьшение величины необработанных участков и, в конечном итоге, повышение качества обработки могут быть достигнуты при использовании нагнетания жидкости через каскад (группу) скважин. Сущность способа заключается во взаимодействии встречных потоков жидкости от одновременно работающих скважин, что обеспечивает создание в пласте областей высокого давления, соизмеримого с давлением на скважинах, и насыщение за счет этого участков с низкой проницаемостью.

При нагнетании необходимо контролировать давление, темп и расход жидкости, подаваемой в каждую скважину, поддерживать одинаковый темп нагнетания на скважинах каскада. Это достигается либо использованием для каждой скважины отдельной насосной установки, либо разделением потока жидкости от одного насоса с помощью вентиля и счетчиков-расходомеров высокого давления (СРВД).

Многообразие горно-геологических и горнотехнических условий, фильтрационных и коллекторских характеристик угольных пластов, технологических схем нагнетания не позволяет разработать рекомендации для всех случаев применения гидродинамического воздействия. В то же время при выборе конкретной схемы или способа не всегда учитываются некоторые факторы, существенно влияющие на результат обработки, кроме того, зачастую неизвестна степень влияния того или иного фактора на эффективность воздействия. При составлении паспорта на ведение работ это приводит к необходимости либо принять типовые рекомендации без учета некоторых свойств пласта, тем самым в недостаточной степени использовать эффект гидравлического воздействия, либо проводить трудоемкие натурные исследования. С этой точки зрения помощь проектировщику может оказать система автоматизированного проектирования (САПР) гидравлического воздействия на угольный пласт, позволяющая выбрать схему, технологию и параметры нагнетания с учетом конкретных условий без проведения всего комплекса шахтных исследований.

Проектирование схем гидравлического воздействия на

угольный пласт должно включать выбор способа, технологической схемы, оборудования и параметров нагнетания при максимально возможном учете всех влияющих факторов. Такой учет может быть сделан заблаговременно с использованием имитации процесса распространения жидкости в пласте на программной модели, реализуемой на ЭВМ. При этом проектирование будет включать три стадии: описательную, расчетную и моделирование. На первой стадии проектировщик составляет описание угольного пласта и вмещающих пород, технологической схемы горных работ на данном участке, определяет цель воздействия. На второй стадии производится выбор способа и технологической схемы нагнетания, с учетом анизотропии устанавливается распределение проницаемости, предварительно определяются параметры нагнетания. Эта стадия заканчивается составлением комплекта исходных данных для моделирования, которые могут быть описательными и числовыми. И наконец, последняя стадия ставит своей целью апробирование (прокрутку) выбранного способа, схемы и параметров на модели, исследование различных вариантов и, при необходимости, корректировку исходных данных и проведение повторных расчетов.

Структурно-функциональная схема САПР приведена на рис. 8.8.2. Стрелками показана связь между отдельными модулями системы и последовательность выполнения операций.

Характеристика угольного пласта включает глубину залегания, угол падения пласта, марку угля, мощность и степень нарушенности пласта и слагающих его пачек, наличие и характеристику геологических нарушений, зон опорного давления, зон ПГД, сведения о подработке и надработке, степень опасности пласта по различным факторам, характеристику вмещающих пород, коэффициент проницаемости, пористость пласта и пород, коэффициент фильтрационной анизотропии, давление газа в пласте.

Описание технологической схемы горных работ на данном участке должно содержать характеристику системы разработки, оборудования и технологии очистных и (или) подготовительных работ, параметры схемы, в частности длину лавы, размеры забоев подготовительных и вскрывающих выработок, опережение подготовительных выработок при сплошной системе разработки и организацию очистных, подготовительных, транспортных и ремонтных работ на данном участке.

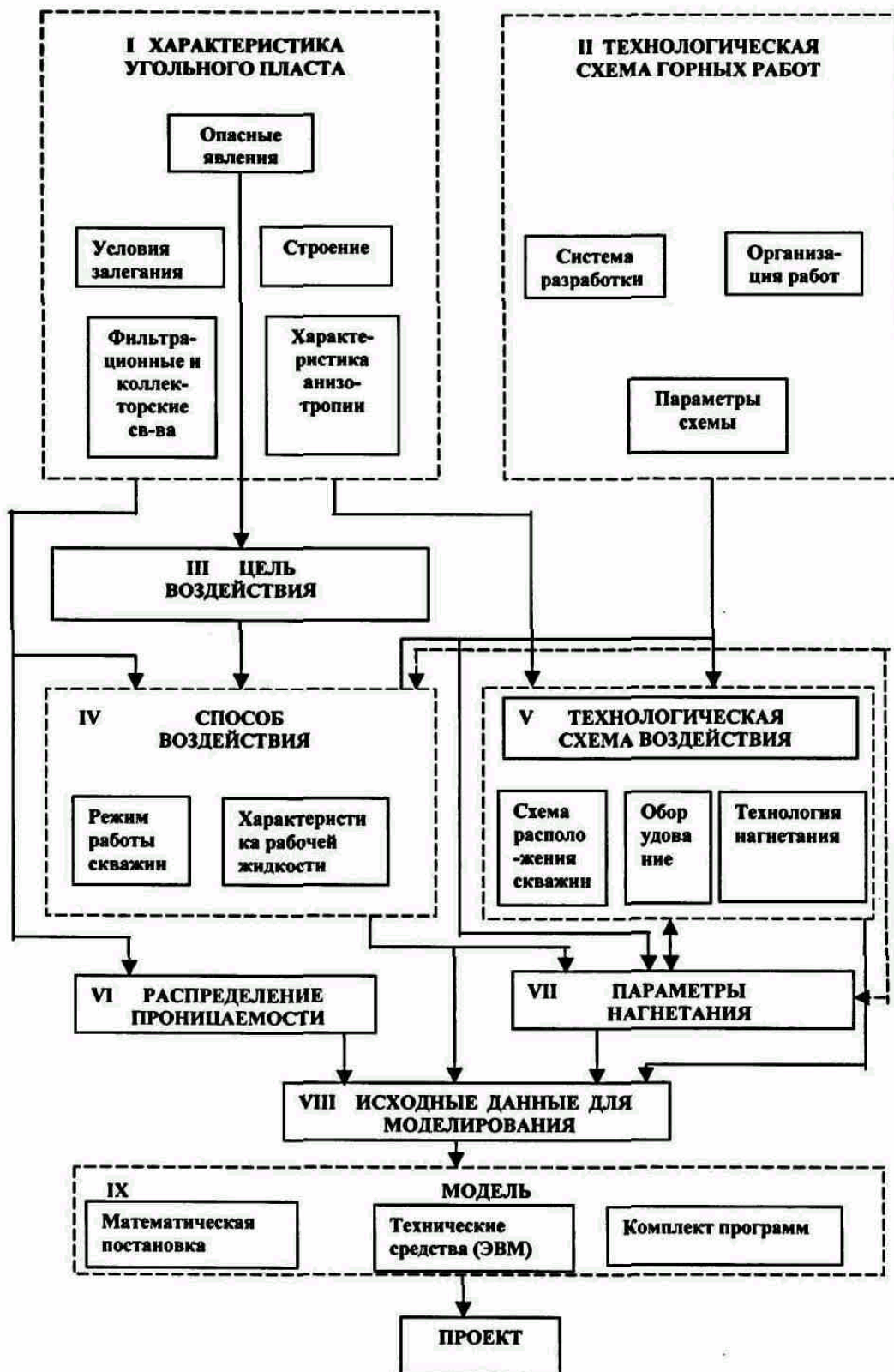


Рис. 8.8.2. Структурно-функциональная схема САПР

Все эти данные в значительной степени влияют на определение способа и технологической схемы воздействия.

Предварительный выбор способа и схемы воздействия на основе предыдущей информации осуществляется согласно рекомендациям нормативных документов и опыту работ по нагнетанию. В дальнейшем принятые решения проходят проверку на модели.

Определение параметров скважин является составной частью разработки технологической схемы и обычно не требует проведения сложных расчетов, поэтому в модуль расчета параметров включены только те из них, которые определяют собственно процесс нагнетания: количество жидкости на одну скважину, удельный расход жидкости, давление, темп и время нагнетания.

Проект включает в себя схему расположения скважин, способ нагнетания, технологию, оборудование и параметры воздействия и является основой для составления паспорта ведения работ по гидродинамическому воздействию на угольный пласт.

Схема расположения коротких (до 25 м) скважин, перпендикулярных линии очистного забоя, показана на рис. 8.8.3а. Длина скважин обычно выбирается кратной недельному подвиганию забоя. Это позволяет, во-первых, расположить фильтрующую часть скважины за пределами зоны опорного давления и повысить вследствие этого равномерность обработки, во-вторых, значительно уменьшить по сравнению со шпуровой схемой зависимость работ по нагнетанию от очистных работ.

Гидравлическое воздействие на угольный пласт при проведении пластовой подготовительной выработки осуществляется через скважины, расположенные по одной из схем, приведенных на рис. 8.8.3б,в. Длина скважин при использовании нагнетания как противовыбросного мероприятия рекомендуется в пределах 8-11 м [65], при борьбе с пылью – 30-80 м [64]. Особенностью схемы (см. рис. 8.8.3б) является наложение зон влияния скважин из-за ограниченных размеров забоя подготовительной выработки.

Основные схемы расположения длинных скважин, параллельных очистному забою, приведены на рис. 8.8.4. Схема, изображенная на рис. 8.8.4б, применяется при невозможности пробурить скважины из одной выработки на всю длину лавы. При

щитовой выемке крутозалегающих пластов столбами по падению длинные скважины бурятся по восстанию перпендикулярно очистному забою.

Основным недостатком длинных скважин, ограничивающим их применение в настоящее время, является трудность направленного бурения и герметизации, обусловленная отсутствием необходимого количества надежного оборудования. Кроме того, использование длинных скважин возможно только при наличии достаточного опережения подготовительных выработок, т.е. практически при столбовых системах разработки.

Скважины, пробуренные вкrest напластования, применяются при гидрорасчленении, а также при вскрытии угольных пластов как противовыбросное мероприятие. На рис. 8.8.5 изображены схемы расположения скважин при вскрытии. Специфика технологии вскрытия пластов делает такое расположение скважин единственно возможным.

В конкретных условиях могут применяться комбинированные схемы расположения скважин: диагональное, с использованием вспомогательных скважин и др. В подавляющем большинстве случаев модификация схемы преследует цель повышения качества обработки массива. Неравномерность обработки обусловлена, в первую очередь, фильтрационной анизотропией угольных пластов, проявляющейся как в различии коэффициента проницаемости в плоскости пласта и перпендикулярной ей, так и в разбросе значений проницаемости по каждому направлению. Последнее определяется многими факторами: сложным, многопачечным строением пласта, наличием крупных трещин, зон тектонической нарушенности, надработкой и подработкой, влиянием зон опорного давления и др.

В конкретных условиях могут применяться комбинированные схемы расположения скважин: диагональное, с использованием вспомогательных скважин и др. В подавляющем большинстве случаев модификация схемы преследует цель повышения качества обработки массива. Неравномерность обработки обусловлена, в первую очередь, фильтрационной анизотропией угольных пластов, проявляющейся как в различии коэффициента проницаемости в плоскости пласта и перпендикулярной ей, так и в разбросе значений проницаемости по каждому направлению.

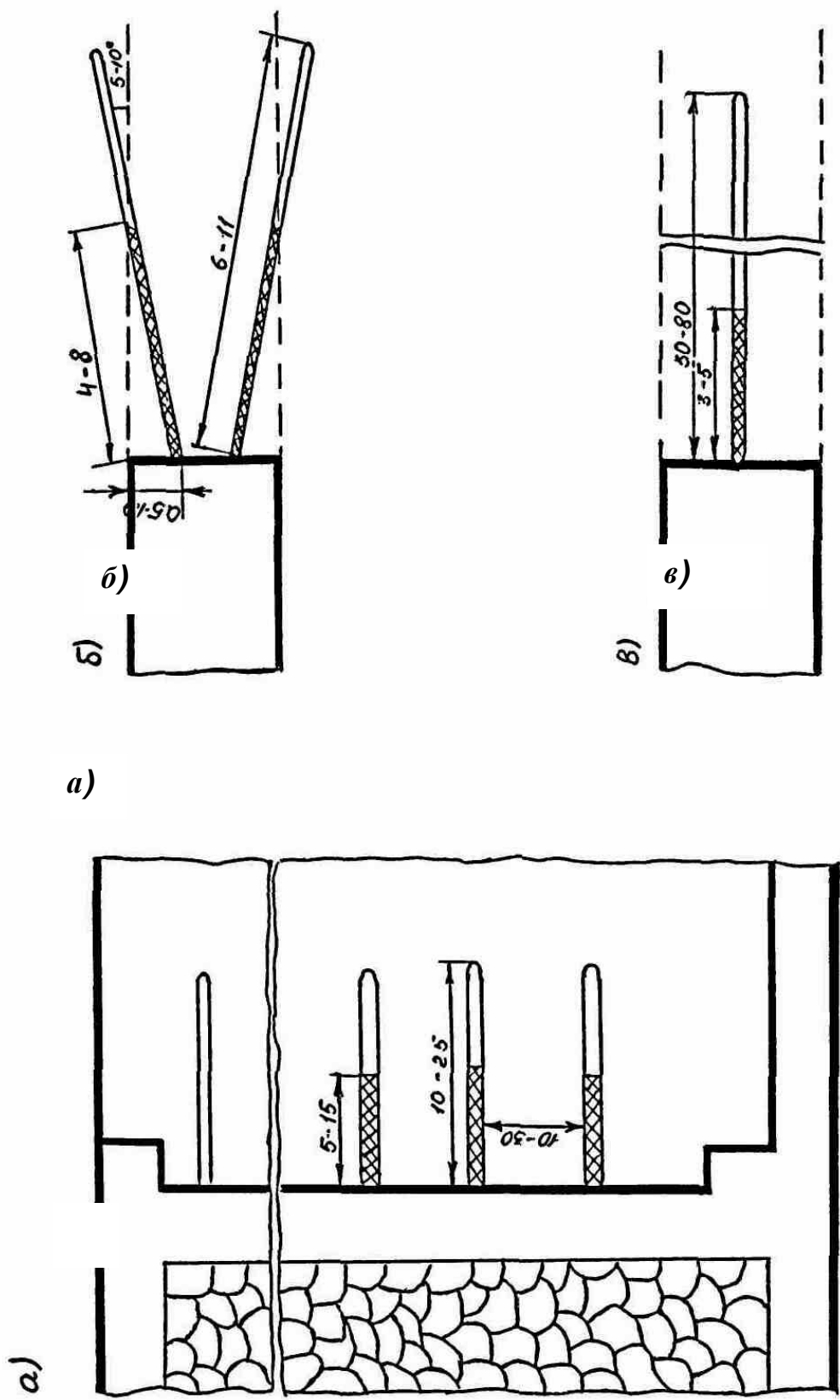


Рис. 8.8.3. Схемы расположения скважин:

а - коротких в очистном забое; б - коротких в подготовительной выработке; в - длинной в подготовительной выработке

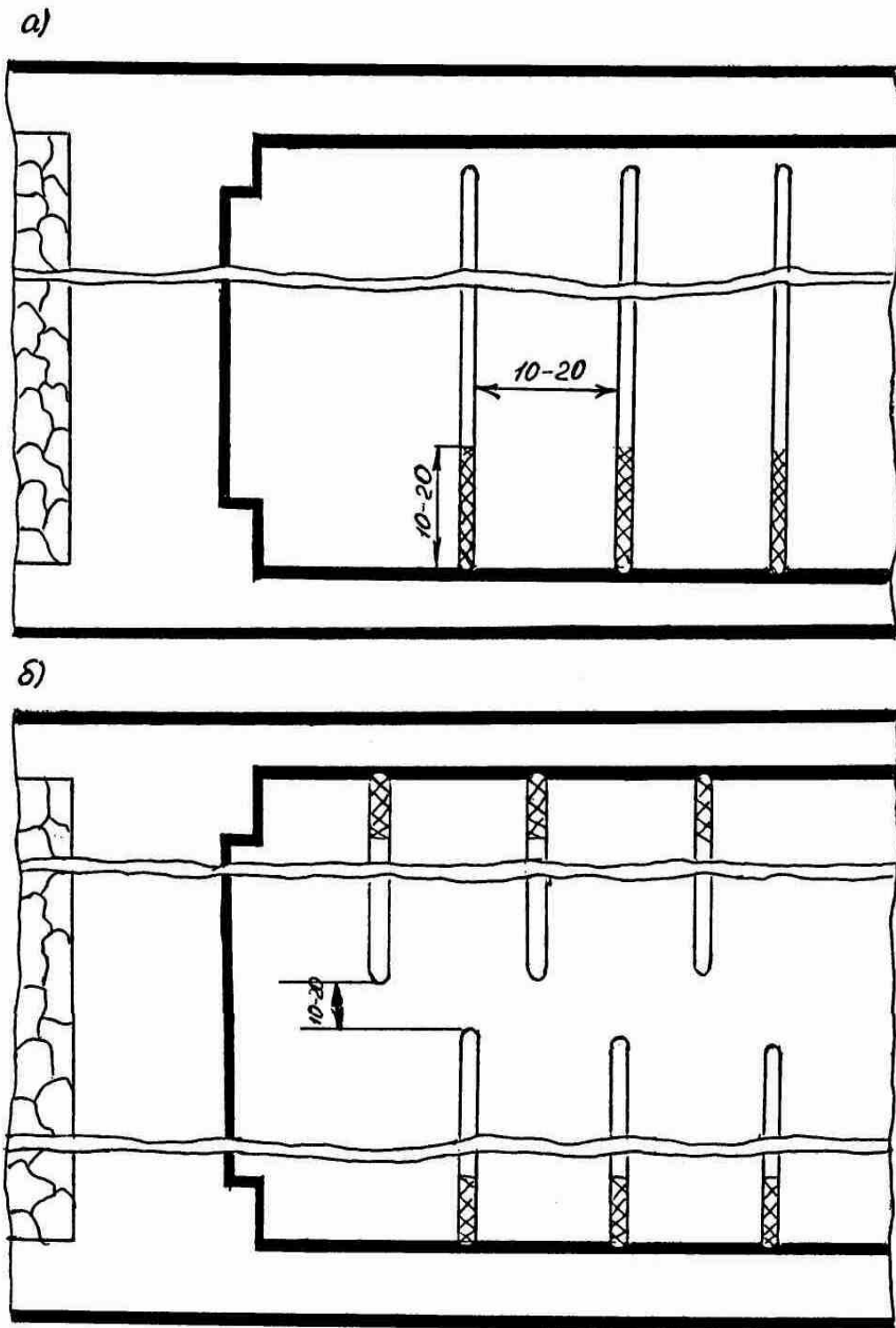


Рис. 8.8.4. Схема расположения длинных скважин, пробуренных:
 а - из подготовительной выработки; б - из откаточного и вентиляционного штреков

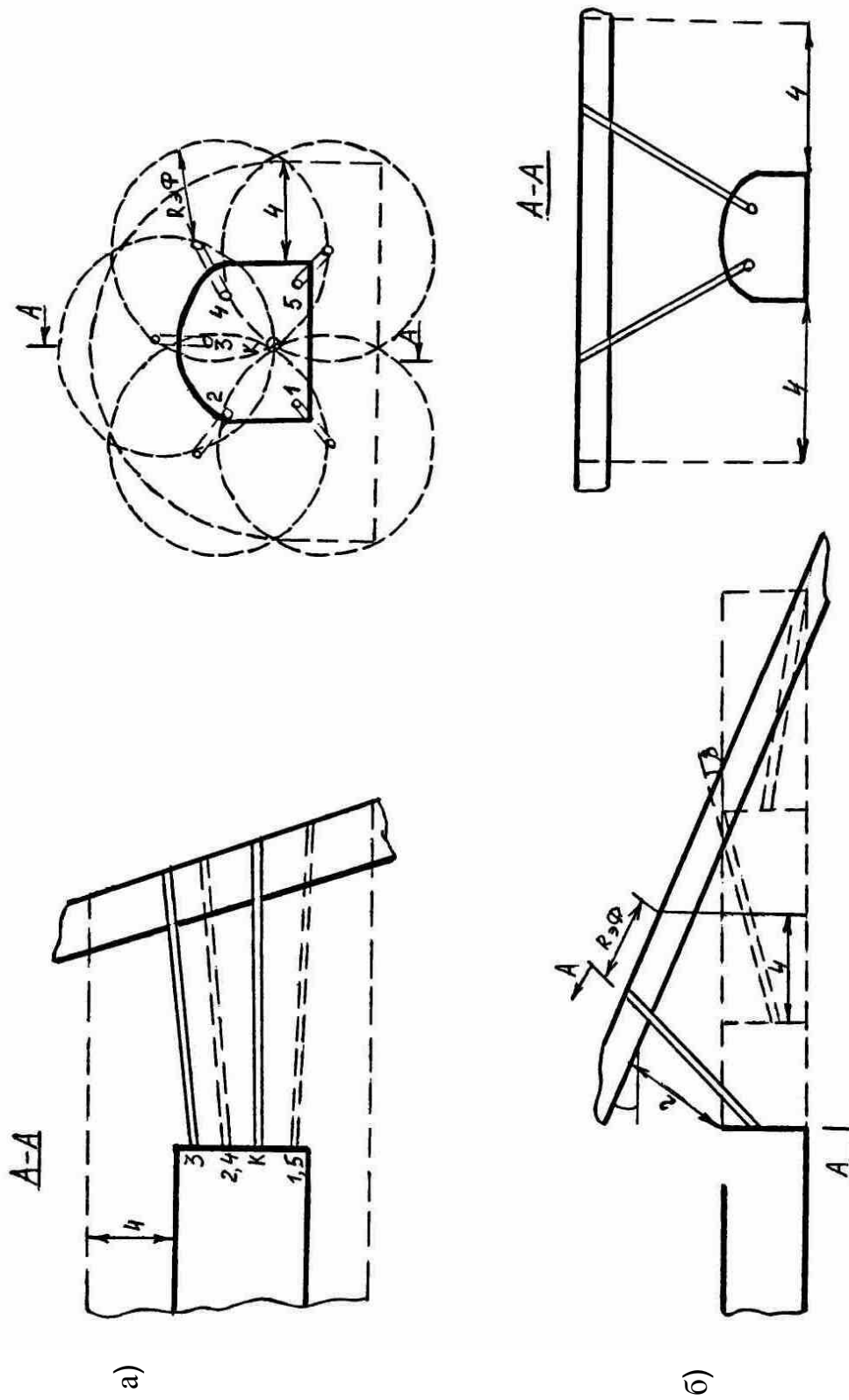


Рис. 8.8.5. Схемы расположения нагнетательных скважин при вскрытии:
 а - круглого пласта; б - пологого пласта

Последнее определяется многими факторами: сложным, многопачечным строением пласта, наличием крупных трещин, зон тектонической нарушенности, надработкой и подработкой, влиянием зон опорного давления и др.

При невозможности обеспечить одновременную работу более трех скважин рекомендуется применять технологию непрерывной каскадной обработки, заключающуюся в следующем. Нагнетание производится одновременно через три скважины, причем одна из них, расположенная со стороны обработанной области, является вспомогательной и служит для создания гидродинамического противодействия оттоку жидкости в этом направлении от остальных двух скважин (нагнетательных). После работы крайней нагнетательной скважины в течение половины расчетного времени нагнетания вспомогательная скважина отключается, соседняя становится вспомогательной, и к нагнетанию подключается следующая скважина. В образовавшейся таким образом группе из трех скважин вновь одна является вспомогательной, две - нагнетательными, и процесс повторяется. Темп подачи жидкости в нагнетательные скважины должен соответствовать естественной приемистости пласта при условии обеспечения требуемого расхода. На вспомогательной скважине достаточно поддерживать давление, приблизительно равное давлению на соседней нагнетательной.

Применение такой технологии в значительной степени предотвращает преимущественный отток жидкости в стороны от крайних скважин при наличии между ними слабопроницаемых областей больших размеров или при интенсивном взаимодействии потока.

При невозможности осуществлять нагнетание по описанной технологии или когда общее количество скважин не превышает трех, нагнетание производится отдельно по группам (раздельно-групповая обработка), причем темп подачи жидкости во все скважины группы должен поддерживаться на одинаковом уровне.

Применение каскадной обработки позволяет, по данным моделирования и натурных экспериментов, снизить площадь необработанных зон на 50%- 80% в зависимости от технологической схемы и в 1,5-2 раза уменьшить коэффициент вариации удельного насыщения массива жидкостью в обрабатываемой области. При этом нагнетание с одинаковым темпом подачи жидкости позволяет снизить значения этих

показателей соответственно на 35-60% и на 25-30% по сравнению с нагнетанием при нерегулируемом темпе.

8.8.2. Расчет параметров нагнетания жидкостей в угольные пласты

В настоящее время существует довольно много способов расчета параметров гидравлического воздействия, различающихся как по своему назначению, так и по выполняемым операциям. Определение параметров может включать или не включать опытные нагнетания, использование эмпирических и теоретических зависимостей.

Все параметры гидравлического воздействия можно разбить на две группы: параметры схемы расположения скважин и параметры нагнетания. К первой группе относятся: длина, диаметр и глубина герметизации скважин, расстояние между скважинами или эффективный радиус, для коротких скважин - величина неснижаемого опережения, для длинных - расстояние от очистного забоя до первой скважины. Вторая группа включает: расход жидкости на скважину, давление, темп и время нагнетания. Ниже приводится расчет параметров отдельно для локального, регионального способов и нагнетания при вскрытии угольных пластов.

8.8.2.1. Локальный способ

При нагнетании в забое подготовительной выработки длина, глубина герметизации и расстояние между скважинами такие, как показано на рис. 8.8.3 б,в. Эффективный радиус выбирается из условия обработки 4-метровой зоны за контуром выработки. При нагнетании воды с целью борьбы с пылеобразованием эффективный радиус составляет

$$R_{эф} = 2h$$

где h – высота выработки в черне, м.

Длина скважин, пробуренных из очистного забоя, обычно принимается кратной недельному подвиганию лавы, но не превышает 25 м. Диаметр скважин 45-60 мм. Глубина герметизации и радиус эффективного влияния скважины в обоих случаях связаны соотношением

$$l_{\Gamma} \geq 1,1R_{\text{эф}} \quad (8.8.1)$$

Величина неснижаемого опережения для коротких скважин принимается равной длине фильтрующей части:

$$l_{\text{н.о.}} = l_{\Phi} = l_c - l_{\Gamma}, \quad (8.8.2)$$

где l_c – полная длина скважины.

Расход жидкости на одну скважину:

для очистного забоя

$$Q = n_{\text{э}} m L_{\text{м.с.}} (l_{\Gamma} + l_{\text{н.о.}}), \text{м}^3 \quad (8.8.3)$$

для подготовительной выработки

$$Q = 2n_{\text{э}} m R_{\text{эф}} (l_{\Gamma} + l_{\text{н.о.}}), \text{м}^3 \quad (8.8.4)$$

где $R_{\text{эф}}$ – эффективный радиус влияния скважины, м;

$L_{\text{м.с.}}$ – расстояние между скважинами ($L_{\text{м.с.}} = 2R_{\text{эф}}$).

Давление нагнетания выбирается из условия обеспечения режима фильтрации:

$$P_H \leq 0,075\gamma H, \text{кгс/см}^2 \quad (8.8.5)$$

где γ – объемный вес вмещающих пород, т/м³;

H – глубина разработки, м,

или гидрорыхления:

$$0,075 \leq P_H \leq 0,2\gamma H, \text{кгс/см}^2 \quad (8.8.6)$$

Для скважин, длина фильтрующей части которых меньше $R_{\text{эф}}$, темп нагнетания приближенно может быть рассчитан по формуле радиальной фильтрации:

$$q = 0,18 \cdot 10^{-2} l_{\Phi} \frac{k}{\mu} (P_H - P_{\Gamma}), \text{л/мин} \quad (8.8.7)$$

Тогда время нагнетания

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q}, \text{ч.} \quad (8.8.8)$$

Если $l_{\Phi} \geq R_{\text{эф}}$, темп и время нагнетания определяются по формулам регионального способа.

8.8.2.2. Региональный способ

Скважины бурятся диаметром 75-100 мм в зависимости от используемого оборудования. Длина скважин, расположенных по схеме рис. 8.8.4а:

$$l_c = L_{Л} - 20, \text{ м} \quad (8.8.9)$$

по схеме рис. 8.8.4б:

$$l_c = \frac{L_{Л}}{2} - 20 \text{ м},$$

где $L_{Л}$ – длина лавы, м.

Глубина герметизации и расстояние между скважинами, как и при локальном способе, связаны соотношением (8.8.1). Глубина герметизации составляет обычно 10-20 м. Расстояние от очистного забоя до первой скважины в момент начала нагнетания должно удовлетворять условию:

$$L_3 > L_{М.С.} + \frac{T_H}{T_C} V_{Л}, \text{ м}, \quad (8.8.10)$$

где $V_{Л}$ – скорость подвигания лавы, м/сут;

T_C – время работы насоса в течение суток, ч.

Количество жидкости на одну скважину

$$Q = n_{\text{Э}} m L_{М.С.} (l_c + l_{Г}), \text{ м}^3. \quad (8.8.11)$$

Давление нагнетания выбирается по условию (8.8.5). Расчет темпа и времени нагнетания производится в предположении радиально-одномерного характера движения жидкости от скважины. С учетом коэффициента анизотропии:

$$q = 10^{-3} \sqrt{0,27 \cdot 10^{-3} \frac{c_1^2}{t^2} + \frac{c_2}{t}} - 1,65 \frac{c_1}{t}, \text{ л/мин}, \quad (8.8.12)$$

где

$$c_1 = 10^6 l_{\phi} \frac{m^2 n_{\text{Э}}}{2\pi} \sqrt{A} \ln \left(\frac{10^3 m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}} \right);$$

$$c_2 = 2 \cdot 10^5 l_{\phi}^2 m^2 n_{\text{Э}} \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_{Г});$$

t - текущее время, ч.

Время нагнетания

$$T_H = \frac{53Qm\mu}{l_\phi k_x (P_H - P_\Gamma)} (0,13Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\varepsilon} + 1 \right) (1,7\sqrt{A+1}), \text{ ч} \quad (8.8.13)$$

Учет радиально-одномерного характера движения жидкости имеет смысл производить, когда $m > 1$, $A > 10$. В противном случае темп и время нагнетания с достаточной точностью могут быть определены по формулам:

$$q = 0,32l_\phi m \sqrt{2n_\varepsilon \frac{k}{\mu} (P_H - P_\Gamma)} \cdot \frac{1}{\sqrt{t}}, \text{ л/мин} \quad (8.8.14)$$

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon k (P_H - P_\Gamma)}, \text{ ч} \quad (8.8.15)$$

8.8.2.3. Вскрытие угольных пластов квершлагами

При вскрытии крутопадающих пластов в соответствии с [65] следует бурить 5-6 скважин по контуру выработки, пересекающих пласт на всю мощность (см. рис. 8.8.5а). Диаметр скважин 45-60 мм. Длина скважин определяется расстоянием до пласта и его мощностью. Глубина герметизации должна быть не менее толщины породной пробки.

Давление нагнетания для тонких и средней мощности пластов выбирается из условия [65]:

$$P_H \leq 0,15\gamma H, \text{ кгс/см}^2 \quad (8.8.16)$$

для мощных пластов – из условия (8.8.5).

Расход жидкости на одну скважину

$$Q = \pi R_{\varepsilon\phi}^2 m n_\varepsilon, \text{ м}^3. \quad (8.8.17)$$

Среднее значение темпа нагнетания

$$q = 1,2 \cdot 10^{-3} \pi d_c m \frac{k}{\mu} \frac{P_H - P_\Gamma}{\ln \frac{10^3 R_{\varepsilon\phi}}{d_c}}, \text{ л/мин.} \quad (8.8.18)$$

Время обработки массива через одну скважину определяется по формуле (8.8.8).

При вскрытии пологих и наклонных пластов обработка ведется по мере подвижения забоя квершлага, как показано на

рис. 8.8.5б [65]. Величина неснижаемого опережения должна составлять не менее 4 м. Количество скважин для нагнетания на пологих и наклонных пластах [65]

$$n = \frac{b_H}{20 \sin \alpha}, \quad (8.8.19)$$

где b_H – высота квершлага, м;

α – угол падения пласта.

Длина фильтрующей части скважины различна для каждого цикла нагнетания и определяется по формуле

$$l_\phi = \frac{m}{\sin \beta}, \text{ м}, \quad (8.8.20)$$

где β – угол, образуемый скважиной и угольным пластом (см. рис. 8.8.5б).

Расход жидкости на одну скважину

$$Q = n_\phi m (R_{\phi\phi} l_\phi + \pi R_{\phi\phi}^2), \text{ м}^3 \quad (8.8.21)$$

Если длина фильтрующей части скважины не превышает $R_{\phi\phi}$, темп и время нагнетания рассчитываются по формулам (8.8.7), (8.8.8). В противном случае – по формулам (8.8.14), (8.8.15).

8.8.2.4. Расчет параметров при каскадной обработке

При нагнетании жидкости через каскад скважин по отдельно-групповой технологии длина, диаметр, глубина герметизации скважин, расстояние между скважинами и расход жидкости на скважину определяются так же, как и в п. 8.8.2.1. Расстояние между группами скважин должно быть уменьшено в 1,5-2 раза в зависимости от степени анизотропности фильтрационных характеристик массива.

При непрерывной каскадной обработке глубина герметизации скважины должна быть увеличена в 1,2-1,3 раза только в том случае, если не удастся обеспечить пренебрежимо малый темп подачи жидкости во вспомогательные скважины.

При региональном воздействии время нагнетания жидкости в каждую нагнетательную скважину (группу скважин):

для тонких пластов при $A \leq 10$

$$T_H = 3,6 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon k (P_H - P_\Gamma)}, \text{ ч}, \quad (8.8.22)$$

в остальных случаях

$$T_H = \frac{70Qm\mu}{l_\phi k_x (P_H - P_\Gamma)} (0,13Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\varepsilon} + 1 \right) (1,7\sqrt{A+1}), \text{ ч}. \quad (8.8.23)$$

Среднее значение темпа подачи жидкости в нагнетательные скважины

$$q = 16,7 \frac{Q}{T_H}, \text{ л/мин} \quad (8.8.24)$$

При обработке массива через короткие скважины определяется темп нагнетания

$$q = 0,16 \cdot 10^{-2} l_\phi \frac{k}{\mu} (P_H - P_\Gamma), \text{ л/мин} \quad (8.8.25)$$

и время

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q}, \text{ ч} \quad (8.8.26)$$

Если длина фильтрующей части скважины намного больше эффективного радиуса, темп и время нагнетания определяются по формулам регионального способа.

9. ГАЗОВЫЙ И ПЫЛЕВОЙ РЕЖИМЫ. ТЕПЛОВЫЕ УСЛОВИЯ*

9.1. Общие положения

Разрушение массива при выемке угля сопровождается выделением в горные выработки газов и образованием пыли.

Газовый или пылевой режим – это совокупность требований, предъявляемых к шахте, разрабатывающей угольные пласты, опасные по взрывчатым свойствам газа и пыли. Состав рудничного воздуха, климатические условия в подземных выработках, допустимые содержания углекислого газа, метана, вредных газов и пыли, скорость воздуха в горных выработках должны соответствовать требованиям Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах.

9.2. Нормализация тепловых условий

Анализ показывает, что принимаемые проектные решения по нормализации тепловых условий (использование стационарных холодильных машин, расположенных на поверхности, двухконтурные системы холодоносителей и передвижные воздухоохладители) в ближайшей перспективе способны обеспечить требуемые условия для работающих в очистных и подготовительных забоях. Аналогичные системы кондиционирования нашли широкое распространение и в зарубежной практике, в частности, на угольных шахтах ФРГ, характеризующихся горнотехническими условиями, близкими к условиям шахт ЦРД. Вместе с тем, анализ и обобщение практического опыта применения систем кондиционирования на шахтах ЦРД показывает, что эффективность их работы значительно ниже проектной. Это обусловлено следующими факторами:

- отличием вентиляционных режимов участковых воздухоподающих выработок и очистных забоев от проектных в части снижения массового расхода вентиляционной струи в 2-2,5 раза, что существенно сокращает зоны действия пунктов охлаждения и полезную нагрузку установки кондиционирования;

* В написании раздела принимал участие Волошко Г.И. (Россия)

- отсутствием теплоизоляции труб холодоносителя даже на подающих ветвях;
- несвоевременным развитием сетей холодоносителя и перемещением пунктов охлаждения вслед за очистными и подготовительными забоями из-за несвоевременной поставки труб и воздухоохладителей;
- неэффективностью применяемых на шахтах схем направления потоков нагретого и охлаждённого воздуха.

Поэтому рекомендуется постепенно вернуться к проектным схемам и расчётам участковых воздухоподающих выработок, где принято обособленное проветривание очистных и подготовительных забоев. В случае невозможности быстрого перехода на обособленное проветривание, необходимо менять схемы, которые предусматривают подачу нагретого воздуха в подготовительных выработках в лаву после предварительного охлаждения. Необходимо устанавливать два воздухоохладителя (один – для подготовительного, а второй – для очистного забоя).

Кроме того, для улучшения климатических условий в глубоких шахтах рекомендуется:

- увеличить расход воздуха в очистных и подготовительных забоях за счёт совершенствования шахтных вентиляционных сетей и сокращения утечек воздуха (полная закладка выработанного пространства, подача свежего воздуха по групповым выработкам, пройденным в массиве);
- соблюдение строгой технологической дисциплины эксплуатации установок кондиционирования шахтного воздуха, всей системы от холодильной машины до воздухоохладителей, включая градирни, трубопроводы, теплообменники, насосные станции и даже вентиляторы на воздухоохладителях, а также места установки воздухоохладителей;
- теплоизолировать основные воздухоподающие выработки путём набрызга их поверхности материалами из стеклоткани;
- выполнить душирование рабочих мест в уступных лавах и подготовительных забоях;
- рассредоточенное охлаждение воздуха на откаточных воздухоподающих выработках вблизи очистного забоя;
- изолированный отвод шахтной воды;

- в отдельных обоснованных случаях не переводить машины очистных и подготовительных забоев на электрическую энергию;
- в период с отрицательными температурами необходимо использовать атмосферный холод.

ИГТМ НАН Украины рекомендует для улучшения климатических условий на отдельных шахтах, используя атмосферный холод в зимнее время, для участков без подсвеживания исходящей вентиляционной струи применять схемы с двухступенчатым охлаждением воздуха (на входе в участок и в начале вентиляционного штрека), а для участков с подсвеживанием – схемы, предусматривающие охлаждение основной струи на входе в участок и охлаждение подсвеживающей струи.

10. ПНЕВМОСНАБЖЕНИЕ*

10.1. Пневматические системы шахт

Сжатый воздух, несмотря на всё более широкую электрификацию шахт, остаётся одним из основных видов энергии, используемой при разработке крутых и крутонаклонных пластов Донбасса. Шахтные пневмосистемы являются разомкнутыми и имеют на входе компрессорную станцию, разветвленную сеть трубопроводов, служащих для передачи сжатого воздуха, и ряда потребителей на выходе сети, представляющих собой пневматические машины различного назначения. Расход сжатого воздуха потребителями не является постоянным, так как их включение происходит не одновременно и режим работы изменяется во времени. В связи с изменением расхода происходит изменение давления сжатого воздуха, которое распространяется на значительную область воздухопроводной сети и оказывает влияние на работу пневмопотребителей, подключенных к этой зоне пневмо-сети. Для стабилизации давления в сети, при изменении расхода из неё, используются воздухохранилища, которые одновременно выполняют функцию аккумуляторов и маслоотделителей. В системе питания и выхлопа пневмопотребителей находится также регулирующая аппаратура (клапаны предохранительные и обратные, дроссели, фильтры, влагоотделители, маслораспылители и др.) и глушители.

Анализ показывает, что эффективность работы эксплуатируемых пневматических установок далека от возможной, что объясняется тяжёлыми условиями эксплуатации подземной части установки, несовершенством её элементов и отсутствием контроля расхода сжатого воздуха производственными участками шахт.

Применение сжатого воздуха обуславливается требованиями обеспечения необходимой безопасности работ на угольных шахтах, опасных по внезапным выбросам угля и газа. Пневматические системы горных предприятий по сравнению с электрическими пожаро- и взрывоопасны, они не вызывают блуждающих токов, интенсифицирующих коррозию шахтного оборудования в подземных выработках, не нуждаются в заземлении. При резких колебаниях нагрузки пневмодвигатели менее разрушительно действуют на механические системы горных машин, чем элек-

* В написании раздела принимала участие Крохмалева Е.Г.

тродвигатели, так как обладают более мягкой механической характеристикой. При частых включениях электродвигатели находятся в более тяжёлых условиях охлаждения и могут перегреваться из-за значительных пусковых токов; пневмодвигатели, наоборот, охлаждаются при работе и при частых включениях опасность обмерзания их выхлопных патрубков ниже, чем при непрерывной длительной работе. Применение пневмодвигателей малой мощности для механизированного инструмента по сравнению с электроприводом позволяет повышать частоту вращения и снижать массу, повышать безопасность работы в загазованных и запылённых помещениях. Перспективно применение сжатого воздуха на глубоких шахтах и в связи с улучшением санитарно-гигиенических условий в подземных выработках при использовании пневмоприводов, которые выбрасывают охлаждённый отработанный воздух, снижая температуру и улучшая состав подземного воздуха. Главным недостатком, тормозящим применение пневмоэнергии, являются сравнительно большие затраты электроэнергии на единицу полезной работы, получаемой в потребителях сжатого воздуха.

Учитывая повышение доли затрат на энергию в структуре себестоимости угля и возрастания стоимости электроэнергии, следует особое внимание уделять повышению эффективности работы пневматических установок шахт.

10.2. Компрессорные установки

В шахтных пневматических системах используется большое число компрессорных машин различных типов. Все они, в зависимости от принципов сжатия газа в них, могут быть разделены на два основных класса: машины объёмного сжатия и машины кинематического (динамического) сжатия.

К первым относятся компрессоры, повышение давления в которых происходит за счёт уменьшения объёма рабочего пространства, заполненного воздухом. Это поршневые компрессоры с возвратно-поступательным движением поршня, различные типы ротационных компрессоров с вращающимися вытеснителями (лопаточные, винтовые, роторные и др.).

Ко вторым относятся турбокомпрессоры, в которых сжатие газа происходит за счёт динамического воздействия лопаток

вращающегося рабочего колеса на поток проходящего через это колесо воздуха. В шахтных пневматических установках применяются только центробежные турбокомпрессоры. Для получения сжатого воздуха с абсолютным давлением 0,7-0,9 МПа, обычно имеющим место на шахтных компрессорных станциях, используются многоступенчатые турбокомпрессоры, в которых сжатый воздух последовательно проходит через несколько ступеней. Для увеличения степени повышения давления ступеней, а также снижения потребляемой мощности многоступенчатого компрессора необходимо охлаждать сжимаемый воздух. В конструкциях компрессорных агрегатов, применяемых на горных предприятиях, в настоящее время используются схемы охлаждения воздуха в специальных промежуточных воздухоохладителях, расположенных между группами (секциями) неохлаждаемых компрессоров или отдельными ступенями.

10.2.1. Технические данные компрессоров, используемых в пневматических установках шахт

В настоящее время основными типами компрессоров, используемых на шахтах ЦРД, являются поршневые и турбокомпрессорные агрегаты. Существующий парк компрессорных установок разнообразен, причём в нём всё ещё представлены устаревшие и снятые с производства агрегаты 2ВГ, 55В (поршневые), ОК-500-91 (турбокомпрессорные) и др. Технические данные наиболее совершенных компрессоров, используемых для оборудования компрессорных станций, представлены в табл. 10.1.

Таблица 10.1.

Технические характеристики компрессоров

Тип компрессора	Марка компрессора	Производительность, м ³ /с	Конечное давление, МПа	Номинальная мощность, кВт	Параметры расходных характеристик	
					C, МПа	E, МПа·с/м ³
1	2	3	4	5	6	7
Поршневой	2Вп-10/8	0,167	0,90	60	3,30	14,37
Поршневой	Вп20/8	0,333	0,90	120	3,30	7,21
Поршневой	5Вп30/8	0,500	0,90	176	3,30	4,80
Поршневой	2ВМ10-50/8	0,833	0,90	275	3,39	2,987
Поршневой	4ВМ10-100/8	1,667	0,90	540	3,422	1,51

Продолжение таблицы 10.1.

1	2	3	4	5	6	7
Турбоком-прессоры	ЦК-119/9	1,92	0,90	970	4,04	1,64
Турбоком-прессоры	К-250-61-2	4,16	0,90	1500	3,40	0,60
Турбоком-прессоры	К-350-61-1	6,00	0,90	2090	2,89	0,327
Турбоком-прессоры	К-500-61-1	8,833	0,90	3030	7,08	0,70

Примечание: Для поршневых компрессоров приведено максимальное конечное давление воздуха; для турбокомпрессоров - номинальное.

10.2.2. Эксплуатация и производственные испытания компрессоров

Процессы пуска, остановки и наблюдения за нормальной работой компрессорных агрегатов различного типа достаточно подробно рассматриваются в заводских инструкциях по эксплуатации конкретных машин. Здесь будут рассмотрены лишь те основные факторы, которые в наибольшей степени определяют безопасность и экономичность эксплуатации компрессорных установок шахт.

10.2.2.1. Эксплуатация поршневых компрессоров

При эксплуатации поршневых компрессоров наиболее серьёзной опасностью является возможность воспламенения или взрыва продуктов разложения масла, скапливающегося в нагнетательном трубопроводе и его арматуре (воздухосборниках, маслоотделителях и т.п.). К возникновению условий, опасных с точки зрения самовоспламенения масла и продуктов его окисления в пневмосети, могут привести:

- повышение температуры сжатого воздуха в трубопроводе из-за ухудшения условий охлаждения воздуха в воздухоохладителях, возрастания температуры засасываемого воздуха или поломки пластин нагнетательных клапанов;
- увеличение толщины масляных отложений;
- повышение давления сжатого воздуха у компрессора вследствие снижения потребления воздуха и снижения скорости воздуха над масляной плёнкой.

В практике эксплуатации установок с поршневыми компрессорами наблюдались случаи, когда в течение достаточно длительного времени в трубопроводе происходило горение масла (трубопровод успевае­ ласкаливаться), но взрыва не происходило. Часто взрывы происходят в воздухо­ сорниках и маслоотделителях, не распространяясь по трубопроводу. В некоторых случаях взрыв, произошедший в одном месте, вызывал за счёт распространения ударной волны и детонации взрывчатой смеси разрушение трубопровода во многих местах на значительном расстоянии (более километра).

Учитывая причины, которые могут вызывать самовоспламенение масла и продуктов его окисления, наиболее опасными местами в пневмосети являются воздухо­ сорники, масловыделители и коллекторы, в которых из-за резкого снижения скорости течения воздуха, во-первых, более интенсивно происходит выпадение конденсата, содержащего масло, что приводит к образованию на внутренней поверхности этих элементов масляной плёнки большой толщины и, во-вторых, снижается тепловая мощность, отводимая от окисляющегося масла. Поэтому, при эксплуатации установок с поршневыми компрессорами, необходимо регулярно следить за состоянием внутренних поверхностей этих элементов пневмосети. В связи с этим "Правила устройства и безопасности эксплуатации стационарных компрессорных установок" требуют проведения очистки от масляных отложений воздухо­ сорников, буферных ёмкостей, влагомаслоотделителей, воздухоохла­ дителей и нагнетательных трубопроводов поршневых компрессорных установок не реже одного раза за 5000 часов работы. Поскольку температура сжатого воздуха является параметром, во многом определяющим безопасность работы установки, те же Правила требуют оборудования поршневых компрессоров с подачей более 10 м³/мин. концевыми воздухоохла­ дителями.

Для повышения безопасности эксплуатации поршневых компрессоров необходимо контролировать подачу масла в цилиндры компрессоров, не допуская превышения существующих норм.

Нарушение нормальной эксплуатации и ухудшение показателей работы поршневых компрессоров является следствием значительных колебаний давления сжатого воздуха на участке между компрессором и воздухо­ сорником. Неравномерность подачи

приводит к возникновению колебаний давления воздуха у компрессора, вызывающих, в свою очередь, вибрацию элементов установки и ухудшение условия их работы. Для ослабления последствий неравномерности подачи на основании существующих Правил необходимо установить после компрессора воздухоотборник определённой ёмкости. Однако, как показали исследования, при определённых условиях установка воздухоотборника может значительно усилить колебания давления на участке трубопровода, соединяющем его с компрессором.

Для устранения колебаний в эксплуатируемых установках с поршневыми компрессорами могут быть использованы различные способы, из которых наиболее эффективными являются устройство дополнительной буферной ёмкости непосредственно у нагнетательного патрубка компрессора (как это сделано в новых поршневых компрессорах серии М) или установка в трубопроводе между компрессором и воздухоотборником малоинерционного обратного клапана (для этой цели могут использоваться всасывающие клапаны компрессора).

10.2.2.2. Испытания поршневых компрессоров

Для оценки фактического состояния эксплуатируемых на шахтах поршневых компрессоров проводятся их регулярные испытания. Объём испытаний зависит от тех задач, которые ставятся перед ними. Наиболее полные испытания предусматривают определение всех основных показателей компрессора (подачи, индикаторных работ и коэффициентов, потребляемой мощности и к.п.д.) при нескольких значениях степени повышения давления. При испытаниях, ставящих менее общие задачи, определяют лишь часть показателей при одном режиме. Проведение испытаний регламентируется соответствующими документами.

Важнейшими показателями, характеризующими поршневые компрессоры, являются подача и удельный расход энергии. В том случае, если эти два показателя при определённой степени повышения давления соответствуют номинальным, можно говорить о нормальном состоянии компрессора. Снижение подачи или удельного расхода энергии компрессора может быть вызвано множеством причин. Одной из основных является негерметичность клапанов компрессора в закрытом состоянии и уплотнение поршней. Негерметичность всасывающих цилиндров приводит к

утечке сжатого воздуха из цилиндров; при негерметичности нагнетательных клапанов происходит возврат части сжатого воздуха из промежуточного воздухоохладителя или нагнетательного трубопровода в цилиндры. Причиной снижения подачи или удельного расхода энергии поршневых компрессоров могут быть также повышенные потери давления воздуха во всасывающем трубопроводе и межступенчатых коммуникациях.

10.2.2.3. Эксплуатация турбокомпрессоров

Практика эксплуатации турбокомпрессоров на шахтах Донбасса показала, что основными причинами, снижающими эффективность и надёжность работы этих агрегатов, являются неисправности механической системы и системы смазки компрессоров, а также неудовлетворительная работа системы охлаждения воздуха в них.

Одним из самых ответственных элементов механической системы турбокомпрессора является упорный сегментовый подшипник. Для улучшения условий работы упорного подшипника необходимо при монтаже обеспечить такую сборку лабиринтного уплотнения между разгрузочным поршнем и корпусом, чтобы расход через него не превышал 1-2% подачи компрессора. Кроме того, при чрезмерной нагрузке на упорный подшипник, следует установить дополнительные сегменты для уменьшения удельной нагрузки на них.

Состояние механической системы турбокомпрессора в большой степени характеризуется амплитудой вибрации. Заводы-изготовители обычно в инструкциях по эксплуатации приводят предельно допустимые значения вибрации, при достижении которых необходима аварийная остановка компрессора. В то же время, если производить непрерывный контроль уровня вибрации турбокомпрессора, можно заблаговременно устранить возникновение ненормальностей в работе механической системы, обратив на это внимание обслуживающего персонала.

Экономичность и устойчивость работы турбокомпрессора на пневматическую сеть в большей степени зависит от интенсивности охлаждения воздуха в промежуточных воздухоохладителях. Недоохлаждение воздуха в этих аппаратах приводит к снижению подачи компрессора при фиксированной степени повышения давления, увеличению удельного расхода энергии и снижению

критического давления. Кроме случаев специального ограничения расхода воды через промежуточные воздухоохладители, недоохлаждение сжатого воздуха в них может вызываться двумя основными причинами: засорение поверхностей теплообмена, особенно за счёт отложения водяного камня внутри трубок, и недоохлаждение воды в градирне, обслуживающей компрессорную станцию.

Интенсивность отложения водяного камня на внутренних поверхностях трубок воздухоохладителей зависит от физико-химических свойств охлаждающей воды, скорости и температуры её в трубках и др. Наиболее широко применяемый в настоящее время на шахтах способ очистки протравливанием трубных пучков в растворе соляной кислоты не снимает полностью отложения водяного камня, а в отдельных случаях нарушает связь рёбер с трубками, по которым циркулирует охлаждающая вода. В связи с этим, актуальным является организация специальной водоподготовки в системе охлаждения шахтных компрессорных установок, исключающей или значительно уменьшающей интенсивность отложения водяного камня в промежуточных воздухоохладителях. Одним из перспективных направлений является ультразвуковая или магнитная обработка воды, что подтверждается опытными работами, выполненными на отдельных предприятиях. Недоохлаждение воды в градирнях, обслуживающих компрессорные станции шахт, довольно распространённое явление вследствие неудовлетворительного состояния оросителя и воздухораспределительных устройств, неисправностей вентилятора градирни и др.

10.2.2.4. Испытания турбокомпрессоров

Периодические шахтные испытания турбокомпрессоров проводятся с целью оценки фактического состояния этих агрегатов и выявления возможностей повышения их показателей. Методика проведения типовых (полных) и контрольных испытаний центробежных компрессоров изложена в отраслевом стандарте.

Для проведения анализа состояния испытуемого турбокомпрессора необходимо иметь заводские характеристики секций неохлаждаемых ступеней и промежуточных воздухоохладителей при условиях, в которых проводились испытания. Однако зачастую заводские характеристики элементов компрессора либо вообще

отсутствуют (а лишь имеются характеристики турбокомпрессора при определённых условиях), либо условия проведения промышленных испытаний отличаются от номинальных условий, для которых завод-изготовитель даёт характеристики. Если заводские характеристики секций ступеней и промежуточных воздухоохладителей турбокомпрессора отсутствуют, необходимо получить эталонные характеристики испытуемого агрегата при сдаче его в эксплуатацию (при заведомо чистых поверхностях теплообмена промежуточных воздухоохладителей и каналов компрессора).

Снижение показателей компрессора может быть связано с недостаточным охлаждением воздуха в промежуточных воздухоохладителях, что отмечалось ранее. Большие потери энергии могут быть следствием чрезмерного расхода сжатого воздуха через разгрузочное устройство. При нормальном состоянии лабиринтных уплотнений думисса этот расход не должен превышать 1,5-2% подачи турбокомпрессора при давлениях 0,7-0,8 МПа.

Показателем состояния механической части турбокомпрессора, кроме значения механического к.п.д., является время свободного выбега ротора после отключения электродвигателя компрессора. При нормальном состоянии компрессора это время должно составлять не менее 5-6 мин.

10.3. Пневматические сети шахт

Шахтная пневматическая сеть является соединительным звеном между компрессорной станцией, вырабатывающей сжатый воздух, и пневмоприводом горных машин и механизмов - потребителями сжатого воздуха. На шахтах, разрабатывающих крутые и крутонаклонные пласты Донбасса, где широко используется пневматическая энергия, общая протяжённость сети может достигать десятков километров. Пневматическая сеть шахты включает магистральный и распределительный трубопроводы, а также специальную арматуру: запорные задвижки, линейные воздухохранилища, влагомаслоотделители, тепловые линзовые и сальниковые конденсаторы и др. Магистральный трубопровод монтируется из стальных труб общего назначения, размеры которых приведены в табл. 10.2.

Таблица 10.2.

Размеры стальных электросварных труб общего назначения

Условный диаметр, мм	50	100	150	200	250	300	350	400
Наружный диаметр, мм	57	108	159	219	273	325	377	426
Толщина стенки, мм	4,5	5,0	5,5	5,5	6,0	6,0	7,0	7,0

Соединение труб магистрального трубопровода выполняется сварным или с помощью фланцев. Сварные соединения, обеспечивающие высокую герметичность и наименьшее сопротивление трубопровода, необходимо использовать в случаях, когда по условиям безопасности и эксплуатации трубопровода возможно применение сварных соединений.

Фланцевые соединения труб используются в шахтах, опасных по газу и пыли; в качестве уплотнения фланцевых соединений используются прокладки из специальной твёрдой масло- и теплостойкой резины, обеспечивающие значительную герметичность этих соединений. Распределительная сеть служит для подвода сжатого воздуха от магистрального трубопровода к потребителям подготовительных и добычных участков шахты и монтируется частично из стальных труб общего назначения, а частично – из гибких резиновых или резиноканевых шлангов. Прокладываемый по горным выработкам трубопровод сжатого воздуха эксплуатируется в неблагоприятных условиях, характеризующихся высокой влажностью окружающей среды, вызывающей усиленную коррозию труб, а также возможностью деформации крепи выработок, на которой монтируются трубы, что приводит к нарушению герметичности их соединений. Следует также учитывать, что реальные условия монтажа труб в горных выработках не всегда позволяют выдержать уклон трубопровода, необходимый для сбора конденсата в местах установки водоотделителей.

Всё это требует систематического контроля состояния шахтной пневмосети для своевременного обнаружения и устранения утечек сжатого воздуха при нарушении герметичности труб и их соединений, а также чрезмерных потерь давления в сети из-за скопления конденсата и образования водяных пробок на отдельных участках трубопровода.

В настоящее время именно пневматические сети являются местом наибольших потерь энергии при эксплуатации шахтных

пневмоустановок, поэтому правильное проектирование и особенно грамотная эксплуатация пневмосетей – одно из основных условий эффективной работы этих установок.

Утечки сжатого воздуха из пневмосети являются обычно причиной наибольших потерь энергии в шахтных пневмоустановках: на ряде шахт утечки составляют 60% и более производительности компрессорной станции. Одним из основных факторов, определяющих величину утечек сжатого воздуха, является давление воздуха в сети. В шахтных условиях можно считать, что утечки сжатого воздуха через неплотности фланцевых соединений труб, а также утечки в распределительных сетях прямо пропорциональны избыточному давлению воздуха.

Относительная влажность сжатого воздуха, поступающего в пневматическую сеть, меньше единицы. В результате давления, вызванного сопротивлением трубопровода и охлаждения газа, относительная влажность изменяется, причём, поскольку снижение давления происходит менее интенсивно, чем охлаждение воздуха, относительная влажность сжатого воздуха растёт. На некотором расстоянии от компрессорной станции, зависящем от температуры и влажности атмосферного воздуха и от градиентов температуры и давления сжатого воздуха в трубопроводе, относительная влажность достигает единицы и в трубопроводе начинается конденсация влаги. Конденсация, практически, не вызывает изменения давления воздуха, поскольку парциальное давление водяного пара в сжатом воздухе значительно меньше (на несколько порядков) абсолютного давления транспортируемого воздуха. Однако скопление конденсата в трубах может привести к образованию водяных пробок, которые могут вызвать значительные потери давления воздуха. В связи с этим необходимо принять меры к удалению из трубопровода сконденсировавшейся влаги с помощью влагоотделителей.

Вследствие атмосферных условий (относительной влажности, давления и температуры воздуха) зона влаговываждения перемещается вдоль трубопровода, поэтому при проектировании пневмосетей необходимо так располагать влагоотделитель, чтобы обеспечивать удаление накопившегося конденсата из трубопровода при любых возможных положениях зоны влаговываждения. Если удаление конденсата из трубопровода непрерывно или периодически не производится, влага скапливается в самых низких

точках пневмосети, образуя водяные пробки, что, как уже отмечалось, может привести к существенным потерям давления и снижению эффективности работы пневмоустановки. Кроме того, в этом случае возможно содержание влаги в сжатом воздухе, поступающем к потребителям пневмоэнергии, что ухудшает условия их работы и увеличивает вероятность обмерзания выхлопных окон.

Утечки сжатого воздуха, снижение его температуры и давления в трубопроводе, приводят к тому, что суммарная работоспособность сжатого воздуха, поступающего к шахтным потребителям пневмоэнергии, меньше работоспособности воздуха, вырабатываемого компрессорной станцией. Расчёты показывают, что при начальных параметрах сжатого воздуха в пневмосети (давлении 0,7 МПа и температуре 333°K), а также параметрах окружающей среды (давлении 0,1 МПа и температуре 300°K) к.п.д. шахтной пневмосети (отношение полной работоспособности потока у пунктов потребления к работоспособности в начале сети) составляет:

- при потере давления в сети 0,1 МПа и относительном полезном расходе 0,5 - 45,6%;
- при потере давления 0,2 МПа и относительном полезном расходе 0,5 - 41%;
- при потере давления 0,1 МПа и относительном полезном расходе 0,4 - 36,5%.

То есть при увеличении потерь давления вдвое (от 0,1 МПа до 0,2 МПа) к.п.д. пневмосети уменьшается на 4,6% (с 45,6% до 41%), в то время как при увеличении утечек сжатого воздуха в пневмосети на 10% (с 50% до 60%) к.п.д. пневмосети уменьшается на 9,1% (с 45,6% до 36,5%).

При разработке пневматической сети шахты учитываются следующие требования:

- трубопровод, идущий от компрессорной станции на основной горизонт, состоит не менее чем из двух самостоятельных ставов, каждый из которых рассчитывается на транспортировку половины производительности станции, на этих участках трубопровода предусматривается устройство тепловых конденсаторов через каждые 150-200 м;
- в местах разветвления трубопровода (узловых точках сети) в горных выработках и в пунктах потребления воздуха уста-

навливаются линейные воздухоборники небольшого объёма (1-1,5 м³), служащие маслоотделителями;

- на выходе трубопровода из узловых точек устанавливаются запорные задвижки, позволяющие отключить любой участок для производства ремонтно-профилактических работ;
- при больших длинах участков в них через каждые 400-500 м устанавливаются маслоотделители.

10.4. Пневматические приводы горных машин и механизмов

В шахтных пневматических системах основными потребителями сжатого воздуха являются пневматические приводы горных машин и механизмов, выемочных комплексов, добычных и проходческих комбайнов, стругов, породопогрузочных машин, конвейеров, лебёдок, бурильных и отбойных молотков, толкателей, вибраторов и др. В указанных приводах применяются объёмные пневмодвигатели (ОПД). Для привода осевых вентиляторов местного проветривания, некоторых типов маломощных насосов специального назначения и электрогенераторов местного освещения применяются, главным образом, турбинные пневмомоторы (ТПМ). Кроме того, пневмоэнергия используется в бесприводных потребителях: эжекторах, эрлифтах, монжусных насосах, пневматических баллонах (крепи, костры, перемычки и др.), установках для пневмотранспорта, закладки и т.п.

10.4.1. Технические данные пневмодвигателей горных машин

В горнодобывающей промышленности наиболее широко используются объёмные пневмодвигатели (ОПД): поршневые – в качестве приводов породопогрузочных машин, лебёдок, элементов буровой техники и т.п.; шестеренные – для привода забойных машин, комбайнов, элементов угледобывающих комплексов, щитовых агрегатов и др.; пластинчатые – для привода ручного инструмента. ОПД других типов находятся в стадии освоения.

Поршневые ОПД выполняются по радиально-поршневой или аксиально-поршневой схемам. В радиально-поршневых пневмомоторах (тип П) рабочие цилиндры расположены звездообразно-радиально; преобразование возвратно-поступательного движения поршней во вращение вала осуществляется с помощью кривошипно-шатунного механизма. В аксиально-поршневых пнев-

модвижателях (тип ДАР) рабочие цилиндры расположены параллельно оси вращения вала; преобразование возвратно-поступательного движения поршней во вращение вала осуществляется пространственным кулачком (шайбой). Осевое расположение цилиндров двигателей типа ДАР уменьшает радиальные размеры мотора, делая его более компактным. Недостатки таких двигателей – малая надёжность в тяжёлых условиях кулачкового механизма.

Технические характеристики поршневых пневмодвигателей приведены в табл. 10.3.

Таблица 10.3.

Технические характеристики поршневых пневмодвигателей

Показатели	Типы поршневых пневмодвигателей						
	радиально- поршневые				аксиально- поршневые		
	П6,3-12	П7,5-12	П2,5Ф1	П16-25	ДАР 10М	ДАР 14М	ДАР 30М
Избыточное давление воздуха на входе, МПа	0,4	0,4	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Номинальная мощность, кВт	6,3	7,5	9,5	16	7,3	10	22
Номинальная частота вращения, с ⁻¹	12,5	12,5	13,5	25	10	6,7	6,7
Номинальный удельный расход воздуха, м ³ /кВт	68	70	65	78	65	74	65
Условный проход присоединительной арматуры, мм	25	40	25	50	25	32	38
Габариты: длина, мм	483	380	410	400	228	280	338
ширина, мм	382	425	410	450	180	265	275
высота, мм	370	410	465	450	240	265	350
Масса, кг	95	95	100	100	33	48	100

Шестеренные пневмодвигатели, обеспечивая привод машин в условиях больших динамических нагрузок, надёжны в эксплуатации и имеют сравнительно невысокую трудоёмкость в изготовлении. Они изготавливаются, в основном, с внешним зацеплением шестерён с прямыми, косыми и шевронными зубьями. Поскольку косозубые роторы позволяют увеличить, по сравнению с прямозубыми, коэффициент перекрытия, снизить удельное давление, и, следовательно, износ профиля, они нашли более широкое применение. Пневмодвигатели с прямыми и косыми зубьями работают практически без расширения и поэтому их энергетические показатели несколько ниже, чем шевронных, в

которых частично используется энергия расширения сжатого воздуха.

Стандартные пневматические шестеренные двигатели предназначены для привода горных машин при температуре окружающей среды от 5 до 50°С и относительной влажности воздуха до 97% при 35°С. Они содержат два зубчатых колеса внешнего зацепления одинаковых размеров. Косозубые двигатели предназначены преимущественно для привода машин, работающих со значительными динамическими нагрузками, требующими оперативного или дистанционного реверсирования. Технические данные косозубых шестеренных пневмодвигателей приведены в табл. 10.4. Основная область применения шестеренных двигателей – машины, не требующие реверсирования в процессе работы. Технические данные шевронных пневмодвигателей приведены в табл. 10.5.

Таблица 10.4.

Технические характеристики шестеренных пневмодвигателей

Показатели	Типы шестеренных пневмодвигателей								
	К3Ф-50	К5.5Ф-32 (К5,5Л-32)	К11Ф-25 (К11Л-25)	К18Ф-25	К18Л-25 (К18Л-16)	К30Ф-25 (К30Ф-16)	К45Ф-25 (К45Ф-16)	К55Ф-25 (К55Ф-16)	8ШК4 ОМ
Избыточное давление воздуха на входе, МПа	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,3
Номинальная мощность, кВт	3	5,5	11	18	18	30	45	55	33
Номинальная частота вращения, с ⁻¹	50	32	25	25	25 (16)	25 (16)	25 (16)	25 (16)	16,6
Номинальный удельный расход воздуха, м ³ /кВт	85	78	72		68	65	52	52	73
Условный проход присоединительной арматуры, мм	25	40	50	50	50	65	80	80	65
Масса, кг	26	68 (72)	141 (145)	280	280	350 (430)	550	550	520

Примечания: 1. Варианты исполнения: Ф - фланцевое; Л - на лапах.

2. Величины параметров даны при номинальном давлении сжатого воздуха в двигателе 0,4 МПа без глушителя шума на выхлопе.

3. Номинальные давления удельного расхода свободного воздуха даны для следующих условий: температура- 20°С; давление – 760 мм. рт. ст.; влажность – 100%.

Таблица 10.5.

Технические данные шевронных пневмодвигателей

Показатели	Типы шевронных пневмодвигателей						
	Ш-2Ф (Ш-2Л)	Ш-3Ф	Ш-4Ф (Ш-4Л)	Ш-5Ф (Ш-5Л)	Ш-6Л	Ш-8Л	2УПШ
Избыточное давление воздуха на входе, МПа	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,3
Номинальная мощность, кВт	15	23,6	30	37	46	60	35
Номинальная частота вращения, с ⁻¹	50,0	50,0	41,7	41,7	33,3	33,3	16,6
Номинальный удельный расход воздуха, м ³ /кВт	57	57	53	53	53	53	61
Диаметр входного патрубка, мм	50	50	65	65	75	75	65

Примечания: 1. Варианты исполнения: Ф - фланцевое; Л - на лапах.

2. Величины параметров даны при номинальном давлении сжатого воздуха в двигателе 0,4 МПа без глушителя шума на выхлопе.

3. Номинальные давления удельного расхода свободного воздуха даны для следующих условий: температура - 20°C; давление - 760 мм. рт. ст.; влажность - 100%.

Объёмные поршневые двигатели широко используются также в пневмомашинах ударного действия, используемых при различных технологических процессах – отбойке горной массы, бурении шпуров и т.п. К числу машин этого типа относятся отбойные, бурильные и другие молотки, пневмоударники. Техническая характеристика пневмомолотка ПМ-61:

Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5
Энергия единичного удара, Дж	39
Частота ударов, с ⁻¹	24
Расход воздуха, м ³ /мин.	1,25
Масса (без инструмента), кг	7,7

Бурильные молотки имеют ударный узел, аналогичный пневмомолотку, и, кроме того, механизм поворота бура с кинематическим приводом от поршня ударника или с индивидуальным приводом.

Турбинные пневмомоторы наиболее широко используются для привода вентиляторов местного проветривания. В таких венти-

ляторах осевое рабочее колесо на внешнем ободе имеет лопатки пневматической турбины. Подвод сжатого воздуха к соплу турбины осуществляется через патрубок, причём для повышения мощности турбины используют несколько сопел, например, в вентиляторе ВП-5 их два. Техническая характеристика вентилятора ВП-5:

Рабочее давление, МПа	0,5
Мощность на валу, кВт	10
Частота вращения, с	83
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	5

10.4.2. Эксплуатация пневмодвигателей

Пневматический привод из-за специфики его внутренних процессов, в отличие от распространённого в горной промышленности электропривода, характеризуется низкой температурой функциональных узлов в процессе работы. Вследствие этого длительные перегрузки, частые и затяжные пуски, режимы стопорения и опрокидывания для пневмопривода не опасны; это существенно упрощает эксплуатацию пневмодвигателей и повышает её безопасность. Поэтому задачи эксплуатации пневмодвигателей сводятся преимущественно к выполнению мероприятий, направленных на повышение долговечности и экономичности.

Долговечность пневмодвигателей определяется, прежде всего, выполнением регламентируемого заводом-изготовителем режима смазки, очисткой сжатого воздуха, поступающего из пневмосети, своевременным техническим обслуживанием, включая осмотры и ремонты.

Смазка трущихся элементов, образующих рабочую полость (цилиндр-поршень, шестерни-корпус и т.д.), производится индустриальным маслом невысокой вязкости И-30А, И-12А, И-20А либо близкими по характеристикам. Подача масла к поверхностям трения осуществляется разбрызгиванием коленчатым валом в радиально-поршневых пневмодвигателях или распылением масла в потоке питающего сжатого воздуха автомаслёнками различной конструкции. При нормальной эксплуатации пневмодвигателей в

1 м³ потребляемого сжатого воздуха должно содержаться 0,15-0,30 г масла. Подшипниковые узлы пневмодвигателей смазываются либо общей системой картерной смазки (в большинстве радиально-поршневых пневмодвигателей), либо индивидуально-консистентными смазками путём периодической зарядки, либо маслом, поступающим со сжатым воздухом.

Сжатый воздух, транспортируемый по пневмосети, загрязнён пылью, ржавчиной, газообразными включениями и пр. Попадая в двигатель, твёрдые частицы приводят к абразивному износу трущихся поверхностей, конденсат ухудшает качество смазки, вызывает коррозию, газообразные включения вызывают химическое разрушение покрытий и резиновых деталей. Это сокращает долговечность двигателей и ухудшает их технико-экономические показатели вследствие закупорки отверстий и сопел влагой, льдом и твёрдыми частицами, повреждения поверхностей золотников и др. По некоторым данным загрязнение сжатого воздуха снижает долговечность пневматических устройств в 3-7 раз, а выход из строя по этой причине составляет до 80% общего числа отказов. Для очистки сжатого воздуха в трубопроводе устанавливают маслоотделители, а перед пневмодвигателем – специальные фильтры.

На экономичность работы пневмодвигателя, кроме выбора рационального режима работы, большое влияние оказывают состояние питающей линии и износ элементов пневмодвигателя. Износ пневмодвигателя вызывает увеличение конструктивных и технологических зазоров в подвижных соединениях, что приводит к падению мощности, коэффициента полезного действия и увеличению расхода сжатого воздуха.

10.4.3. Выбор пневмодвигателей

При проектировании систем с пневмоприводом обычно решаются вопросы выбора пневмодвигателя, параметров питающей пневмосети и определения ожидаемых режимов пневмодвигателя. Приводы горных машин и комплексов выбирают в процессе создания таких агрегатов. Поскольку на режимы работы объёмных пневмодвигателей (ОПД) в этих приводах влияют многие случайные факторы (изменение сопротивления на рабочем органе исполнительного механизма, регулирование режима работы двигателя, колебания давления сжатого воздуха в участковой

пневмосети и др.), выбор ОПД основан на использовании обширного статистического экспериментального материала. Для этого используются отраслевые стандарты методики выбора пневмодвигателей горных машин угольных шахт, созданные Донгипроуглемашем, ИГТМ НАНУ и НИПИрудмашем.

Задачи использования ОПМ для привода машин и механизмов возникают и на предприятиях, эксплуатирующих подобные машины. Выбор пневмодвигателя в таких случаях следует производить по параметрам расчётного режима нагрузки и заводским номинальным данным серийных двигателей из условия

$$M_n \geq M_p; n_n \geq n_p; M_{к.з. \min} \geq M_n;$$

где M_p, n_p – номинальные момент и частота вращения пневмодвигателя;

M_p, n_p – момент и частота вращения расчётного режима нагрузки рабочего механизма;

$M_{к.з. \min}$ – минимальное значение момента стопорения пневмодвигателя;

M_n – расчётный пусковой момент рабочего механизма.

Значение минимального момента стопорения пневмодвигателя в первом приближении может быть определено по выражениям:

- для поршневых пневмодвигателей

$$M_{к.з. \min} = (0,7 - 0,8) \cdot M_{к.з.};$$

- для шестеренных

$$M_{к.з. \min} = (0,9 - 0,95) \cdot M_{к.з.},$$

где $M_{к.з.}$ – среднее значение момента стопорения пневмодвигателя по его статистической характеристике.

Ориентировочно среднее значение момента стопорения может быть принято:

- для радиально-поршневых двигателей

$$M_{к.з.} = 1,9 \cdot M_n;$$

- для аксиально-поршневых

$$M_{к.з.} = 1,8 \cdot M_n;$$

- для косозубых шестеренных

$$M_{к.з.} = 1,6 \cdot M_n;$$

- для шевронных

$$M_{к.з.} = (2,1 \div 2,2) \cdot M_n.$$

Более точные выражения для частных конструкций пневмодвигателей можно получить, используя методику.

Предварительно определяется площадь проходного сечения питающей пневмосети:

$$f = \frac{V}{C_n},$$

где V – предполагаемый объёмный расход воздуха, приведенный к условиям окружающей среды, м³/с;

C_n – расчётная величина средней скорости воздуха в питающей пневмосети (10-30 м/с).

Значение предполагаемого расхода воздуха, приведенного к условиям окружающей среды, может быть ориентировочно принято, исходя из номинальных данных пневмодвигателей.

Затем рассчитывается ориентировочное значение ожидаемого давления у потребителя с учётом конструктивных параметров питающей пневмосети:

$$P_n^1 = \sqrt{P_n^2 - \xi \cdot \frac{R \cdot T_1}{f^2} \cdot G_n^2},$$

где ξ и f – соответственно коэффициент гидравлического сопротивления и площадь проходного сечения питающей пневмосети;

R – газовая постоянная воздуха;

T – начальная абсолютная температура воздуха ($T_1 = 293\text{K}$);

G_n – предполагаемый массовый расход воздуха.

Учитывая зависимость характеристик ОПД от давления, уточняются характеристики пневмодвигателя, исходя из следующих приближённых зависимостей:

$$G^1 = G_n \cdot \frac{P_n^1}{P_n};$$

$$V^1 = V_n \cdot \frac{P_n^1}{P_n};$$

$$M^1 = M_n \cdot \frac{P_n^1 - P_0}{P_n - P_0};$$

$$n^1 = n_n \cdot \frac{n_{x.x}^1}{n_{x.x}};$$

$$N^1 = N_n \cdot \frac{P_n^1 - P_0}{P_n - P_0} \cdot \frac{n_{x.x}^1}{n_{x.x}};$$

где G^1 , V^1 , M^1 , n^1 , N^1 – соответственно массовый и объёмный расходы воздуха, момент, частота вращения, механическая мощность на валу пневмодвигателя при ожидаемом давлении воздуха;

G_n , V_n , M_n , n_n , N_n – соответствующие параметры номинального режима пневмодвигателя;

P_0 – давление воздуха в окружающей среде ($P_0 = 0,1013$ МПа);

$n_{x.x}$ – частота холостого хода пневмодвигателя при расчётном давлении;

$n_{x.x}^1$ – частота холостого хода пневмодвигателя при ожидаемом давлении;

для холостого хода реверсивных ОПМ без обособленного выхлопа:

$$n_{x.x}^1 = n_{x.x};$$

для холостого хода пневмодвигателей с обособленным выхлопом (шестеренных реверсивных, поршневого типа ПП16-25 и др.):

$$n_{x.x}^1 = n_{x.x} \cdot \frac{P_0^1}{P_0}.$$

В заключение по уточнённой механической характеристике пневмодвигателя определяют ожидаемый режим работы системы "пневмосеть – пневмодвигатель – приводная машина". В случае необходимости окончательно выбирается сечение питающей сети, схемы управления, аппаратура. Для снижения параметров расчётного режима перед пневмодвигателем устанавливается постоянный дроссель.

10.5. Принципы проектирования пневматических систем шахт

Как уже отмечалось, вследствие динамики горных работ происходит непрерывное изменение топологии пневмосети и параметров её отдельных участков во времени. Эти обстоятельства

значительно усложняют проектирование шахтных пневмосистем. Учитывая большие мощности, потребляемые этими установками (до 10 МВт и более), высокие затраты на сооружение и эксплуатацию шахтных пневмосетей, обусловленные их значительной протяжённостью (10-30 км и более), правильный выбор параметров сети и оборудования компрессорной станции при проектировании являются важным условием эффективности работы шахты в целом.

Параметры элементов шахтных пневматических установок необходимо выбирать так, чтобы обеспечить минимизацию приведенных затрат по объекту за весь срок его эксплуатации.

Отметим, что даже в настоящее время отсутствует достаточно обоснованный, учитывающий реальные условия работы пневмосистемы, метод оптимизации её параметров.

Прежде всего, это объясняется сложностью задачи оптимального проектирования разветвлённой, развивающейся во времени и характеризующейся переменным расходом воздуха на участках, пневмосети. Кроме того, экономический эффект в большой степени зависит от достоверности исходных данных. В настоящее время достоверность таких данных при проектировании шахтных пневмосетей невысока. Исследования, проведенные Днепрогипрошахтом по сравнению проектных и фактических схем подготовки и отработки пластов Центрального района Донбасса, а также применяемого при осуществлении этих схем оборудования, в частности, показали, что расходы сжатого воздуха, рассчитанные на основании принятых в проектах и реально существующих данных, могут значительно отличаться. Отношение этих расходов воздуха в условиях четырёх характерных шахт колебалось от 0,5 до 3. Следует отметить, что сравнение выполнялось по расчётным расходам. Очевидно, расхождение между проектными и фактическими расходами сжатого воздуха будет значительно больше.

Одна из особенностей расчёта приведенных затрат на транспортирование сжатого воздуха связана с тем, что расход воздуха в пунктах потребления, а значит и на участках трубопровода, меняется во времени. В этих условиях, строго говоря, расход энергии на транспортирование воздуха необходимо определить как сумму расходов за время с постоянным потреблением. Однако проведенные рядом авторов исследования показали, что изменение

расходной характеристики сети, питающейся сжатым воздухом от участка трубопровода постоянного диаметра и длины, оказывают малое влияние на расход энергии, идущей на транспортирование воздуха по участку. Так, при изменении расходного коэффициента пункта потребления в 2-5 раз, расход энергии на транспортирование воздуха на участке менялся не более чем на 10%. Это даёт возможность при расчёте эксплуатационных затрат стоимость энергии, расходуемой на транспортирование воздуха, определять по среднесуточному расходу.

По этому же расходу определяются диаметры с учетом полной потери давления в сети 0,1-0,2 МПа при расчётном режиме.

После выбора стандартных диаметров участков шахтной пневмосети необходимо определить возможные участки, на которых будет происходить конденсация влаги из сжатого воздуха, и установить влагоотделители или линейные воздухоотборники, позволяющие удалять конденсат из трубопровода.

Известно, что фактический режим работы пневмоустановки определяется графически точкой пересечения расходных характеристик пневматической сети и компрессорной станции. Поэтому неправильный выбор расчётной подачи компрессорной станции приводит к изменению режима работы пневмоустановки и давлений в пунктах потребления сжатого воздуха по сравнению с принятым в расчёте пневмосети.

Поскольку расходная характеристика пневмосети не постоянна, необходимо подачу компрессорной станции выбирать так, чтобы с достаточной надёжностью обеспечивалось поддержание требуемого давления сжатого воздуха в пунктах потребления.

После расчёта необходимой подачи компрессорной станции выбирают тип и число компрессоров, устанавливаемых на станции.

При необходимых подачах, не превышающих 6-8 м³/с, станции обычно оборудуются поршневыми компрессорами, подачу которых выбирают так, чтобы максимальное потребление сжатого воздуха на шахте обеспечивалось не менее чем двумя агрегатами. Агрегаты желательно иметь однотипные. В качестве резервного принимают один компрессор при числе рабочих машин не более трёх; при большем числе рабочих агрегатов принимают два резервных компрессора.

При необходимых подачах компрессорной станции более 8 м³/с, она оборудуется обычно турбокомпрессорами. Днепроги-

прошахтом разработаны унифицированные проекты турбокомпрессорных станций с подачей 8,3; 12,5; 16,7; 25,0; 33,3 м³/с (500, 750, 1000, 1500 и 2000 м³/мин.). В качестве резервного принимают один агрегат при числе работающих машин до двух, при числе работающих турбокомпрессоров 3-6 принимают два резервных.

10.6. Повышение эффективности работы пневматических систем шахт

Сжатый воздух один из самых дорогих видов энергии, используемых в угольной промышленности. Одна единица энергии, получаемая в пневмоприводах горных машин и механизмов, использующих сжатый воздух, обходится в семь-десять раз дороже, чем единица, полученная при работе электропривода. Поэтому вопрос повышения эффективности шахтных пневмоустановок чрезвычайно актуален.

Усреднённая энергетическая диаграмма шахтной пневматической установки при удовлетворительном и хорошем состоянии её элементов приведена на рис. 10.1. Как видно из диаграммы, потери энергии в компрессорных агрегатах составляют около 50%. В случае утилизации тепла в компрессорных агрегатах (для отопления производственных и бытовых помещений, стволов и т.п.) потеря энергии в компрессорных агрегатах может быть снижена до 40%.

Потери работоспособности воздуха в пневмосети достигают 40% энергии, потребляемой пневмоустановкой, из-за значительных утечек воздуха, составляющих зачастую 60% и более от подачи компрессорной станции. Снижение утечек – основная задача персонала, эксплуатирующего шахтные пневмоустановки. При хорошем состоянии шахтной магистральной и распределительной сети утечки не превышают 20-25% подачи компрессорной станции, в этом случае потери энергии при транспортировании воздуха могут быть снижены до 20%. Потери энергии в потребителях сжатого воздуха в большой степени зависят от их технического состояния. Поэтому регламентируемые заводами-изготовителями профилактические осмотры и плановые ремонты являются обязательными при эксплуатации пневмопотребителей. В целом, даже при существующем оборудовании, за счёт повышения уровня

эксплуатации, к.п.д. шахтной пневматической системы может быть увеличен почти в 4 раза.

Энергия, израсходован- ная компрессорной станцией на выработку сжатого воздуха - 100%	Потери энергии в компрессорной установке - 49% (41%)		
	Работоспособность потока воздуха, по- ступающего в пнев- мосеть - 51% (59%)	Потери энергии при транспортировании сжатого воздуха по трубопроводам - 37% (20%)	
		Работоспособность потока сжатого воздуха у потребителя - 14% (37%)	Потери энергии в потребителях- 11% (28%)
			Полезная работа - 3% (11%)

Рис. 10.1. Усреднённая энергетическая диаграмма пневматической системы

(цифры без скобок - при удовлетворительном состоянии её элементов; цифры в скобках - при хорошем состоянии её элементов)

Повышение эффективности работы пневматических систем шахт может быть достигнуто с помощью технических решений, обеспечивающих оперативный контроль работы пневмосистемы: своевременное выявление утечек и других аварий, контроль давления сжатого воздуха у потребителей, оптимальное управление работой компрессорной станции и других элементов, включая пневмодвигатели.

11. ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ И ТУШЕНИЕ ЭНДОГЕННЫХ ПОЖАРОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТЫХ И КРУТОНАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ*

11.1. Общие положения

В соприкасающемся с воздухом измельченном влажном угле происходит одновременно ряд химических и биохимических реакций, которые сопровождаются выделением тепла. При температуре около 120...160°C возгораются выделяющиеся при биовыщелачивании пирита сероуглерод и элементная сера, в дальнейшем пирит и метан, дальнейшее увеличение температуры приводит к резкому ускорению окислительных процессов в твердой угольной фазе с последующим ее воспламенением.

Для зарождения очага горения и развития эндогенного пожара необходимо сочетание совокупности инициирующих событий и условий (рис. 11.1). Невыполнение одного из инициирующих событий гарантировано предотвращает самонагревание угля.

В силу различия химического состава, плотности, структуры, наличия примесей и т.п. угли имеют различную склонность к окислению и возгоранию. Шахтопласты (выемочные поля), склонные к самовозгоранию углей, по эндогенной пожароопасности подразделяют на три группы: I – особо опасные; II – опасные; III – малоопасные.

При определенных условиях (не обработанный антипирогеном и неубранный уголь в полостях внезапных выбросов, систематические прососы воздуха через выработанное пространство или целики, длительное нахождение отслоившегося угля за крепью горных выработок и воздействие на него органических веществ и т.п.) возможно возникновение эндогенных пожаров на выемочных полях шахтопластов угля, не склонного к самовозгоранию.

Основными признаками самонагревания угля считают: увеличение температуры угля, воздуха и воды выше естественной для данной выработки; устойчивое нарастание в исходящих струях доли оксида углерода (более 0,0017%), а также превышение фонового содержания водорода, предельных и неопредельных

* В написании раздела принимал участие Киященко В.В.

углеводородов в трех пробах, отобранных последовательно в течение суток. Дополнительные признаки - уменьшение доли кислорода и увеличение доли диоксида углерода и влагосодержания в шахтном воздухе.



Рис. 11.1. Схема зарождения и развития очага самонагревания угля

Строительство шахт, вскрытие и подготовка выемочных полей, горизонтов, блоков, панелей осуществляют по проектам, имеющим разделы (проекты), касающиеся предупреждения пожаров от самовозгорания угля. Эксплуатацию выемочных участков, проведение и капитальный ремонт горных выработок осуществляют по паспортам, составляемым в соответствии с проектами и содержащим перечень мероприятий по предупреждению пожаров от самовозгорания угля.

Каждая шахта, разрабатывающая пласты угля, склонного к самовозгоранию, должна быть обеспечена средствами подавления очагов самовозгорания, локализации и тушения эндогенных пожаров в соответствии с "Инструкцией по противопожарной защите угольных шахт". На шахте необходимо иметь неприкосновенный запас гипса или других вяжущих материалов и оборудование для возведения перемычек. Количество материалов со-

гласовывается с командиром ВГСО, который обслуживает шахту (но не менее чем для четырех изоляционных перемычек).

В шахтах, разрабатывающих пласты угля, склонного к самовозгоранию, должен быть организован непрерывный автоматический контроль над ранними признаками самонагрева (самовозгорания) угля. При отсутствии автоматической аппаратуры, специально назначенные лица из числа ИТР определяют содержание оксида углерода, водорода и измеряют температуру воздуха. Периодичность контроля на выемочных полях шахтопластов III группы – не менее одного раза, II группы – двух, а I группы – трех раз в смену, причем не реже одного раза в смену – горным мастером вентиляции и техники безопасности (ВТБ). Результаты контроля фиксируют в наряде-путевке горного мастера участка ВТБ.

В шахтах, разрабатывающих пласты угля, склонного к самовозгоранию, для каждой лавы должны определяться фоновые содержания оксида углерода, водорода и проводиться наблюдения над их изменением. Место контроля выбирает главный инженер шахты и согласовывает с командиром ВГСО. Потенциально опасными в отношении возникновения эндогенных пожаров при условии доступа к ним воздуха следует считать: скопления измельченного угля в выработанном пространстве лав; места геологических нарушений, пересекаемые выработками; целики угля в лавах, барьерные целики на границах шахтных и выемочных полей; уголь в полостях внезапных выбросов; скопления разрыхленного угля в пустотах за крепью горных выработок и у изолирующих перемычек; места обрушения пород в горных выработках, обнаживших вышерасположенные пласты и пропластки угля; места обрушения кровли и сползания почвы в лавах; скопления ветоши, смоченной минеральным маслом.

При превышении концентрации оксида углерода над фоновой работники шахты обязаны отобрать контрольную пробу воздуха для анализа ее в газоаналитической лаборатории ГВГСС на содержание CO ; H_2 ; O_2 ; CO_2 ; CH_4 ; C_2H_4 ; C_2H_2 . Для выявления динамики выделения газов отбирают пробы воздуха в тех же местах в течение последующих 3-х суток. Устойчивое нарастание концентрации оксида углерода, водорода и непредельных углеводородов над фоновой свидетельствует о начале процесса самовозгорания угля. При обнаружении в воздухе доли CO , превышающей

0,0017%, работы на участке должны быть прекращены и приняты меры по обнаружению источника СО. По поводу каждого случая обнаружения ранних признаков самовозгорания угля должен быть составлен акт.

Контроль температуры на стадии самонагрева проводят по соотношению непредельных углеводородов в соответствии с требованиями "Руководства по определению стадий развития эндогенных пожаров в шахтах".

Вскрывают, подготавливают и разрабатывают пласты угля, склонного к самовозгоранию, через полевые выработки (главные и групповые штреки, квершлагги, уклоны, скаты) с применением столбовых систем разработки. В отдельных случаях, при отработке тонких и средней мощности выбросоопасных и с высокой газоносностью пластов угля, склонного к самовозгоранию, допускается применение пластовых выработок.

Закладывают полевые штреки на откаточном и вентиляционном горизонтах при отработке крутопадающих пластов в соответствии с "Типовыми технологическими схемами подготовки, отработки и изоляции шахтных полей и выемочных участков на крутопадающих пластах угля, склонного к самовозгоранию".

Запрещается проводить основные горные выработки (стволы, бремсберги, уклоны, главные и групповые штреки) по пластам угля, склонного к самовозгоранию. Проведение групповых штреков, участков бремсбергов (уклонов) допускается с разрешения технического директора производственного объединения (концерна, ассоциации, акционерного общества) при сближенном расположении пластов по нижележащему пласту, не склонному к самовозгоранию угля.

Запрещается, за исключением аварийно-спасательных работ, проведение горных выработок вприсечку к выработанному пространству действующих очистных забоев. При оставлении целиков угля между выработанным пространством действующего очистного забоя и проводимой выработкой их ширину определяют расчетом, но она не должна быть менее 20 м.

Вскрытие угольных пластов квершлаггами со стороны лежащего бока пласта производят по проекту, который должен предусматривать: порядок вскрытия, обеспечивающий возможность наименьшего нарушения нависающего массива угля; закрепление этого массива; установку в квершлагге негорючей крепи, на-

чинающейся за 5 м от места обнажения пласта и заканчивающейся на сопряжении квершлага со штреком; заполнение пустот за крепью негорючими материалами; тампонаж закрепного пространства.

При отработке пластов угля I группы, определяют размеры и координаты пожароопасных зон, образующихся в выработанном пространстве каждого действующего участка. Скорость продвижения очистных забоев рекомендуется поддерживать такой, чтобы время пребывания пожароопасных скоплений угля в этих зонах было меньше инкубационного периода самовозгорания. Если это условие выполнить невозможно, то в паспорте участка необходимо предусмотреть специальные меры, уменьшающие эндогенную пожарную опасность: снижение действующей депрессии на участке и на сближенных пластах, возведение в выработках дополнительных изоляционных сооружений (перемычек, полос, рубашек), применение антипирогенов, обработку выработанного пространства пеной, гелеобразующими составами, закладку, заиливание, инертзацию выработанного пространства и др.

При отработке пластов крутого падения вместо закладки может быть возведена надштрековая полоса из вяжущего материала с параметрами, обеспечивающими герметизацию выработанного пространства.

Пласты в свите отрабатывают в нисходящем порядке с обязательной проверкой с помощью депрессионной съемки наличия аэродинамической связи между их выработанными пространствами. Если при отработке смежных пластов существует или может возникнуть аэродинамическая связь между их выработанными пространствами, или в деформированной воздухопроницаемой зоне пород в кровле или почве находятся пропластки угля, склонного к самовозгоранию, для предупреждения самовозгорания следует применять полную или частичную, полосами по падению, закладку выработанного пространства.

Выемку угля щитовыми агрегатами на пластах крутого падения, как правило, проводят под горизонтами, отработанными без целиков, изолируя выемочные участки в зоне проявления горного давления пенопластом или другим податливым материалом. При работе щитовых агрегатов под неотработанными этажами должны быть приняты меры по предотвращению сползания и разрушения нависающего массива угля.

Вертикальные или наклонные стволы, квершлагги, выработки околоствольного двора в местах пересечения с пластами угля, склонного к самовозгоранию, должны быть закреплены негорючей крепью с обязательным тампонажем закрепного пространства. На сопряжении главных квершлагов со штреками, проведенными по самовозгорающимся пластам угля, возводить из негорючих материалов изолирующие рубашки, которые заканчиваются аркой в замкнутом по периметру выработки врубе. Глубина должна быть не менее 1,0 м по углю и 0,5 м - по породе, протяженность рубашки - не менее 5 м от места пересечения по квершлаггу и штреку по обе стороны. В откаточных и вентиляционных штреках (ходках) или промежуточных квершлагах до начала очистных работ должны быть определены места возведения изоляционных перемычек не ближе 5 м от пересечения выработок, крепь в которых должна поддерживаться в исправном состоянии в течение всего срока эксплуатации участка.

Группирование пластов должно быть таким, чтобы пласт угля, склонного к самовозгоранию, был последним от групповой выработки, для того, чтобы при необходимости (в момент возникновения пожара) можно было изолировать один пласт.

При перекреплении горных выработок и восстановлении крепи при обрушениях выемку разрыхленного угля в пределах пласта производить на глубину 1 м, а пустоты заполнять негорючими материалами и изолировать.

Запрещается оставлять в выработанном пространстве лав и других выработках скопления измельченного угля мощностью более 0,2 м.

Попавший в действующие выработки при внезапных выбросах уголь должен быть убран, а полости выбросов со стороны действующих горных выработок в течение не более 10 суток после выброса изолированы перемычками и заилены. При большом объеме выброшенного угля, когда невозможно завершить работы в указанный срок, ликвидировать последствия внезапного выброса следует при условии соблюдения специальных мер, предупреждающих самовозгорание: создание в выработках и в полостях выбросов бескислородной среды (заполнение инертными газами или инертно-механической пеной), затопление водой, заполнение пенопластом (твердеющей пеной), заиливание выброшенного угля, покрытие его пленочными антипирогенами и т.п.

Участки с повышенной эндогенной пожарной опасностью следует заблаговременно готовить к подавлению очагов самонагревания инертной пеной. На участках должны быть передвижные установки для приготовления пены и подачи ее в выработанное пространство (пеногенераторы, насосы, емкости для раствора, пенообразователи, азотопроводы, газификаторы и др.). По откаточным и вентиляционным штрекам (ходкам) следует проложить трубопроводы диаметром не менее 100 мм для подачи пены в выработанное пространство. В местах геологических нарушений на трубопроводах необходимо предусмотреть пожарные краны с соединительными головками.

Отработанные гезенки и промквершлагги изолируют в срок не более 10 суток после завершения их эксплуатации. Перепад давления между очистными выработками на сближенных пластах не должен превышать 10 даПа.

Проекты подготовки и отработки пластов с геологическими нарушениями дополнительно должны содержать: выбор технологии, обеспечивающей максимальную выемку угля; порядок и объем применения антипирогенов; способы и средства изоляции оставляемых целиков, пачек, скоплений; усиление изоляции выработанного пространства со стороны примыкающих выработок; организацию контроля над ранними стадиями самовозгорания угля.

Нарезку лав и засечку квершлаггов производят на расстоянии не менее 20 м от мест геологических нарушений. Границы участков стремятся совмещать с геологическими нарушениями, чтобы списываемые при этом запасы угля одновременно являлись барьерными целиками.

В горных выработках, пересекающих зоны геологических нарушений, предусматривают установку усиленной крепи с обязательной затяжкой боков и кровли железобетонными затяжками, тампонаж или закладку породой пустот за крепью, принимают меры по предотвращению пульсаций давления воздуха при пусках-остановках ВМП и взрывных работах, организуют газовый контроль над ранними признаками самовозгорания угля.

В зонах геологических нарушений, пересекаемых горными выработками, раздавленный уголь необходимо убрать, а оставляемые в этих местах целики угля обработать антипирогенами или изолировать по всему контуру пенопластовыми, гипсовыми, глинобитными рубашками. Главный маркшейдер и геолог шахты

должны немедленно известить главного инженера шахты и командира подразделения ГВГСС, обслуживающего данную шахту, обо всех геологических нарушениях пластов, оставленных целиках, не предусмотренных проектом, оставленном угле в погашенных выработках и в выработанном пространстве действующих участков.

Все горные выработки в местах пересечения зон геологических нарушений, а также на расстоянии 8 м по обе стороны от последних, должны быть закреплены усиленной негорючей крепью.

Запрещается оставлять целики угля в лавах для поддержания примыкающих выработок. В случае вынужденного оставления целиков в местах геологических нарушений и в местах, предусмотренных проектами, указанные целики угля должны быть обработаны антипирогенами или изолированы. При отсутствии доступа к целику (в случае завалов или сплошных обрушений) необходимо место обрушения заилить пульпой, подаваемой по пульпопроводам из вышерасположенных горных выработок или через скважины, пробуренные в зону обрушения из смежных горных выработок. Количество заилочного материала (в твердом виде) должно составлять не менее 15% массы целика.

Целики угля в местах разрезки и останковки лавы (после окончания очистных работ) обрабатывают антипирогенами, изолируют пенопластовыми, гипсовыми или глинобитными рубашками толщиной 0,3-0,5 м и оконтуривают органной крепью или ограждают бутовой полосой шириной 3-5 м.

При подработке нависающих массивов вышележащих пластов и пропластков угля, выемке пластов не на полную мощность, проводят профилактическую обработку выработанных пространств газо-механической пеной.

Сближенные пласты отрабатывают, как правило, в нисходящем порядке на полную мощность и без оставления целиков угля.

Проветривание выемочных участков должно быть возвратно-точным на передние выработки. При газообильности выемочных участков 3 м³/мин. и более, а также на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа, допускается (по согласованию с отраслевыми НИИ и с разрешения местных органов Госнадзорхрантруда) применение других схем проветривания, при условии выполнения мероприятий по уменьшению утечек воздуха через

выработанное пространство и других методов предупреждения эндогенных пожаров.

Схемы проветривания выемочных участков необходимо выбирать исходя из возможности исключения их из общей вентиляционной сети шахты в случае возникновения пожара на участке.

На выемочных полях ежегодно проводят депрессионные съемки и определяют герметичность изолирующих сооружений, перепады давлений между пластами, утечки воздуха через выработанные пространства. На основании результатов депрессионной съемки разрабатывают мероприятия по исключению аэродинамической связи действующих выработок с изолированными пространствами.

Временно остановленные выемочные участки и выработки, а также временно неиспользуемые выработки должны проветриваться. Изоляция таких выработок допустима по разрешению директора (собственника) шахты, согласованному с местным органом Госнадзорохрантруда. При этом из изолируемой выработки должно быть извлечено новое электрооборудование и кабели. Вскрывают перемычки и разгазируют изолированные выработки силами ГВГСС в соответствии с планом мероприятий, утвержденным директором (собственником) шахты и согласованным с командиром ВГСО.

Временно остановленными являются выработки, эксплуатация которых приостановлена на некоторое время в связи с нарушением технологии ведения горных работ (недостаточное проветривание, опасность прорыва воды, пульпы, наличие на верхнем горизонте действующего подземного пожара и т.п.). Вводят такие выработки в число действующих в соответствии с требованиями ПБ только после устранения нарушений.

Временно неиспользуемыми считают выработки, эксплуатация которых в данный период по техническим или экономическим соображениям нецелесообразна. При остановке очистных работ на пологих и наклонных пластах на срок более месяца, а на крутонаклонных и крутого падения – более 15 суток, должны быть приняты меры по дополнительной изоляции выработанного пространства. Режим проветривания очистных и подготовительных выработок оставляют неизменным.

Места возведения изолирующих перемычек должны удовлетворять следующим основным требованиям: находиться не ближе

чем в 5 м от сопряжения выработок; иметь ненарушенные боковые породы и целики угля. Трещины в целиках угля или окружающих породах должны быть затампонированы на всю глубину воздухопроницаемой зоны цементным раствором или другим герметизирующим составом, нагнетаемым под давлением в шпур. Если выработка в месте возведения перемычки закреплена сплошной крепью (бетон, кирпичная или бетонитовая кладка и т.п.), последняя убирается на всю ширину вруба. На шахтах, опасных по метану, горные выработки изолируют взрывоустойчивыми перемычками. Выработки в местах установки перемычек должны быть очищены от разрыхленного угля и породы, надежно закреплены на 5 м по обе стороны от перемычек, а подходы к перемычкам – свободными. Все изолирующие перемычки должны быть оштукатурены, побелены или покрыты слоем торкретбетона.

Места установки перемычек наносят на планы горных выработок и отмечают в "Книге наблюдений за пожарными участками и проверки состояния изоляционных перемычек". Для отбора проб воздуха и измерения температуры в каждую перемычку должна быть заложена металлическая труба диаметром 35-50 мм с заглушкой на газовой резьбе. Трубу располагают на расстоянии 2/3 высоты выработки от почвы. Выступающий конец трубы перед перемычкой должен быть длиной не менее 0,1 м, а за перемычкой – 1,0 м. Для стока воды в обводненных выработках в перемычки закладывают трубы с гидравлическим затвором. Для подачи огнегасительных средств в перемычках должна быть заложена труба диаметром 100-150мм с бортом, фланцем и заглушкой.

Проверка состава воздуха изолированных участков проводится из-за перемычек, возведенных на исходящих струях, а действующих участков – в местах, наиболее опасных по самовозгоранию. Одновременно измеряется температура воздуха.

После вскрытия изолированных выработок ежемесячно, в течение последующих десяти суток, проводят экспресс-анализ проб воздуха на исходящей из данной выработки струе в целях обнаружения возможных признаков самонагревания угля.

При ведении работ по погашению выработок бригадир или звеньевой должен измерять содержание СО три раза в смену с помощью газоопределителя. Первое измерение – перед входом в погашаемую выработку, последующие два – в середине и конце

смены. Контрольные измерения проводят работники надзора участка или общешахтного надзора, обследующие горную выработку. Результаты измерения заносят в наряд-путевку горных мастеров.

Допускается проветривание погашаемых горных выработок через завал за счет общешахтной депрессии. В тех случаях, когда невозможно обеспечить подачу свежего воздуха, должны применяться ВМП.

Выемочные участки, эксплуатация которых закончена, должны быть изолированы в двухмесячный срок. При значительном объеме работ, связанных с демонтажем оборудования и извлечением металлокрепей, с разрешения технического директора производственного объединения (концерна, ассоциации, акционерного общества) или собственника шахты и по согласованию с местным органом Госнадзорохрантруда, НИИГД и ВГСО срок погашения выработки может быть продлен, но не более чем до 6 месяцев.

Ликвидация или консервация угольных шахт или их участков должна осуществляться по специальным проектам, согласованным и утвержденным в установленном порядке. В проект должен входить раздел по предупреждению эндогенных пожаров в период выполнения работ по ликвидации шахты и на все время ее консервации.

При сухой консервации меры по предупреждению эндогенных пожаров и обнаружению их должны быть предусмотрены для всех шахт, в том числе и разрабатывающих антрациты. На период ликвидации (консервации) должны быть предусмотрены мероприятия по: изоляции пластов угля, склонного к самовозгоранию; засыпке всех провалов и трещин и рекультивации дневной поверхности; своевременной изоляции погашенных выработок в шахте; изоляции участков с несписанными пожарами взрывоустойчивыми перемычками.

На шахтах, подлежащих ликвидации и прекративших выемку угля и проходание горных выработок, остановку главной вентиляционной установки или изменение режима проветривания производят по согласованию с командиром ВГСО, обслуживающего шахту, НИИГД и МакНИИ и с разрешения местного органа Госнадзорохрантруда. При сухой консервации угольных шахт проветривать горные выработки необходимо за счет общешахтной депрессии при постоянном контроле состава и температуры газов в

выработках. При этом определяют фоновое содержание оксида углерода и водорода и регулярно проверяют их изменение.

После завершения работ по ликвидации (консервации) угольной шахты Минтопэнерго (исполком Совета народных депутатов) назначает комиссию для приема работ. Комиссия на основании осмотра и оценки полноты и качества выполнения работ, предусмотренных проектом ликвидации (консервации) шахты (участка), в также изучения представленных документов составляет акт приемки работ.

11.2. Прогнозирование эндогенных пожаров

Прогноз эндогенной пожароопасности является базой, на которой строится система предупреждения пожаров от самовозгорания угля. Традиционные методы прогноза эндогенной пожароопасности можно разделить на три группы: методы, основанные на оценке химической активности угля; горно-статистические и комбинированные методы, основанные на учете горнотехнических и природных факторов, в том числе химической активности угля. Каждый эндогенный пожар можно с достаточной полнотой охарактеризовать с помощью этих факторов, которые в любом конкретном случае принимают вполне определенные значения. Доли влияния факторов различны. Влияние взаимосвязанных факторов на интенсивность возникновения эндогенных пожаров для шахт Донбасса определяется из уравнения множественной регрессии:

$$\lambda_{\phi} = -0,008 + 0,029 \cdot m + 0,0007 \cdot \alpha + 0,008 \cdot S - 0,0008 \cdot v - 0,0035 \cdot Hg, \quad (11.1)$$

где m – мощность пласта, м;

α – угол падения пласта, град.;

S – содержание общей серы в угле, %;

Hg – диффузионное сопротивление угля, мм;

v – скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

Зная значение интенсивности возникновения пожаров за любой период времени, можно определить вероятность возникновения пожара по формуле:

$$P = 1 - e^{-\lambda_{\phi} \cdot T}, \quad (11.2)$$

где T – время отработки выемочного поля, мес.

Шахтопласты (выемочные поля) по эндогенной пожароопасности подразделяются на три группы: I – особоопасные – $P = 0,75...1,0$; II – опасные – $P = 0,46...0,75$; III – малоопасные – $P = 0,12...0,45$.

В процессе подготовки и отработки угольных пластов склонность угля к самовозгоранию оценивает НИИГД на основании результатов лабораторных анализов отобранных в шахте проб, с учетом горнотехнических условий отработки пласта. Эта оценка уточняется в случае резкого изменения мощности и угла залегания угольного пласта, выявления ранее неизвестных геологических нарушений, обнаружения признаков самонагревания угля.

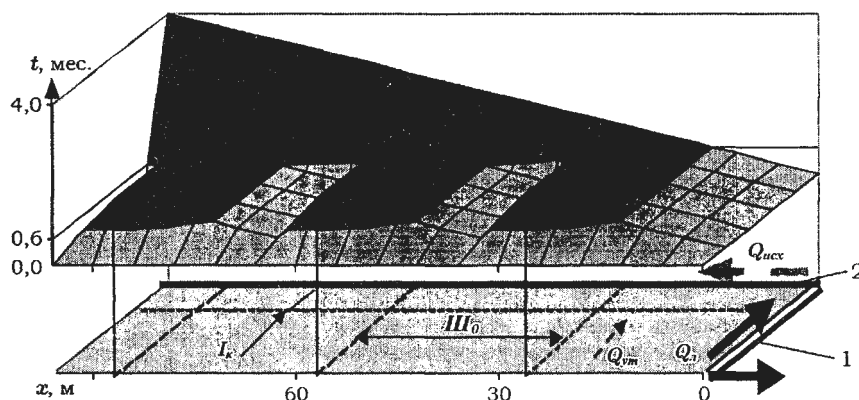
Пробы необходимо также отбирать из угольных прослоев и пропластков углистого сланца нерабочей мощности (при их наличии), расположенных в кровле пласта в пределах зоны обрушения, а при неустойчивых породах – в почве пласта.

Места отбора проб должны быть удалены от зон, где было произведено нагнетание воды в пласт, от дегазационных и разведочных скважин, а также от тектонических нарушений, но не более чем на 20 м.

Для отбора проб со свежееобнаженной поверхности угольного пласта по всей его мощности, перпендикулярно напластованию горных пород, вырубывается полоса шириной не менее 0,5 м и толщиной до 0,1 м. Отбитый уголь необходимо собрать и поместить в герметичный сосуд. Для отбора проб угля в качестве сосуда могут быть использованы полиэтиленовые мешки, стеклянные, металлические или пластмассовые банки. На каждый сосуд с внешней стороны должен быть нанесен четко обозначенный номер. Сосуд должен быть полностью заполнен углем и герметично закрыт. Внутри сосуда должна вкладываться записка с указанием номера сосуда, места отбора и характера пробы (угольная пачка или породный прослой, номер пачки).

На каждой шахте, обрабатывающей пласты угля, склонного к самовозгоранию, должно проводиться текущее прогнозирование эндогенной пожароопасности. Текущий прогноз дополняет и уточняет общий прогноз эндогенной пожароопасности, его производят на основе получаемой в процессе ведения подготовительных и очистных работ информации об изменении горно-геологических условий и горнотехнической обстановки. Существует несколько видов текущего прогнозирования.

Например, по разработанному в ДонНТУ методу производят оценку напряженного состояния пород в кровле отработываемого пласта для перерасчета шага обрушения основной и непосредственной кровли при изменении мощности или чередования слагающих ее породных слоев. Затем определяют размеры циклически формирующихся в выработанном пространстве под зависающими плитами пород кровли воздухопроводящих полостей, рассчитывают продолжительность контакта с воздухом находящегося там угля. Это позволяет уточнить места расположения пожароопасных зон и скорректировать параметры профилактических мероприятий в выработанном пространстве (рис. 11.2). Антипирогены подают в те участки выработанного пространства, где продолжительность взаимодействия кислорода и угля превышает инкубационный период самовозгорания последнего (на рисунке имеют темный тон).



*Рис. 11.2. Продолжительность t взаимодействия воздуха с оставленным в выработанном пространстве углем при отработке пласта лавой ($v_{оч} = 25$ м/мес), тип кровли A_2 ($Ш_0 = l_0 = 30$ м; $l_k = 25...30$ м) при прямоточной схеме проветривания и инкубационном периоде возгорания $t_u = 0,65$ мес:
1 – лава; 2 – вентиляционная выработка*

Как известно значительная часть эндогенных пожаров возникает в зонах разрывных, складчатых или сегментационных геологических нарушений (рис. 11.3).

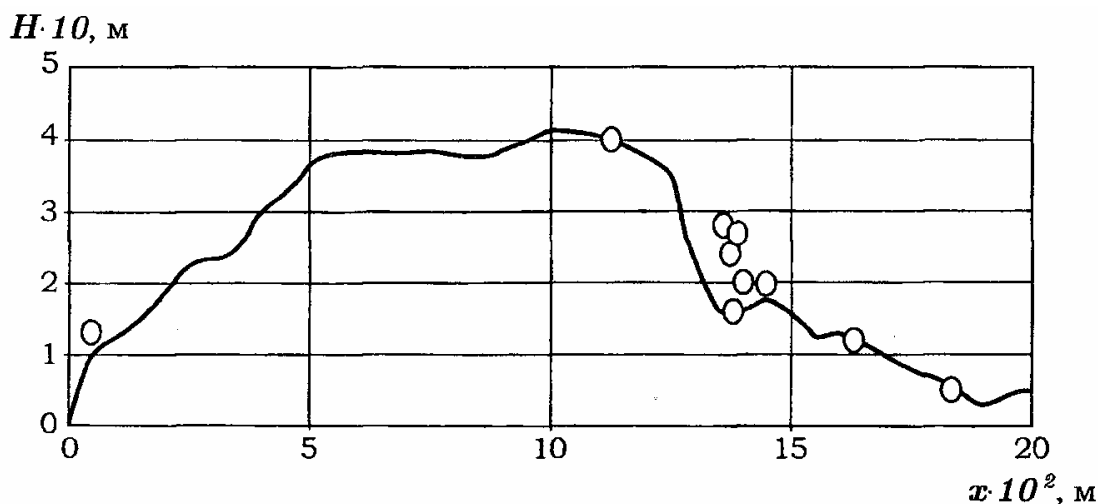


Рис. 11.3. Профиль пласта k_5^1 «Подпяток»

в поле шахты им А.И. Гаевского:

*0 – места возникновения эндогенных пожаров в зонах
мелкоамплитудных складчатых нарушений*

Однако современные способы прогнозирования этих зон отличаются низкой достоверностью и надежностью, особенно мелкоамплитудных нарушений. Выявление геологических нарушений и связанных с ними пожароопасных зон производят путем измерения смещений пород на контуре подготовительной выработки (рис. 11.4). Аномально высокие деформации, как правило, происходят в нарушенных областях, этим пользуются для заблаговременного выявления опасных мест и принятия мер по недопущению самонагревания угля.

11.3. Профилактика эндогенных пожаров

Выделяют три основных направления профилактики эндогенных пожаров в угольных шахтах: использование антипирогенов, повышающих теплоемкость и теплопроводность угля и снижающих его химическую активность; снижение концентрации кислорода в выработанных пространствах за счет сокращения утечек воздуха, накопления метана или нагнетания инертных газов; применение систем разработки, обеспечивающих минимальные потери угля и высокие скорости подвигания очистных забоев.

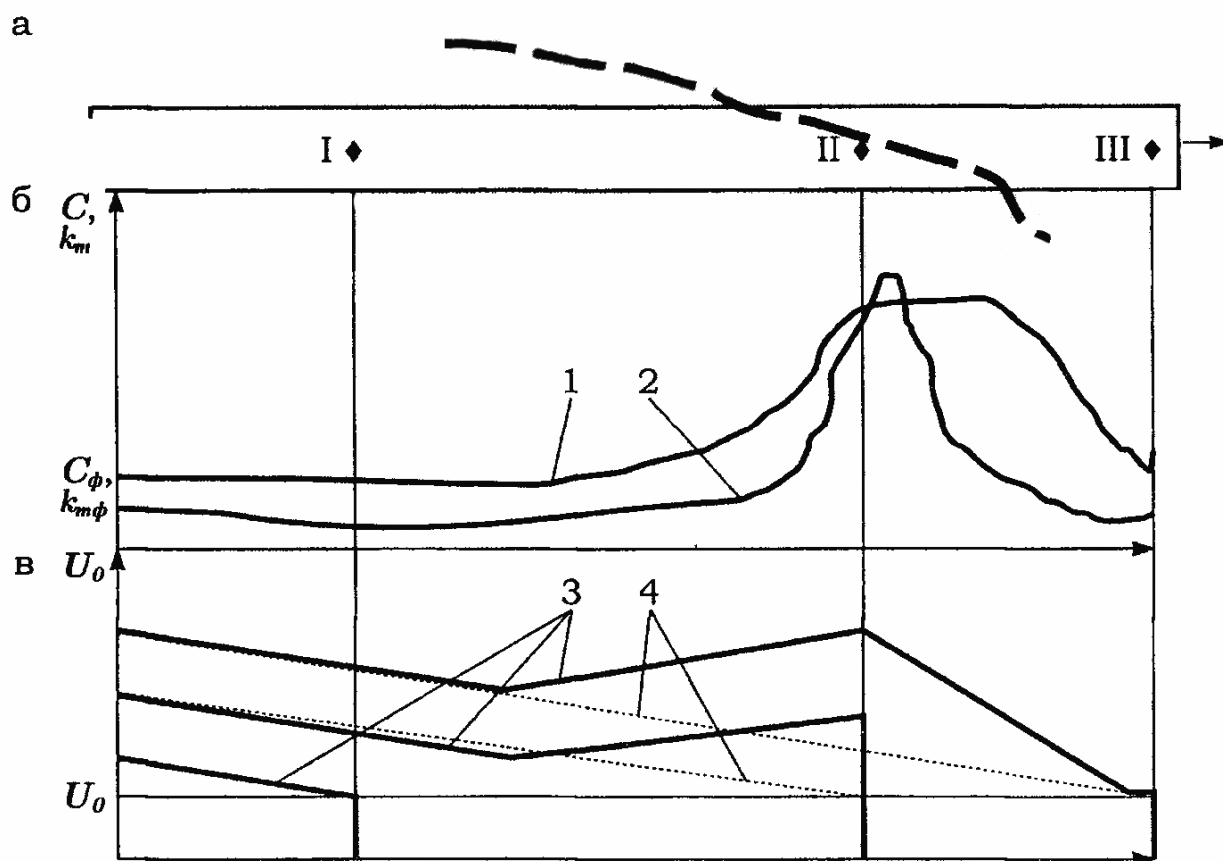


Рис.11.4. Положения забоя при пересечении подготовительной выработкой зоны геологического нарушения (а) и графики сопутствующих им газовыделения, показателя трещиноватости (б) и смещений породного контура (в):

1 – выделение метана C ; 2 – показатель трещиноватости k_m ; 3 и 4 – смещения U , соответственно фактические и расчетные (без учета влияния геологического нарушения); I, II, III – различные положения забоя относительно нарушения

Первые два направления представляют специальные меры профилактики, третье – общетехнические.

Проведение специальных профилактических мероприятий регламентировано «Руководством по предупреждению и тушению эндогенных пожаров на угольных шахтах Украины».

При разработке склонных к самовозгоранию пластов необходим комплексный подход к проблеме обеспечения пожарной безопасности горных выработок, включающий мероприятия по предотвращению сверхкритических потерь угля в выработанном пространстве, учет цикличности формирования пожароопасных

зон, управление потоками воздуха в пожароопасных зонах (табл. 11.1).

Таблица 11.1.

Основные пути управления утечками воздуха в выработанном пространстве

Управление утечками изменением:	Возможный способ осуществления
объема	<ul style="list-style-type: none"> - перераспределение воздуха в сети выработок; - изменение режима работы вентиляторных установок; - изменение топологии участковой сети; - обрушение или поддержание пород кровли; - возведение изолирующих сооружений.
направления и режима движения	<ul style="list-style-type: none"> - изменение места возведения изолирующих сооружений; - создание изоляционных заслонов в выработанном пространстве; - изменение схемы проветривания выработок; - выбор схемы и параметров дегазации выработанного пространства; - предотвращение резких перепадов давления воздуха.
состава	<ul style="list-style-type: none"> - дегазация выработанного пространства; - подача ингибирующих и инертных добавок в поток утечек.

Для выбора общетехнических способов профилактики предложена систематизация технологических приемов (как совокупностей подчиненных одной цели операций), направленных на предотвращение самонагревания угля в увязке с выполняемыми в выемочном поле (участке) операциями (табл. 11.2). Подавление очагов самонагревания методом отхода лавы заключается в естественной изоляции зоны самонагревания за счет обрушения пород непосредственной и основной кровли, их уплотнения и, как следствие, сокращения поступления свежего воздуха в зону нагрева угля. Одновременно происходит естественная инертизация за счет увеличения содержания метана и "мертвого" воздуха в выработанном пространстве.

Эффективность технологического воздействия дополняется возможностью текущего прогнозирования на основе методов горной геомеханики: мест интенсивного измельчения угля, возникновения полостей в выработанном пространстве, цикличности обрушения пород кровли.

Таблица 11.2.

**Общетехнические меры обеспечения эндогенной
пожаробезопасности горных выработок**

№ зоны	Совмещенные процессы		Способ реализации
	технологические	по ограничению самонагрева	
1	2	3	4
1.	Предупреждение выбросов Пылеподавление	Увлажнение угля	Нагнетание растворов ПАВ
2.	Отбойка угля	Улучшение гранулометрического состава	Увеличение скорости подачи комбайна
		Снижение потерь угля в пожароопасных зонах	Выемка пласта на полную мощность
3.	Погрузка и транспортирование угля	Уменьшение химической активности угля	Зачистка почвы пласта или смывание угольной мелочи в пожароопасных зонах
			Обработка угля растворами ПАВ Разубоживание измельченного угля на почве выработки
4.	Дегазация, управление утечками воздуха	Охлаждение угля	Воздействие водой Управление режимом движения воздуха или метана в выработанном пространстве
		Торможение кинетики окисления угля	Подача инертных газов или паров в выработанное пространство Изоляция и уплотнение угля обрушившимися породами кровли при отходе лавы Принудительная посадка кровли Заполнение пожароопасных полостей инертным материалом (закладка) Изоляция пожароопасных зон барьерами Предотвращение резких колебаний напора воздуха в выработках
		Снижение химической активности угля	Обработка угля связывающими растворами Обработка угля газообразными ингибиторами
5.	Крепление бровки лавы	Ограничение доступа кислорода к углю	Возведение литых, бутовых полос, костров, тумб, органной крепи
6.	Усиление крепи или погашение выработки		Обрушение консоли зависающих пород кровли разрушением пород
7.	Управление состоянием основной кровли		Разупрочнение кровли нагнетанием воды, передовое торпедирование, гидромикроторпедирование, принудительное обрушение взрыванием скважинных зарядов

В зависимости от условий ведения горных работ, применяемой технологии, экономических возможностей применимы различные способы профилактики самовозгорания угля. Объектами воздействия при этом являются: уголь, находящийся в его составе пирит, вода и бактерии; поступающий к углю воздух; десорбирующийся из него метан (табл. 11.3).

Паспорта проведения выработок в зонах геологических нарушений или ведения работ в очистных забоях составляют с учетом представленных в таблицах 11.2 и 11.3 общетехнических или специальных мер профилактики. Их эффективность следует предварительно оценить на основании одного из известных комплексных критериев оценки склонности угля к самовозгоранию.

Одним из экономичных и эффективных способов профилактики эндогенных пожаров является форсированный отход лавы от очага самонагревания. К нему прибегают в тех случаях, когда активный способ подавления очагов самонагревания не дал положительных результатов или к ним нет подступов, а также в тех случаях, когда изоляция аварийного участка приводит к длительной консервации подготовленных к выемке запасов угля и потере угледобывающей техники.

Эффективность подавления очагов самонагревания методом отхода лавы зависит от горно-геологических и горнотехнических условий и, в первую очередь, от места расположения указанных очагов, способа управления кровлей в лаве, свойств пород кровли, шага ее обрушения, скорости подвигания очистного забоя, депрессии выемочного участка.

Наиболее благоприятные условия для локализации очагов самонагревания имеются при легко- и среднеобрушаемых породах основной кровли и если выполняется условие:

$$L_0 \geq 0,6 \cdot l_n, \quad (11.3)$$

где L_0 – расстояние от забоя лавы до очага самонагревания, м;

l_n – длина лавы, м.

При породах основной кровли категории A_4^I , склонных к плавному прогибу, данный метод применять не рекомендуется.

Для ускорения подавления очагов самонагревания необходимо обеспечивать интенсивное подвигание очистного забоя. Одновременно целесообразно проведение мероприятий по принудительному обрушению пород кровли.

Таблица 11.3.

Классификация способов предотвращения самонагрева угля в горных выработках

Классификационный признак	Направления осуществления профилактических действий																	
	Уголь			Пирит			Воздух			Метан			Вода		Бактерии			
Способ воздействия	Улучшение грансостава	Уменьшение диффузного слоя	Обработка ингибиторами	Обработка антиоксидантами	Разбавление поровых растворов	Сокращение доступа кислорода	Управление составом смеси	Управление расходом и давлением	Изменение путей движения	Дегазация пространств	Управление дебитом	Управление потоком	Управление подачей	Изменение состава	Изменение фазового состояния	Создание щелочной среды	Воздействие антибиотиками	Перевод в пассивную форму
Тактика применения	Дистанционное воздействие								Непосредственное воздействие									
Место осуществления	Угольный пласт			Породы кровли			Выработанное пространство			Полость выработки								
Вид антипирогенов	Газообразные			Жидкостные			Твердофазные			Комбинации (пены, суспензии, аэрозоли)								

Ослабление пород кровли может осуществляться путем нагнетания воды или водных растворов химических реагентов. Для этой цели в кровле пласта бурятся скважины в сторону выработанного пространства. Если скважины, пробуренные в сторону очага самонагрева, попадают в купола обрушения, то в них подается вода, которая способствует охлаждению нагретых пород и ослаблению кровли за счет ее растрескивания. Выбор оборудования и параметров скважин производится в соответствии с "Руководством по борьбе с пылью в угольных шахтах".

Отход лавы от очага самонагрева возможен при следующих условиях: содержание вредных газов в выработках выемочного участка находится в пределах санитарных норм; содержание метана в действующих выработках не превышает значений, допустимых действующими Правилами безопасности; предотвращается возможность взрыва метановоздушной смеси в вырабо-

танном пространстве и, как следствие, выброс пламени и распространение взрывной волны в лаву и действующие выработки.

Для предотвращения попадания продуктов окисления в зону работы горнорабочих может осуществляться организованный отвод газозадушенной смеси по трубопроводам. С этой целью на вентиляционном штреке в погашаемой части выработки устанавливается переключатель и прокладывается трубопровод до места сброса отсасываемой смеси. В качестве побудителя расхода могут использоваться газоотсасывающие вентиляторы (типа ВМЦГ), эжекторы или установки ДПУ. Сброс отсасываемой смеси должен осуществляться в вентиляционные выработки за пределами аварийного участка. Если организованный отвод продуктов окисления осуществить невозможно, следует разжижать их путем увеличения расхода воздуха по участку, либо применить специальные методы обеспечения безопасных условий работы лав.

Режим проветривания участка выбирается в зависимости от места нахождения очага самонагрева в выработанном пространстве, газозадушенной обстановки и возможности возникновения взрывоопасной ситуации. В случае возникновения самонагрева в нижней части выработанного пространства очистного забоя целесообразно прибегнуть к местному реверсу, чтобы не допустить загазирования лавы продуктами окисления. Газозадушенная обстановка участка может быть значительно улучшена при переходе к проветриванию на передний квершлаг, если имеется такая возможность.

В зависимости от содержания метана в выработанном пространстве осуществляется управление утечками воздуха через него. Если содержание метана равно или выше верхнего предела взрываемости, утечки воздуха следует уменьшать, для чего необходимо уплотнять надштрековые бутовые полосы. При содержании метана, равном или близком к его нижнему пределу взрываемости, утечки воздуха через выработанное пространство следует увеличить, прокладывая в бутовых полосах специальные печи или увеличивая перепад давлений воздуха между откаточным и вентиляционным штреками.

При наличии взрывоопасной ситуации на участке перед отходом лавы следует применить флегматизацию или ингибирование рудничной атмосферы в зоне очага самонагревания. Эти мероприятия осуществляются и в течение всего времени отхода лавы. Взрывоопасная ситуация на аварийном участке может быть ликвидирована путем дегазации выработанного пространства по скважинам, пробуренным с откаточного или вентиляционного штрека либо с поверхности.

При необходимости следует регулировать давление воздуха на аварийном участке. При повышении его содержание метана в выработанном пространстве уменьшается, при уменьшении – увеличивается. Изменение давления осуществляют регулировкой подачи вентиляторов главного проветривания, перераспределением депрессии в сети горных выработок вспомогательными вентиляторами.

На каждый случай подавления очагов самонагревания методом отхода лавы должен быть составлен специальный проект, в котором необходимо предусмотреть меры, обеспечивающие безопасные условия работы людей. Проект должен быть утвержден техническим директором (холдинга, производственного объединения, концерна, ассоциации, акционерного общества) и согласован с НИИГД и командиром отряда ВГСО, обслуживающего шахту.

Акт на списание очага самонагревания, ликвидированного путем подвигания лавы, не составляется. В этом случае в акте о возникновении самонагревания делается соответствующая отметка, а на планы горных работ наносится место и даты возникновения и завершения подавления очага самонагревания.

Признаки подавления очага самонагревания в выработанном пространстве: водород и оксид углерода в пробах воздуха, отобранных в выработках выемочного участка, отсутствуют или содержание их не выше фонового значения; температура угля в очаге самонагревания ниже критического значения, характерного для данного шахтопласта; отсутствуют другие признаки самонагревания.

11.3.1. Оборудование, технические средства и материалы, применяемые для предупреждения самовозгорания угля

Насос винтовой электрический 1В-20/10 предназначен для перекачки воды или подачи пенообразующего состава в пеногенератор (табл. 11.4).

Таблица 11.4.

Технические данные насоса винтового электрического

Подача, м ³ /с	0,044
Давление нагнетания, МПа	1,0
Допустимое вакуумметрическое давление при всасывании, МПа	$60 \cdot 10^{-3}$
Мощность электродвигателя, кВт	8,0
Масса насоса с электродвигателем на раме, кг	260

Насосная установка пневматическая УН-35 предназначена для подачи пенообразующего раствора к пеногенератору (табл. 11.5).

Таблица 11.5.

Технические данные насосной установки пневматической

Подача, м ³ /с	0,5-10
Давление, МПа	20
Регулирование параметров	Ручное
Габаритные размеры, м	$1,8 \times 0,81 \times 0,73$
Масса, кг	730

Насосы пневматические Н-1М или БН-15×4 предназначены для подачи воды к месту подготовки пенообразующего раствора (табл. 11.6).

Таблица 11.6.

Технические данные насосов пневматических

Тип насоса	Н-1М	БН-15×4
Подача, м ³ /с	0,042	0,069
Давление, МПа	40,10	40,10
Частота вращения, с-1	108,3	103,3
Привод	Активная пневматическая турбина	
Рабочее давление воздуха, МПа	0,55-0,60	0,45-0,50
Диаметр рукава, м:		
воздушного	$19 \cdot 10^{-3}$	$32 \cdot 10^{-3}$
напорного	$51 \cdot 10^{-3}$	$51 \cdot 10^{-3}$
Габаритные размеры, м	$0,28 \times 0,26 \times 0,38$	$0,32 \times 0,38 \times 0,44$
Масса, кг	14	25,8

Компрессорная станция ЭИФ-ШВКС-5 предназначена для получения сжатого воздуха на шахтах, на которых нет пневмоэнергии.

Устройство для получения инертной пены УИП предназначено для получения и нагнетания по скважинам и трубам воздушно-механической и инертной пены (табл. 11.7).

Таблица 11.7.

Техническая характеристика устройства для получения инертной пены

Производительность по пене, м ³ /с	0,166
Пропускная способность по сжатому воздуху (газообразному азоту), м ³ /с	от 0,17 до 0,20
Рабочее давление, МПа	от 0,3 до 1,0
Масса, кг	5,0

Пенокомплекс ПНК предназначен для получения и подачи в выработанное пространство воздушно-механической, инертной и твердеющей пены (табл. 11.8).

Таблица 11.8.

Техническая характеристика пенокомплекса

Производительность, м ³ /с	от 0,02 до 0,03
Кратность пены	от 15 до 30
Рабочее давление, МПа:	
воды	0,6
сжатого воздуха	0,3
Масса, кг	110

Пеносмесители ПС-1, ПС-2, ПС-3 предназначены для введения в поток воды пенообразователей с целью получения пенообразующего раствора необходимой концентрации (табл. 11.9).

Таблица 11.9.

Технические характеристики пеносмесителей

Тип смесителя	ПС-1	ПС-2	ПС-3
Рабочее давление перед пеносмесителем, МПа	от 0,7 до 1,0	от 0,7 до 1,0	от 0,7 до 1,0
Предельно допустимое давление за пеносмесителем, МПа	от 0,45 до 0,65	от 0,45 до 0,65	от 0,45 до 0,65
Расход раствора пенообразователя, л/с	от 5 до 6	от 10 до 12	от 15 до 16
Дозировка в массовых долях пенообразователя типа ПО-1, %	от 4 до 6	от 4 до 6	от 4 до 6
Масса с рукавом, кг	9,0	10,0	9,9

Рукава пожарные предназначены для подачи воды и пенообразующего раствора. Подразделяются они на рукава пожарные напорные прорезиненные из синтетических нитей и рукава пожарные напорные льняные. Основные технические данные пожарных рукавов приведены в таблице 11.10.

Таблица 11.10.

Технические данные пожарных рукавов

Параметры	Внутренний диаметр пожарных рукавов, м·10 ⁻³								
	прорезиненных			льняных нормальных			льняных усиленных		
	51	66	77	51 I	66	77	51	66	77
Гидравлическое давление, МПа:									
рабочее	1,6	1,6	1,6	1,2	1,2	1,2	1,5	1,5	1,5
испытательное	2,0	2,0	2,0	1,5	1,5	1,5	2,0	2,0	1,8
Масса 100 м, кг	58,0	72,0	85,0	31,6	39,4	48,3	33,0	41,6	50,1

Рукава напорные предназначены для подачи сжатого воздуха.

Пожарная пика универсальная ПП-2 предназначена для подачи в обрушенный массив газомеханической пены или воды (табл. 11.11). Она представляет собой отрезок трубы диаметром 55 мм, длиной 2,2 м, нижний конец которого заострен, а верхний закрыт заглушкой. На расстоянии 200 мм от заглушки расположен боковой патрубок с соединительной головкой. Труба в нижней трети своей длины перфорирована (диаметр отверстий 15-20 мм). Сумма площадей отверстий в 2-3 раза больше площади поперечного сечения трубы.

Таблица 11.11.

Основные технические данные пожарной пика

Подача, м ³ /с: пены воды	от 1,25·10 ⁻⁴ до 2,5·10 ⁻⁴ от 5,8·10 ⁻⁵ до 6,6·10 ⁻⁵
Кратность пены	от 15 до 30
Давление перед пикой, МПа	от 0,3 до 0,6
Диаметр скважины, м	0,07
Длина трех секций в сборе, м	3,45
Масса, кг	20

Пенообразователи предназначены для получения воздушно-механической (газомеханической) пены (табл. 11.12).

Таблица 11.12.

Сведения о пенообразователях

Показатели	ПО-1	ПО-3А	"Сампо"	"Поток"	РАС	ПО-1Д
Плотность, кг/м	1100	1040	1060	1050	1120	1120
Массовая доля ПАВ, %	45,0	26,0	19,5	20,0	20,0	20,0
Кратность пены двух-процентного раствора	6,0	6,0	6,0	7,0	7,0	7,0
Устойчивость пены, с	270	300	720	420	480	540
Реакция среды, рН	от 7,0 до 9,0	от 9,0 до 10,0	от 8,0 до 10,0	от 8,0 до 10,0	от 8,0 до 9,0	от 8,0 до 9,0
Поверхностное натяжение пятипроцентного в массовых долях водного раствора, мН/м	32,5	25	28	28,9	20,5	21,4
Оптимальная рабочая концентрация в массовых долях в растворе, %	6,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
Кинематическая вязкость, м ² /с	40	70	15	40	25	23

Они относятся к группе поверхностно-активных веществ (ПАВ), снижают поверхностное натяжение, обеспечивая процесс пеногенерации, и повышают смачивающую способность воды. Пенообразователи легко растворяются в воде, длительно хранятся, не теряют своих свойств при замерзании и оттаивании и удовлетворяют санитарно-гигиеническим требованиям.

Разветвления трехходовые РТ-70 и РТ-80 предназначены для разделения и регулирования подачи жидкости (дисперсной среды), поступающей от напорной пожарной линии по трем выкидным рукавным линиям.

Насос центробежный секционный ЦНС-38-50-250 предназначен для подачи воды к высоконапорным оросителям и туманообразователям (табл. 11.13).

Таблица 11.13.

Технические данные насоса центробежного секционного

Подача, м ³ /с	0,11
Давление нагнетания, МПа	от 5 до 25
Допустимая вакуумическая высота всасывания, МПа	$5 \cdot 10^{-3}$
Мощность электродвигателя, кВт	от 13 до 55
Масса, кг	от 506 до 1101

Дозатор смачивателя ДСУ-4 предназначен для дозированной подачи смачивателя в водный поток, направляемый к оросителям и туманообразователям (табл. 11.14).

Таблица 11.14.

Технические данные дозатора

Подача, м ³ /с (л/мин.)	от $1,28 \cdot 10^{-4}$ до $1,6 \cdot 10^{-4}$ (7,7-10)
Максимальное рабочее давление воды, МПа	1,6
Вместимость резервуара для смачивателя, м ³	0,06
Сопротивление дозатора при расходе воды $8,3 \cdot 10^3$ м ³ /с, кПа, не более	15
Массовая доля добавки смачивателя, %	от 0,2 до 0,3
Размеры, м	$0,65 \times 0,35 \times 0,72$
Масса, кг	46

Туманообразователи ТК-1 и ТЗ-1 предназначены для получения тонкодисперсного водяного аэрозоля в результате взаимодействия водяного и воздушного потоков (табл. 11.15). Работают туманообразователи от источника сжатого воздуха, в качестве которого могут быть использованы шахтные стационарные пневмосети или передвижные компрессорные станции.

Таблица 11.15.

Технические данные туманообразователей

Тип	ТК-1	ТЗ-1
Рабочее давление, МПа	0,5	0,5
Расход сжатого воздуха, м ³ /с	$(2-5,6) \cdot 10^{-2}$	$4,5 \cdot 10^{-2}$
Расход воды, м ³ /с	$(0,8-7,1) \cdot 10^{-2}$	$4,1 \cdot 10^{-2}$
Дальнобойность, м	от 13 до 14	15
Среднемассовый размер аэрозольных частиц, мкм	от 8 до 10	от 8 до 10
Форма факела	сплошной конус	полый конус

Оросители КФ-5-75 и Н-5 предназначены для увлажнения воздуха, поступающего как утечки в выработанное пространство (табл. 11.16).

Таблица 11.16.

Технические данные оросителей

Тип оросителя	КФ-5-75	Н-5
Расход воды при давлении 1,6 МПа, м ³ /с (л/мин.)	$34 \cdot 10^{-5}$ (20)	$34 \cdot 10^{-5}$ (20)
Диаметр выходного отверстия, м	$3,1 \cdot 10^{-3}$	$3,3 \cdot 10^{-3}$
Форма факела	сплошной конус	насадка
Угол раствора факела, град.	75	16
Длина активной части факела при давлении 1,6 Мпа, м	1,8	4

Рукава резиновые напорные с текстильным каркасом длиной 20 м предназначены для подвода воды и сжатого воздуха к оросителям и туманообразователям.

Смачиватели ДБ, ПО-7, ПО-10, ПО-12 и сульфонал предназначены для улучшения смачиваемости угля и вмещающих пород. Массовая доля смачивателя в воде должна быть в пределах от 0,1 до 0,2% (для ДБ) и 0,3-0,5% для остальных, указанных выше ПАВ.

Стволы пожарные РС-50 и РСК-50 предназначены для создания и направления в выработанное пространство струи воды. Ствол РСК создает распыленный факел с углами 25 и 60° (табл. 11.17).

Таблица 11.17.

Технические данные пожарных стволов

Тип ствола	РС-50	РСК-50
Условный проход, м	$50 \cdot 10^{-3}$	$50 \cdot 10^{-3}$
Давление, Мпа	0,6	0,4
Расход воды, м ³ /с (л/с)	$3,6 \cdot 10^{-3}$ (3,6)	$2,7 \cdot 10^{-3}$ (2,7)
Габаритные размеры, м	$0,312 \times 0,102$	$0,412 \times 0,130$
Масса, кг	1,0	2,2

11.3.2. Расчет параметров профилактики самовозгорания угля в выработанном пространстве

Принцип создания в выработанном пространстве условий, неблагоприятных для самовозгорания угля, заключается в сохранении естественного (природного) влагосодержания в угольном веществе за счет своевременного привнесения в разрушенный массив влаги извне.

Реализуется этот принцип следующим образом. Определяется абсолютное влагосодержание воздуха в поступающей в выработанное пространство и исходящей из него струях по формуле:

$$d = \frac{R_c}{R_n} \cdot \frac{p_{nn} \cdot \varphi}{p_0 - p_{nn} \cdot \varphi}, \quad (11.4)$$

где d – влагосодержание, кг/кг;

$R_c = 287,04$ – газовая постоянная, Дж/(моль·град.);

$R_n = 461,66$ – газовая постоянная водяных паров, Дж/(мольград.);

p_{nn} – парциальное давление водяных паров, насыщающих воздух при данной температуре, Мпа;

p_0 – барометрическое давление воздуха, Мпа;

φ – относительная влажность воздуха, доли единицы.

Значение P_{nn} определяется по таблице 11.18 в зависимости от температуры воздушной струи.

Относительную влажность φ определяют с помощью психрометрической таблицы по разности показаний сухого и мокрого термометров психрометра.

Барометрическое давление воздуха P_6 определяют с помощью барометра-анероида или барографа.

Таблица 11.18.

Теплофизические свойства водяного пара

Температура воздуха, °С	Абсолютная влажность воздуха в насыщенном состоянии		Парциальное давление водяного пара, P_{nn} , Мпа·10 ⁻⁶
	10 ⁻³ кг/м ³	10 ⁻³ кг/кг	
-20	1,1	0,8	130,56
-15	1,6	1,1	197,20
-10	2,3	1,7	293,76
-5	3,4	2,6	431,12
0	4,9	3,8	622,88
1	6,2	4,1	669,12
2	5,6	4,3	719,44
3	6,0	4,7	772,48
4	6,4	8,0	828,24
5	6,8	5,4	888,08
6	7,3	5,7	952,0
7	7,7	6,1	1018,64
8	8,3	6,6	1090,72
9	8,8	7,0	1166,88
10	9,4	7,5	1252,56
11	9,9	8,0	1338,24
12	10	8,6	1430,73
13	11,3	9,2	1527,28
14	12,0	9,8	1630,64
15	12,8	10,5	1739,44
16	13,6	11,2	1855,04
17	14,4	11,9	1972,0
18	15,3	12,7	2106,0
19	16,2	13,5	2244,0
20	17,2	14,4	2380,0
21	18,2	15,3	2543,4
22	19,3	16,3	2692,8
23	20,4	17,3	2869,6
24	81,6	18,4	3046,4
25	22,9	19,5	3236,8
26	24,2	20,7	3427,2
27	25,6	22,0	3631,2
28	27,0	23,1	3862,4
29	28,5	24,8	4093,6
30	30,1	26,3	4324,8
31	31,8	27,3	4583,2

По значениям абсолютного влагосодержания воздуха в исходящей $d_{исх}$ и поступающей $d_{пост}$ струях выработанного пространства рассчитывают их разность:

$$\Delta d = d_{исх} - d_{пост} \quad (11.5)$$

где Δd – разность влагосодержания в исходящей и поступающей струях, кг/кг;

$d_{исх}$ – влагосодержание в исходящей из выработанного пространства струе воздуха, кг/кг;

$d_{пост}$ – влагосодержание в поступающей в выработанное пространство струе воздуха, кг/кг.

Количество выносимой из выработанного пространства влаги будет равно:

$$M = 111456 \cdot \Delta d \cdot Q_{ym}, \quad (11.6)$$

где 111456 – переводной коэффициент, кг/м³;

M – масса влаги, выносимой из выработанного пространства, кг/сут.;

Q_{ym} – утечки воздуха через выработанное пространство, м³/с.

При возвратноточной схеме проветривания очистного забоя с выдачей исходящей струи на угольный целик утечки воздуха через выработанное пространство необходимо определить следующим образом. Измеряется расход воздуха в лаве через каждые 15 м. Затем Q_{ym} определяется по формуле:

$$Q_{ym} = Q_n - Q_i, \quad (11.7)$$

где Q_n – расход воздуха, поступающего в лаву, м³/с;

Q_i – минимальное значение расхода воздуха, измеренного в лаве, м³/с.

Периодичность обработки выработанного пространства влагой увязывают с частотой повторения ремонтных смен, но во всех случаях она должна быть не более 7 сут.

Для компенсации потерь влаги необходимо в выработанное пространство подавать воду, массу которой определяют из выражения:

$$M_в = M \cdot k_3 \cdot n, \quad (11.8)$$

где $M_в$ – масса воды, подаваемой в выработанное пространство за каждый цикл профилактики, кг;

$k_3 = 1,3$ – коэффициент запаса, учитывающий качество обработки разрушенного массива; в случае увлажнения угля в массиве $k_3 = 1$;

n – периодичность обработки выработанного пространства, сут.

Количество пенообразователя (при обработке выработанного пространства пеной) и смачивателя (при применении аэрозоля или направленной струи воды) определяются по формуле:

$$m_{нав} = \frac{c \cdot M_v}{1 - c}, \quad (11.9)$$

где $m_{нав}$ – масса поверхностно-активных веществ, необходимая для получения растворов пенообразователя (при применении пены) и смачивателя (при применении аэрозоля или направленной струи воды), кг;

c – массовая доля ПАВ в растворе; для пенообразователя принимается от 5 до 6%, для смачивателя.

Перед запуском пены в выработанное пространство необходимо в реальных условиях шахты осуществить пробный запуск пены с целью проверки работоспособности оборудования, технических средств и определения кратности пены.

Кратность пены следует определять с помощью мерного сосуда, используя выражение:

$$k = \frac{V_c}{V_{ж}}, \quad (11.10)$$

где k – кратность пены;

V_c – объем сосуда с пеной, м³;

$V_{ж}$ – объем жидкости в сосуде после разрушения пены, м³.

Объем подаваемой в выработанное пространство пены может быть определён из уравнения:

$$V_n = M_v \cdot \gamma_p \cdot k, \quad (11.11)$$

где V_n – объем пены, подаваемой в выработанное пространство, м³;

γ_p – удельный объем пенообразующего раствора, м³/кг.

Контроль качества профилактической обработки выработанного пространства должен осуществляться инженерно-техническими работниками путем сопоставления расчетного и фактического расхода воды и ПАВ (смачивателя, пенообразователя), визуального осмотра мест обработки разрушенного угля.

11.3.3. Схемы профилактики самовозгорания угля при щитовой выемке крутых угольных пластов

Увлажнению воздушно-механической пеной подлежат участки выработанного пространства, где не произошло обрушение на почву пород непосредственной и основной кровли. Под слоем налегающих пород происходит уплотнение угля, сопровождающееся снижением его фильтрационных свойств и увеличением теплопроводности, накопление метана и оксидов углерода, снижается содержание кислорода, что делает невозможным самонагревание.

Для профилактики самовозгорания угля представленную на рис. 11.5 схему увлажнения следует применять, когда расстояние между разрабатываемым пластом и групповым штреком не превышает 85 м. Оборудование и технические средства, предназначенные для получения и подачи в выработанное пространство пены, размещаются на групповом штреке вентиляционного горизонта. Пена в выработанное пространство (в зону монтажной камеры) подается через три скважины, диаметром не менее 0,075 м, обсаженные трубами.

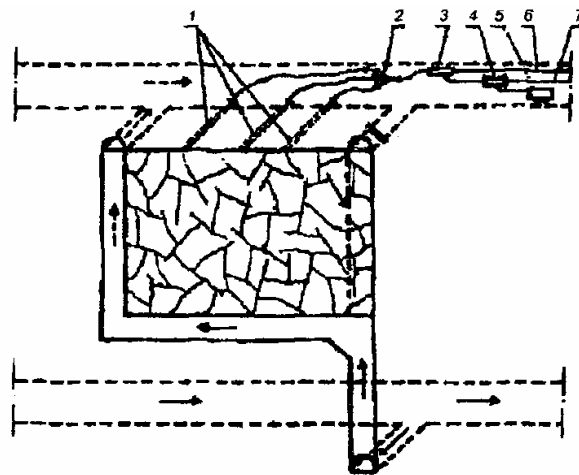


Рис. 11.5. Схема профилактической обработки воздушно-механической пеной выработанного пространства при щитовой выемке угля:

1 - скважины; 2 - разветвление трехходовое; 3 - пеногенератор; 4 - пеносмеситель; 5 - вагонетка с пенообразователем; 6 - пневмопровод; 7 - водопровод

При подготовке выемочного столба непосредственно с пластового штрека, т.е. когда монтажная камера проводится под вентиляционным штреком, подачу пены в выработанное пространство

следует осуществлять по схеме, изображенной на рис. 11.6. В этом случае, под основанием вентиляционного штрека в монтажной камере возводится кустовая и костровая крепь для удержания от разрушения и от сползания вентиляционного штрека.

Доставляется пена в обрушенный массив по трем перфорированным трубам, опущенным в монтажную камеру. При невозможности удержания вентиляционного штрека за вентиляционной печью устанавливается пеноупорная перемычка, за которую подается пена. Дополнительно пену в выработанное пространство следует нагнетать через пожарные пики из вентиляционной печи.

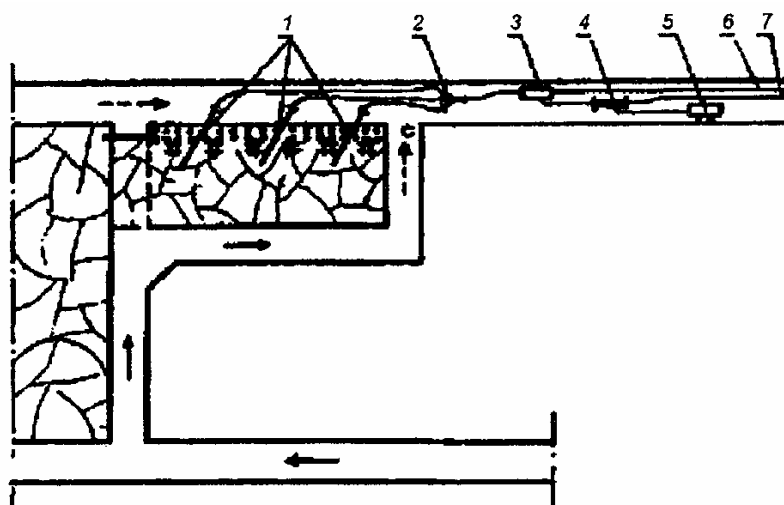


Рис. 11.6. Схема профилактической обработки воздушно-механической пеной выработанного пространства при безцеликовой подготовке щитовой лавы:

1 - перфорированные трубы; 2 - разветвление трехходовое; 3 - пеногенератор; 4 - пеносмеситель; 5 - вагонетка с пенообразователем; 6 - пневмопровод; 7 - водопровод

При отсутствии пенообразователя или оборудования для получения пены увлажнение выработанного пространства необходимо осуществлять с помощью аэрозоля, схема получения и доставки которого показана на рис. 11.7.

В качестве генератора аэрозоля следует, как правило, использовать туманообразователи ТК-1 или ТЗ-1.

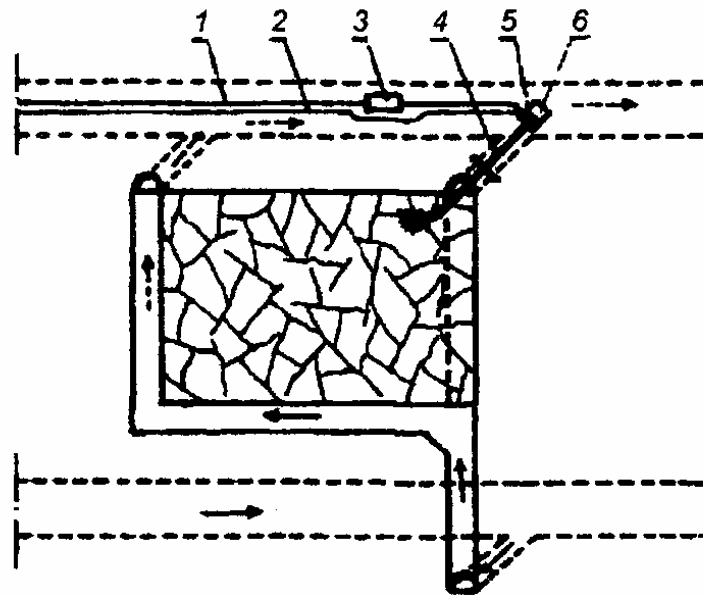
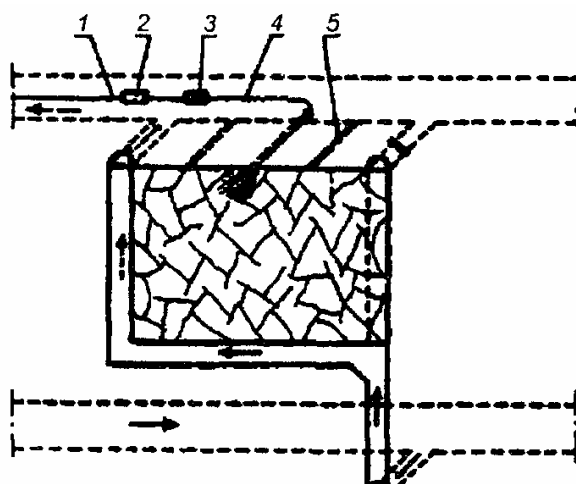


Рис. 11.7. Схема профилактической обработки водным аэрозолем (туманом) выработанного пространства при щитовой выемке угля:

1 - водопровод; 2 - пневмопровод; 3 - дозатор смачивателя; 4 - труба вентиляционная; 5 - туманообразователь (распылитель); 6 - вентилятор местного проветривания

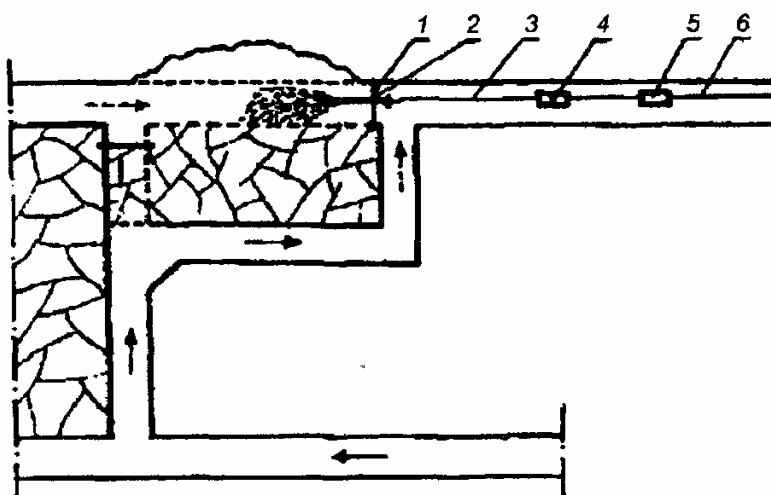
При дефиците пневмоэнергии вместо указанных туманообразователей разрешается использовать оросители КФ-5-75 или Н-5. В случае недостаточного напора в водопроводе должен быть установлен насос УН-35. В тех случаях, когда вентиляционный пластовый штрек невозможно удержать от сползания, при технологической схеме отработки, представленной на рис. 11.6, за вентиляционной печью (со стороны выработанного пространства) возводится перемычка, за которую подается аэрозоль.

Схему увлажнения выработанного пространства, представленную на рис. 11.8, следует применять, когда, в силу объективных обстоятельств, невозможно применить пенную или аэрозольную профилактику. Для реализации этой схемы в зону монтажной камеры бурится не менее трех скважин, которые обсаживают трубами с внутренним диаметром 50 мм. Затем поочередно в каждую скважину подается высоконапорная струя воды с пенообразователем.



*Рис. 11.8. Схема профилактической обработки струей воды выработанного пространства при щитовой выемке угля:
1 - водопровод; 2 - дозатор смачивателя; 3 - насосная установка высоконапорная; 4 - высоконапорный шланг; 5 - скважина*

При отработке выемочного столба с пластового штрека, в случае сползания последнего, увлажнение обрушенного массива необходимо осуществлять в соответствии со схемой, представленной на рис. 11.9. Обрушенная часть вентиляционного штрека ограждается со стороны печи решетчатой перемычкой 1, за которую подается высоконапорная струя воды с помощью пожарного ствола 2.



*Рис. 11.9. Схема профилактической обработки струей воды выработанного пространства при сползании пластового штрека над щитом:
1 - перемычка; 2 - пожарный ствол; 3 - рукав высоконапорный; 4 - насос высоконапорный; 5 - дозатор смачивателя; 6 - водопровод*

11.3.4. Схемы профилактики самовозгорания угля при молотковой выемке

Схему профилактики самовозгорания, представленную на рис. 11.10, необходимо реализовывать при управлении кровлей удержанием на кострах или полным обрушением с возведением под вентиляционным штреком бутовой полосы. Пена подается из вентиляционного штрека в первый от очистного забоя так называемый "ящик" для возведения бутовой полосы.

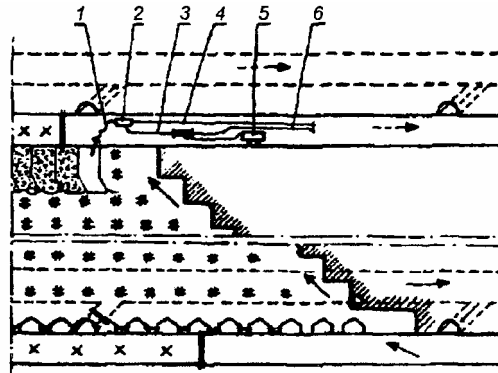


Рис. 11.10. Схема профилактической обработки воздушно-механической пеной выработанного пространства молотковой лавы:

1 - рукав пожарный пеноподающий; 2 - пеногенератор; 3 - рукав пожарный; 4 - пеносмеситель; 5 - вагонетка с пенообразователем; 6 - пневмопровод

При применении схемы проветривания и транспортирования угля из очистного забоя через скаты пены в выработанное пространство необходимо подавать через скважины, пробуренные через 20 м из полевого (группового) штрека (рис. 11.11). Такая схема разрешается при управлении кровлей удержанием на кострах и при управлении полным обрушением.

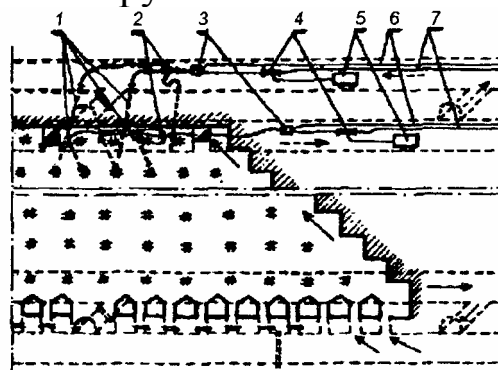


Рис. 11.11. Схема профилактической обработки воздушно-механической пеной выработанного пространства молотковой лавы:

1 - скважины; 2 - разветвление трехходовое; 3 - пеногенератор; 4 - пеносмеситель; 5 - вагонетка с пенообразователем; 6 - пневмопровод; 7 - водопровод

Увлажнение обрушенного массива в выработанном пространстве необходимо осуществлять аэрозолем по схеме, представленной на рис.11.12. Для получения и подачи аэрозоля в выработанное пространство необходимы туманообразователи ТК-1 или ТЗ-1. Как правило, в работе находится один туманообразователь, который переносится вдоль лавы.

При достаточном количестве пневмоэнергии увлажнение можно осуществить и несколькими туманообразователями. Расстояние между точками подачи аэрозоля в выработанное пространство принимается с учетом тактической ширины факела распыления воды.

Эта схема профилактики может быть применена при любой технологии выемки угля на крутых пластах отбойными молотками и комбайнами.

Для создания дисперсного направленного потока воды и подачи его в выработанное пространство с целью увлажнения обрушенных углей и пород необходимо применять схему, представленную на рис. 11.13. Для повышения давления воды необходимо применять насосную установку УН-35.

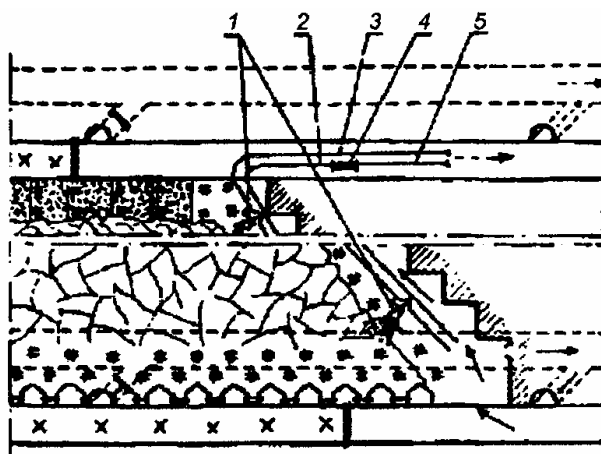


Рис. 11.12. Схема профилактической обработки выработанного пространства воздушно-водным аэрозолем:

1 - туманообразователи; 2 - гибкий водопровод; 3- пневмопровод; 4- дозатор смачивателя; 5 - водопровод

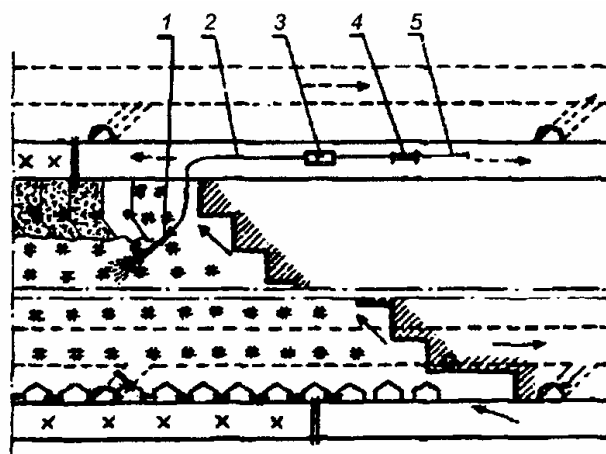


Рис. 11.13. Схема профилактической обработки водными струями выработанного пространства молотковой лавы:

1 - ствол пожарный; 2 - рукав высоконапорный; 3 - насос высоконапорный; 4 - дозатор смачивателя; 5 - водопровод

Представленная на рис. 11.13 схема при необходимости может быть применена при любой технологии выемки угля на крутых пластах. Расстояние между точками подачи диспергированной струи в выработанное пространство принимается равным ширине факела распыления воды.

11.4. Тушение подземных пожаров

К подземным пожарам относятся все случаи горения и появления в горных выработках продуктов горения (дыма, оксида углерода), если они не явились следствием производственного процесса (взрывание, электрогазосварочные работы и др.).

Степень развития подземного пожара может быть охарактеризована следующими стадиями: первая – зарождение, скрытое развитие и разгорание характеризуется нарастанием количества сгорающего в единицу времени материала и расхода кислорода воздуха на горение; вторая – развившийся пожар, когда практически полностью расходуется кислород на горение и при постоянном расходе воздуха сгорает постоянное количество горючего материала; третья – затухание, характеризуется нарастанием в продуктах горения концентрации кислорода и снижением концентраций углеродосодержащих газов.

Основные параметры развившегося пожара, которые необходимо знать для эффективного тушения: средняя скорость пере-

мещения фронта горения по выработкам; максимальная и средняя температура пожарных газов в очаге горения и на заданном удалении от него; длина зоны горящей крепи в выработке; вид и количество сгораемого вещества.

Методика расчета основных параметров развития подземного пожара приведена в "Уставе ГВГСС по организации и ведению Горноспасательных работ". Технология и организация работ по тушению пожаров в горных выработках должны обеспечивать превышение параметров тушения пожара над параметрами его развития. Количественная оценка параметров производится в соответствии с "Руководством по определению параметров подземного пожара и выбору эффективных средств его тушения".

При обнаружении признаков эндогенного пожара должен быть введен в действие "План ликвидации аварий" (ПЛА). В соответствии с ПЛА устанавливается режим вентиляции шахты. Главный инженер шахты или лицо, его заменяющее, совместно с командиром ГВГСС, прибывшим по вызову на аварию, если авария не ликвидирована до прибытия ГВГСС, разрабатывает оперативный план ликвидации аварии.

Тушение подземных пожаров осуществляется следующими основными способами: воздействием на очаг (зону) горения огнетушащими веществами непосредственно или дистанционно (непосредственное или дистанционное тушение); изоляцией очага горения от доступа свежего воздуха; комбинированными способами, включающими одновременное или последовательное применение вышеназванных способов.

Тушить подземные пожары, если доступ к ним возможен, необходимо непосредственным воздействием на очаг пожара (активным способом): водой, пеной, пульпой, огнетушащим порошком, песком, инертной пылью или другими веществами. При тушении и разборке горящего массива уголь следует грузить в вагонетки, тщательно заливать водой, засыпать песком или инертной пылью и выдавать на поверхность.

Независимо от хода работ по непосредственному воздействию на очаг пожара необходимо вести подготовительные работы по его изоляции.

Составной частью тушения является локализация пожаров, которая осуществляется:

- сокращением подачи свежего воздуха к очагу горения;

- созданием преград на пути распространения пожара (закрывание пожарных дверей, установка перемычек);
- местным реверсированием вентиляционной струи;
- созданием охлаждающих завес (водяных, пенных) на пути распространения пожара;
- удалением горючего материала из зоны горения или на пути распространения пожара;
- сочетанием перечисленных выше способов локализации.

Тушение пожара непосредственным воздействием на очаг горения должно осуществляться со стороны поступающей струи воздуха, если имеется доступ к очагу. Одновременно должны быть приняты меры к локализации пожара со стороны исходящей струи. Разрешается тушить пожар непосредственным воздействием на очаг со стороны исходящей струи воздуха, при расположении его в непосредственной близости от выработок со свежей струей и наличии возможности вести такие работы по температурным условиям.

Должны быть приняты меры по предотвращению и локализации в горных выработках взрыва угольной пыли (обработка выработки порошком, осланцевание, смыв угольной пыли водой и др.).

При непосредственном тушении пожаров обеспечиваются меры, предотвращающие высыпание горящих масс или обрушение пород, которые могут преградить выход с места работы.

Если к моменту прибытия подразделений ГВГСС на аварийный участок пожар принял такие размеры, что имеющимися средствами потушить его невозможно, в первую очередь, принимаются меры по локализации пожара со стороны исходящей струи воздуха.

С момента начала работ по тушению пожара, независимо от его размера и характера развития, должны быть приняты меры по сосредоточению в шахте мощных средств пожаротушения и организована бесперебойная подача воды по трубопроводам.

Если на пути распространения пожара имеется сопряжение с выработкой подающей свежую струю воздуха (подсвежение), то для предотвращения возникновения вторичных очагов пожара, в этом месте производится охлаждение газообразных продуктов горения (водяная завеса) или устраняется подсвежение.

Если возникший пожар невозможно потушить путем непосредственного или дистанционного воздействия на очаг огнетушащими веществами (скорость распространения горения превышает скорость тушения имеющимися средствами) или очаг пожара недоступен, то он изолируется. Объем изолируемых выработок должен быть минимальным.

В течение всего времени работ по тушению подземного пожара на исходящей струе воздуха осуществляется контроль состава атмосферы. При этом определяется содержание кислорода, диоксида и оксида углерода, метана, водорода и других газов. Кроме того, контролируется содержание метана в поступающей к очагу пожара струе воздуха. Производятся замеры температуры окружающего воздуха и его расхода. Места и порядок контрольных замеров и отбора проб устанавливаются ответственным руководителем работ по ликвидации аварии и руководителем горноспасательных работ.

В тех случаях, когда пожар не удается ликвидировать в соответствии с оперативным планом, главный инженер шахты с привлечением ГВГСС и других организаций разрабатывает проект локализации и тушения пожара.

Условия ликвидации пожаров в квершлагах, откаточных и вентиляционных штреках характеризуются следующими особенностями:

- при пожарах в штреках, квершлагах и других горизонтальных выработках прямое тушение очагов огнетушащими средствами, как правило, возможно лишь со стороны свежей струи воздуха;
- в случае выгорания в выработке крепи и наличия неустойчивых пород кровли могут происходить завалы, затрудняющие тушение пожара, и нарушение нормальных режимов проветривания аварийного участка, что приводит к накоплению в пожарном участке горючих газов до взрывоопасных концентраций;
- значительная протяженность штреков и большие скорости вентиляционного потока исключают возможность прямого тушения очагов пожара со стороны исходящей струи, если эти очаги находятся на больших расстояниях (сотни метров) от пересечения штрека с выработками, по которым идет свежий воздух;

- при пожаре в откаточном или вентиляционном штреке остается угроза распространения огня в лаву, а также в выработанное пространство через печи, скаты, гезенки;
- в случае возникновения пожара на вентиляционном штреке активное его тушение со стороны свежей струи воздуха затрудняется из-за сложности доставки пожаротушающих средств через лаву, а со стороны исходящей струи – из-за высокой температуры и сильной задымленности.

При пожарах на откаточных и вентиляционных штреках с обильным метановыделением вопрос о маневрировании вентиляционными струями должен решаться после тщательного изучения обстановки и расчета вентиляционных сетей во избежание скопления горючих газов до взрывоопасных концентраций.

Если в результате сложившихся обстоятельств реверсирование вентиляционной струи осуществить нельзя, тушение пожаров в штреках, квершлагах и других горизонтальных выработках шахт, опасных по газу, необходимо производить при нормальном вентиляционном режиме.

Тушение пожаров в штреках, квершлагах и других горизонтальных выработках осуществляется, как правило, со стороны свежей струи. Одновременно с этим должны быть приняты меры по преграждению распространения пожара по исходящей струе и в выработанное пространство лавы путем установки водяных или пенных завес, возведения временных огнестойких перемычек и др.

При недостаточном расходе воды в пожарно-оросительном трубопроводе и невозможности обеспечения нормальной водяной завесы в отдельных случаях целесообразно устанавливать пенную завесу, позволяющую обеспечить снижение температуры пожарных газов до 25...30°C (расход воды 12...14 м³/ч и наличие пенообразователя в водном растворе до 2%).

Воздушно-механическую пену можно применять также для локализации и тушения пожаров. При этом пеногенераторное оборудование необходимо устанавливать по возможности ближе к очагу пожара, так как при перемещении пены по горным выработкам ухудшаются ее пожаротушающие и охлаждающие свойства из-за осаждения жидкости.

Если в ходе тушения пожара возникла необходимость в проведении разведки или работ на вентиляционном штреке в условиях задымленности и высокой температуры (более 26°C), а осу-

ществить общешахтный или местный реверс не представляется возможным, то в период пребывания людей на исходящей вентиляционной струе пожарного участка запрещается подача воды на очаг пожара. Это объясняется тем, что бурное испарение её может вызвать резкое нарастание температуры по ходу движения продуктов горения.

Тушение пожаров в наклонных выработках с углом наклона более 20° независимо от направления движения воздушной струи осуществляется сверху путем дистанционного воздействия на очаг пожара огнетушащими веществами (пена, инертные газы, порошки, разбрызганная вода). При этом следует выбирать кратчайшие пути подхода к очагу пожара (из параллельных выработок, сбоек и др.).

Тушение непосредственным воздействием на очаг горения сверху осуществляется только лишь при отсутствии опасности опрокидывания вентиляционной струи под действием тепловой депрессии.

Тушение непосредственным воздействием на очаг горения снизу допустимо при условии, что выработка проветривается снизу вверх, а также отсутствует опасность или приняты меры от травмирования горноспасателей в результате падения горящих предметов, обрушившихся пород и др.

При пожарах в лавах на пластах крутого падения подходить к очагу пожара для его тушения следует с боков (со стороны забоя или выработанного пространства) с использованием предохранительных полков и перекрытий.

Выбирая способы и средства активного тушения пожаров в очистных выработках, следует учитывать следующие особенности: в лавах на пластах с углом падения более 30° подход к очагу пожара снизу (со стороны свежей струи воздуха), как правило, невозможен из-за угрозы травмирования людей падающими горящими материалами и обрушающейся породой; тушение пожаров в лавах на тонких пластах мощностью менее 0,6 м непосредственным воздействием на очаг пожара трудно осуществимо, а иногда вообще невозможно ввиду отсутствия необходимого подхода к нему в респираторах; выгорание крепи в лаве приводит к обрушению пород кровли, вызывающему нарушение проветривания, что создает угрозу вспышек и взрывов метановоздушной смеси и распространения пожара в выработанное пространство; распространение пожара из призабойного пространства в выра-

ботанное делает его активное тушение непосредственным воздействием на очаги горения практически невозможным и вызывает необходимость временной изоляции аварийного участка перемычками.

При тушении пожара в очистных забоях необходимо предотвращать распространение огня в выработанное пространство и прилегающие выработки водяными завесами на расстоянии 5...15 м от конца лавы, обрабатывать выработки огнетушащим порошком или проходить оконтуривающие очаг пожара выработки. Очаг пожара находящийся в выработанном пространстве или другом труднодоступном месте, локализуют и тушат, как правило, нагнетая по скважинам в зону горения воду, пену, гипсовые, пеногипсовые и глинистые растворы.

При возникновении пожаров в очистных выработках, как правило, сохраняется нормальный режим проветривания. На время установки водяных завес за очагом пожара для предотвращения его распространения в выработанное пространство или прилегающие выработки, а также для доставки средств дистанционного пожаротушения со стороны исходящей струи, возможно временное, в пределах выемочного участка, местное реверсирование вентиляционной струи. Реверсирование вентиляционной струи на пластах с углом падения более 30° не рекомендуется из-за опасности ее опрокидывания под действием тепловой депрессии.

Тушение пожара в лавах с углом падения пласта до 30° и мощностью, позволяющей использовать респираторов (0,6 м и более), обычно производят снизу вверх со стороны свежей струи, воздействуя на очаги горения огнетушащим порошком и компактными струями воды из пожарных стволов. Тушение пожара со стороны свежей струи в лавах с малой (менее 0,6 м) мощностью пласта, не позволяющей выполнять горноспасательные работы в респираторах, допускается производить во вспомогательных респираторах или самоспасателях. Ведение работ в этих случаях со стороны исходящей струи запрещается.

Если угол падения пласта более 30° , тушить пожар в лаве следует со стороны вентиляционного штрека с применением пожаротушащих средств дистанционного воздействия. Воду при этом можно подавать через устанавливаемые в верхнем окне лавы водоразбрызгиватели.

При пожарах в лавах на крутых пластах подходить к очагу пожара для его тушения следует со стороны забоя или выработанного пространства с использованием предохранительных полков и перекрытий.

При установке водяных завес необходимо исключать возможность обхода завесы нагретыми газами по куполам или пустотам за крепью горной выработки.

Тушение пожара непосредственным воздействием на очаг в восстающих тупиковых выработках с углом наклона более 20° запрещается. При горении метана в выработанном пространстве его тушение осуществляется способом дегазации источника метановыделения и дистанционной подачи по скважинам, пробуренным в зону горения, огнетушащих веществ (пена, вспененные суспензии, инертные газы и др.). В случае неэффективности такого тушения изоляцию участка необходимо производить с осуществлением мер по предотвращению и локализации взрыва метановоздушной смеси.

При тушении пожара в тупиковой выработке первоочередные действия, наряду с выводом людей и тушением пожара, должны быть направлены, на получение достоверной информации о газовой обстановке и развитии пожара. Все эти действия выполняются в соответствии с "Руководством по тушению пожаров в тупиковых выработках".

Непосредственное тушение пожара или другие работы в тупиковой выработке шахты, опасной по газу, не допускаются, если: концентрация метана достигла 2% и продолжает увеличиваться; произошло нарушение нормального проветривания выработки (остановка вентилятора, перегорание вентиляционных труб и др.); выработка не проветривается и отсутствует достоверная информация о концентрации метана в ней.

В шахтах, опасных по газу, независимо от обстановки, сложившейся в тупиковой выработке в начальный период пожара, наряду с другими работами, принимаются меры по подготовке участка к инертизации и изоляции.

Тушение пожара непосредственным воздействием на очаг в восстающих тупиковых выработках с углом наклона более 20° запрещается.

Запрещается тушение пожара со стороны забоя тупиковой выработки независимо от угла ее наклона.

Дистанционную подачу огнетушащих веществ по вентиляционному трубопроводу можно осуществлять в тех случаях, когда сокращение расхода воздуха, вызванное подачей огнетушащего вещества, не создает угрозу скопления метана свыше 2%.

При работе вблизи устья вертикальных и наклонных (с углом наклона более 35°) тупиковых выработок необходимо учитывать возможность выгорания крепи и обрушения устья с образованием воронки.

Если горнорабочие вынуждены покинуть забой из-за резкого осложнения обстановки, то перед уходом они должны оставить открытым концевой пожарный кран или подсоединить к нему и установить водоразбрызгиватель.

При тушении пожара в тупиковой выработке необходимо: тушить пожар только со стороны устья тупиковой выработки; не допускать обильного парообразования; лицам, производящим тушение, располагаться в нижней части выработки в месте размещения вентиляционных труб, верхнюю спецодежду не снимать; при дистанционном тушении водой с помощью пожарных пик вначале вывести людей из опасной зоны, которая может быть заполнена продуктами парообразования, а затем подавать воду по пикам; запрещается непосредственное тушение пожара в восстающих тупиковых выработках с углом наклона более 20°.

При горении метана в тупиковых выработках, во избежание его взрыва, необходимо сохранить существующее проветривание. Тушить горящий метан следует огнетушителями, водой, пеной, сыпучими материалами (порошками), инертными газами и др.

Если применяемые меры по активному тушению пожара не эффективны или температура воздуха препятствует его тушению, организуется дистанционная подача огнетушащих материалов (тонкодисперсных порошков, пены, флегматизаторов и т.д.) по имеющимся вентиляционным трубам, пожарному трубопроводу и др.

В газовых тупиковых выработках продолжительность подачи огнетушащих веществ по вентиляционному трубопроводу к очагу горения ограничивается продолжительностью роста доли метана до 2%, вызванного сокращением расхода воздуха за счет подачи порошкового облака или пенного потока.

При тушении пожара инертными газами или парогазовой смесью, в проветриваемой выработке, подача газа к очагу должна быть равна (или более) подачи воздуха по выработке.

В горизонтальных и восстающих выработках непосредственно к очагу горения по вентиляционному трубопроводу можно подавать пену. При этом используется пена высокой кратности.

При инертизации среды парогазовой смесью она подается к очагу пожара или в забой тупиковой выработки по вентиляционному трубопроводу непосредственно в аварийную выработку через ВМП без предварительной его остановки.

При применении азота для гашения пламени и снижения температуры в месте ведения горноспасательных работ объёмную долю кислорода в газо-воздушной смеси необходимо поддерживать в пределах 10%, а для тушения пожаров 2%.

Работы по разгазированию, охлаждению и временному креплению выработок необходимо вести отдельными участками под прикрытием парусных перемычек.

Независимо от характера работы по непосредственному или дистанционному тушению пожара в тупиковой выработке должны быть приняты меры по подготовке участка к изоляции. Подготовительные работы по изоляции пожарного участка должны предусматривать возможность быстрого возведения взрывоустойчивых перемычек в устье тупиковой выработки или на безопасном расстоянии, определяемом расчетом.

В тех случаях, когда при тушении пожара создается опасность накопления метана (горючих газов) или нарастает его концентрация в струе воздуха, поступающего к очагу пожара, принимаются меры по снижению концентрации метана (усиление проветривания выработки, дегазация источника поступления метана, изменение схемы подачи воздуха к очагу пожара и т.п.).

При нарастании концентрации метана до величины 2% руководитель тушения пожара, обязан вывести людей из опасной зоны принять меры по нормализации газовой обстановки или перейти к дистанционному тушению пожара и выполнению других мероприятий, предусмотренных оперативным планом.

Если при подготовке к изоляции или после ее окончания угроза накопления в изолируемом объёме горючих газов и взрыва газо-воздушной смеси не уменьшается, принимаются меры по предотвращению и локализации взрыва (возведение изоляционных

перемычек на безопасном расстоянии, инертизация атмосферы и др.) в соответствии с "Руководством по применению инертных газов при ликвидации пожаров в шахтах".

В случае непредвиденного изменения режима проветривания на аварийном участке люди, выполняющие работы по тушению или локализации пожара, отводятся в безопасные места до выяснения обстановки.

При тушении пожаров в шахтах, применяющих дегазацию, необходимо оценить ее влияние на процесс тушения и использовать для повышения безопасности работ в соответствии с "Руководством по применению дегазации при ликвидации горения метана в шахтах". Работы в выработках изолированного участка выполняются только после создания в изолированном пространстве невзрывоопасной атмосферы и при условии, что процесс поддержания инертной среды является управляемым.

При горении метана в выработанном пространстве его тушение осуществляется способом дегазации источника метановыделения и дистанционной подачи по скважинам, пробуренным в зону горения, огнетушащих веществ (пена, вспененные суспензии, инертные газы и др.). В случае неэффективности такого тушения изоляцию участка необходимо производить с осуществлением мер по предотвращению и локализации взрыва метано-воздушной смеси.

В тех случаях, когда пожар осложнился взрывом, работы на аварийном участке немедленно прекращаются, а люди выводятся в безопасное место. Возобновление работ допускается только после осуществления мер, исключающих повторные взрывы (усиление проветривания, инертизация и др.). Если эти меры не дают положительных результатов и взрывы повторяются, участок изолируется на безопасное расстояние или затапливается водой.

Общие принципы управления утечками воздуха сводятся к следующему. Если концентрация метана в выработанном пространстве превышает верхний предел взрываемости (15%), то следует уменьшать утечки воздуха. Если же концентрация метана в выработанном пространстве меньше нижнего предела взрываемости (4,5%), то следует увеличивать утечки воздуха.

Концентрацию метана в районе очага самонагревания можно ориентировочно оценить по формуле:

$$C = 100 \cdot \frac{I_1 - I_2}{Q_{ум}} \cdot \frac{n}{l_l}, \quad (11.12)$$

где I_1 – газовыделение в пункте $П_1$ расположенном на вентиляционном штреке, м³/мин.;

I_2 – то же в пункте $П_2$;

$Q_{ум}$ – утечки воздуха через часть выработанного пространства, расположенного между пунктами $П_1$ и $П_2$, м³/мин.;

n – расстояние от откаточного штрека до очага самонагревания, м;

l_l – длина лавы, м.

Для этого определяют содержание метана и расход воздуха в двух пунктах на вентиляционном штреке. Расстояние между пунктами $П_1$ и $П_2$ рекомендуем принимать не менее 100 м.

Газовыделение в пункте $П_1$ определяют на основе результатов замеров по формуле:

$$I_1 = \frac{(C_1 \cdot Q_1)}{100}, \text{ м}^3/\text{мин.}, \quad (11.13)$$

где C_1 – содержание метана в пункте $П_1$, %;

Q_1 – расход воздуха в пункте $П_1$, м³/мин.

Регулирование утечек можно производить увеличением или уменьшением подачи воздуха на выемочный участок, либо изменением аэродинамического сопротивления выработанного пространства.

Управление газовой обстановкой участка осуществлением вентиляционных маневров следует выполнять в соответствии с "Рекомендациями по выбору способов управления вентиляцией при тушении горящего метана".

Предупреждение возможных взрывов газо-воздушной смеси при наличии очага самонагревания в выработанном пространстве может осуществляться путем флегматизации среды негорючими газами и парами. Для этого могут применяться газообразный азот, диоксид углерода, водяные пары, инертные газы. Флегматизирующая активность приведенных веществ неодинакова и снижается с уменьшением их теплоемкости.

Смесь горючего газа, кислорода и флегматизирующего компонента прекращает взрываться при содержании кислорода, равном определенной критической величине. Для указанных выше

флегматизаторов критическое значение может быть определено по формуле:

$$K_{cp} = 0,197 \cdot C_v + 1,73, \quad (11.14)$$

где C_v – теплоемкость флегматизатора, Дж/(моль·град), которая равна: CO_2 – 45,2; H_2O – 36,8; N_2 – 29,5; He – 25,9; Ar – 20,8.

Расход флегматизатора q ($\text{м}^3/\text{мин.}$), обеспечивающий взрывобезопасность среды в выработанном пространстве, определяется по формуле:

$$q = \frac{C \cdot Q_{ym}}{K_{cp} + C}, \quad (11.15)$$

где C – содержание метана в утечках на выходе из выработанного пространства в районе нахождения очага самонагревания, %.

Флегматизирующие добавки в выработанное пространство должны подаваться по скважинам, пробуренным в предполагаемую зону нагрева, или вместе с утечками воздуха по путям их движения. В первом случае трубопровод, по которому подается флегматизатор, подключается к скважине, а во втором – вводится в выработанное пространство через бутовую полосу.

Выбор оборудования, способы подачи и порядок работы при запуске флегматизаторов осуществляется в соответствии с "Уставом ГВГСС по организации и ведению горноспасательных работ" и "Руководством по применению инертных газов при ликвидации пожаров в шахтах, опасных по газу и пыли".

В качестве ингибиторов взрыва метановоздушной смеси можно использовать серийно выпускаемые и широко применяемые в практике горноспасательного дела пламевзрывогасящие порошки П-2АП, ПВК-1 и др. Порошкообразные ингибирующие вещества подаются установками «Вихрь» в поток утечек воздуха через выработанное пространство по специально пройденным в бутовой полосе печам. Порошок подается в выработанное пространство из расчета 70...150 г/м³ до момента выноса его в выработки с исходящей струей. Кроме того, ингибирующим порошком обрабатывается доступная часть выработанного пространства со стороны воздухоотводящей выработки. Повторная обработка выработанного пространства осуществляется через каждые сутки или при резком ухудшении газовой обстановки. С целью ускорения

тушения пожара и предупреждения взрыва горючих газов в определенных условиях рекомендуется подавать в зону нагрева инертную пену, приготавливаемую в высоконапорных трубных пеногенераторах, в соответствии с требованиями разработанных во НИИГД нормативных документов.

Перечень и последовательность работ по подготовке участка к изоляции, типы и конструкции изоляционных перемычек выбираются в соответствии с рекомендациями "Руководства по изоляции пожаров в шахтах, опасных по газу", "Руководства по изоляции отработанных участков, временно остановленных и неиспользуемых горных выработок в шахтах".

Работы по тушению пожара считаются законченными, когда в месте возникновения пожара и в прилегающих к нему горных выработках отсутствует оксид углерода, восстановлен нормальный режим проветривания, а температура воздуха не превышает обычные ее показатели для этих выработок.

12. ИННОВАЦИОННАЯ СОСТАВЛЯЮЩАЯ ИНЖЕНЕРНОЙ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ В ОБЛАСТИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ОЦЕНКИ ПРОЕКТНЫХ РИСКОВ*

В Законе Украины “Об инновационной деятельности” установлены следующие термины:

Инновации – вновь созданные (примененные) и (или) усовершенствованные конкурентоспособные технологии, продукция или услуги, а также организационно технические решения производственного, административного, коммерческого или другого характера, которые существенно улучшают структуру и качество производства и (или) социальной сферы.

Инновационная деятельность – деятельность, направленная на использование и коммерциализацию результатов научных исследований и разработок и предопределяет выпуск новых конкурентоспособных товаров и услуг [66].

Комплексной характеристикой возможности инновационной деятельности является инновационный потенциал. Анализ экономических аспектов понятия “инновационный потенциал” позволяет выделить следующие подходы к его определению:

инновационный потенциал – личные и деловые качества руководителей, профессиональная и экономическая подготовка, профессиональные достижения (авторские удостоверения, изобретения, и тому подобное), материально-техническое и финансовое обеспечения [67];

инновационный потенциал – совокупность разнообразных видов ресурсов, включая материальные, финансовые, интеллектуальные, информационные и другие ресурсы, которые необходимы для осуществления инновационной деятельности [68];

инновационный потенциал содержит неиспользованные, скрытые возможности накопленных ресурсов, которые могут быть задействованы для достижения целей экономических субъектов [69].

Инновационный процесс – это процесс превращения научного знания в инновацию, который можно представить как последовательную цепь событий, в ходе которых инновация вызревает от идеи к конкретному продукту, технологии или услуги

* Раздел подготовлен канд. экон. наук, доц. Павлышом Э.В.

и распространяется при практическом использовании [70]. Инновационное развитие отличается от технического развития и даже от научно-технического тем, которое содержит элемент динамизма, характеризует способность хозяйственной единицы развиваться на собственной основе в будущем. Признанным является положение, что инновационный процесс охватывает цикл от возникновения научно-технической идеи до ее реализации на коммерческой основе (рис. 12.1).

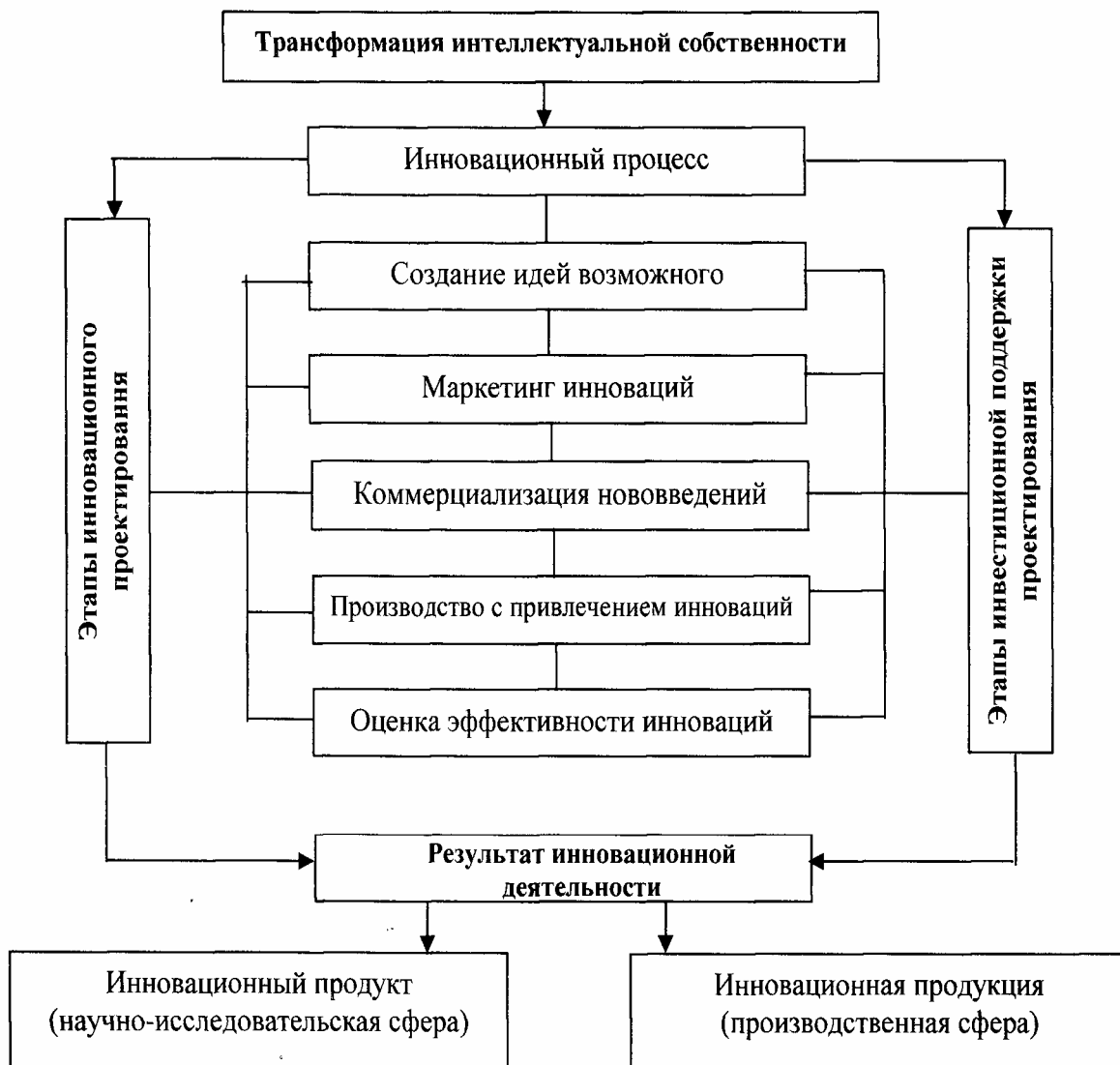


Рис. 12.1. Структуризация инновационного процесса [6]

Необходимость активного привлечения корпоративного капитала в процесс внедрения инноваций предопределяет особенную важность надежного обоснования экономической эффективности нововведения в процессе принятия управленческих решений относительно капиталовложений в новацию на уровне отдельного предприятия или отрасли промышленности. Последнее в значительной степени обусловлено следующими тремя аспектами [72]:

- инновации, как правило, носят стратегический характер;
- инновации совершают существенное влияние на текущую деятельность предприятия;
- инновации непосредственно связаны с финансовым состоянием субъектов ведения хозяйства.

Управление инвестиционными ресурсами состоит из трех основных этапов [73]:

- 1) Выявление и формулировка проблемы или задания управления инвестиционными ресурсами, которое должно быть решено на базе использования предварительно добытого опыта и имеющейся информации.
- 2) Принятие управленческого решения относительно использования инвестиционных ресурсов и его реализация.
- 3) Анализ результатов реализации принятого решения с точки зрения его возможной модификации или изменения.

Для сравнительного анализа экономической эффективности инновационного проекта сначала следует выбрать критерии оценки проекта (N). Алгоритм сравнительного анализа критериев оценки ИП приведен на рис 12.2.

Экономическая эффективность проекта подразделяется на общественную, коммерческую, бюджетную. Эффективность участия в проекте определяется относительно разных участников (предприятий, акционеров, отраслей, регионов, народного хозяйства). Независимо от типов проектов, условий их реализации, оценка эффективности должна осуществляться на основе единственных принципов. Они продиктованы самим развитием теории Эффективности. Группировка их разнообразна, предложено следующее [72].

Таблица 12.1.

Система показателей оценки общественной, коммерческой и бюджетной эффективности

Виды экономической эффективности	Показатели
1. Общественная	1.1 Интегральный объем добавленной стоимости + ее прирост в сравнении с аналогом в результате инновации (далее - прирост): 1.2 Общая сумма дохода (прибыли и амортизации) + прирост 1.3 Общая рентабельность капитала + прирост 1.4 Экономический эффект, который получен в сфере производства и использования инновации на основе чистой прибыли + прирост 1.5 Срок окупаемости капиталовложений + изменения в сравнении с аналогом 1.6 Общая сумма налогов в бюджет + прирост
2 Коммерческая 2.1 Производственная	2.1.1 Дополнительная стоимость, которая получена за счет производства инновации + ее прирост 2.1.2 Чистая продукция с амортизацией + прирост 2.1.3 Доход (прибыль + амортизация) + прирост 2.1.4 Экономия от снижения себестоимости
2.2 Финансовая	2.2.1 Чистый доход за счет производства инновации + прирост 2.2.2 Чистая прибыль + прирост 2.2.3 Удельный вес чистого дохода в общей сумме доходов + изменения в сравнении с аналогом 2.2.4 Удельный вес чистой прибыли в общей сумме прибыли + изменения 2.2.5 Рентабельность продукции (на основе чистого дохода) + прирост 2.2.6 Общая масса прибыли + прирост
2.3 Инвестиционная	2.3.1 Экономический эффект (на основе чистой продукции) за счет производства инновации + прирост 2.3.2 То же на основе дохода + прирост 2.3.3 То же на основе чистой прибыли 2.3.4 Срок окупаемости капитальных вложений + изменения в сравнении с аналогом 2.3.5 Рентабельность + прирост
3 Бюджетная	3.1 Интегральный бюджетный эффект за весь срок полезного использования 3.2 Интегральный приведенный (дисконтированный или наращиваемый) бюджетный эффект 3.3 Степень финансового участия государства в финансировании инноваций

На первом этапе оценки эффективности инновационных проектов целесообразно определить общественную или коммерческую эффективность проекта [75]. Если общественная эффективность проекта неудовлетворительна, целесообразным является анализ путей ее улучшения, в том числе за счет участия государства. Если определенный проект обеспечивает позитивную коммерческую эффективность, можно оценивать эффективность участия в проекте (второй этап).

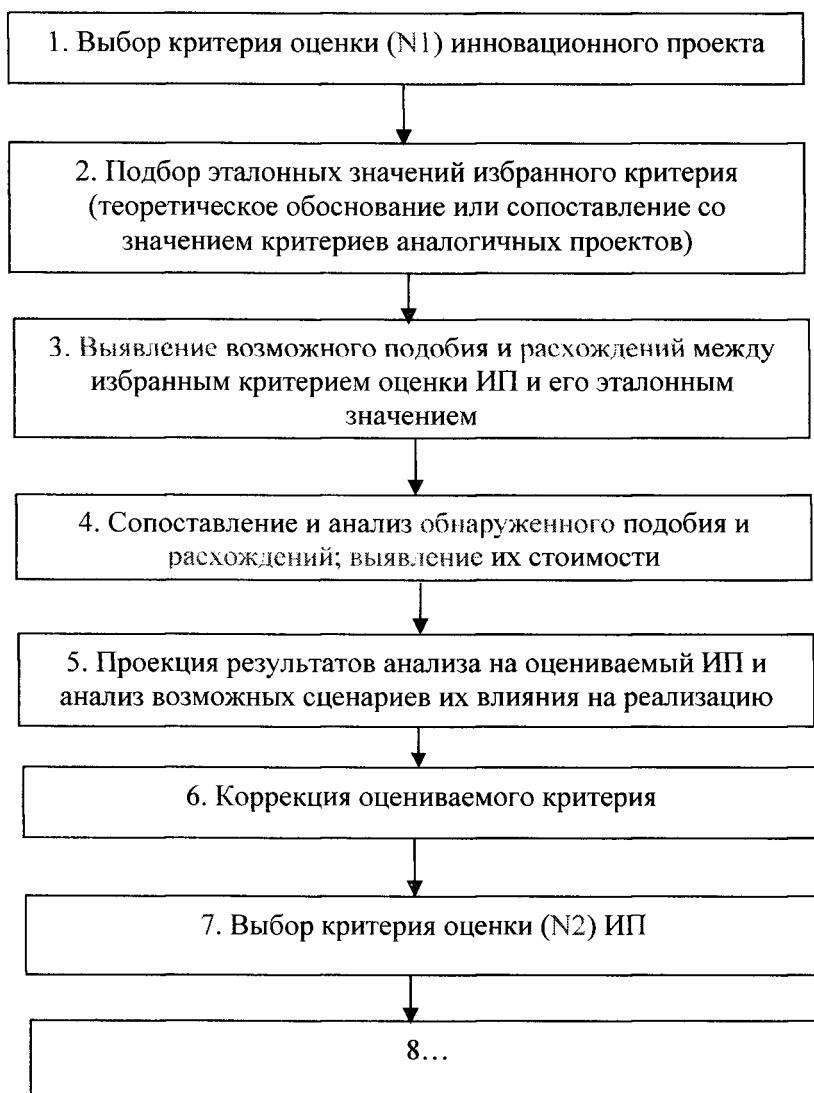


Рис. 12.2. Алгоритм сравнительного анализа критериев оценки ИП [9]

Безусловно, во время принятия окончательного решения относительно целесообразности реализации инновационных проектов кроме экономических его параметров большое значение имеют его технические, технологические, экологические,

социальные и другие параметры [76]. Однако в национальных условиях ведения хозяйства последние, как правило, становятся определяющими лишь в том случае, когда для финансирования инноваций используются целевые средства разнообразных фондов и организаций или когда инвестор преследует определенные специфические цели (например, создание соответствующего имиджа на рынке) [77].

Важной проблемой, которая возникает уже на начальном этапе осуществления экономического обоснования инноваций, является выбор одного основного оценивающего показателя из нескольких показателей, которые рассматриваются, или формирования определенной их совокупности, в эффективную систему, которая позволит принять наиболее верное решение относительно целесообразности внедрения инновации. Решение данной проблемы, предложенное А.В. Козаченко [78], заключается в следующем:

для инноваций, реализация которых характеризуется стабильными размерами ежегодно обеспечиваемых полезных результатов и коротким периодом инвестирования, критериями эффективности могут быть срок окупаемости, рентабельность капиталовложений, годовая экономия текущих расходов;

для инноваций, реализация которых характеризуется относительно длительным периодом инвестирования, критериями экономической эффективности могут быть установлены чистая дисконтированная прибыль, индекс рентабельности, внутренняя норма рентабельности и др.

Очень важным из заказных показателей появляется интегральный объем добавленной стоимости (чистая дисконтированная прибыль) из двух позиций. Во-первых, группу предприятий с высокой добавленной стоимостью можно считать принадлежащими к потенциальным точкам роста, который является слишком важным с точки зрения макроэкономических позиций – экономического роста. Более того, принадлежность к потенциальным точкам роста должна быть критерием отбора программ и инновационных проектов, которые нуждаются в государственной поддержке. Во-вторых, это очень важный показатель для повышения заинтересованности отдельных субъектов ведения хозяйства в создании, производстве и использовании инноваций. Валовая добавленная стоимость

аккумулирует сумму средств в общий конечный результат, которые можно направить на оплату труда своих рабочих, на социальное развитие.

Следующая особенность современного концептуального подхода к воспроизводительной модели – это проведение четкой разницы между экономической статикой и экономической динамикой. Разница между ними лежит не в очевидной плоскости одномоментности и длительности, а определяется за критерием наличия или отсутствия качественного изменения в том или другом экономическом процессе. И простое воссоздание, и экстенсивное расширение, на неизменной базе является в современной экономике статикой, а содержание рассмотренной модели составляет лишь динамика, то есть инновационное развитие.

Учет неравноценности разночасовых доходов/расходов обычно осуществляется путем дисконтирования, для чего фирма использует специальный норматив – ставку дисконта. Критерий эффективности проекта – интегральный эффект (чистая дисконтированная прибыль, ЧДП) при этом имеет вид:

$$\text{ЧДП} = \sum_t \alpha_t f_t \quad (12.1)$$

где α_t – коэффициент дисконтирования для интервала времени t

f_t – чистая прибыль на часовом интервале t (как правило, часовой интервал составляет 1 год)

Критериальный характер показателя ЧДП проявляется в том, что:

1) если ЧДП проекта отрицательный, проект рассматривается как неэффективный и не рекомендуется к реализации, в другом случае он оценивается как эффективный;

2) из нескольких альтернативных проектов более эффективным и рекомендованным оказывается тот, что имеет высший показатель ЧДП.

Обычно ставка дисконта R считается неизменной во времени, и тогда (если все шаги имеют одинаковую длительность, а период реализации проекта начинается в период времени $t=0$) коэффициенты дисконтирования определяются по формуле:

$$\alpha_t = \frac{1}{(1 + R)^t} \quad (12.2)$$

При использовании таких коэффициентов дисконтирования показатель ЧДП обладает следующими свойствами:

1) знак ЧДП (и вывод относительно его эффективности или неэффективности) не зависит от того, в каком году начинается реализация проекта;

2) при более позднем начале реализации проекта его ЧДП снижается (позднее начало реализации эффективного проекта экономически нерационально).

В общем случае ставка дисконта изменяется с изменением шага и связана с коэффициентами дисконтирования соотношениями [79]:

$$\alpha_t = \frac{1}{\prod_{s=1}^t (1 + R_s)}; \quad R_t = \frac{\alpha_{t-1}}{\alpha_t} - 1 \quad (12.3)$$

В детерминированной ситуации под ставкой дисконта обычно понимается максимальная доходность альтернативных доступных для инвестора направлений инвестирования. Тем самым эта ставка рассматривается как определенная характеристика, которая отображает взаимоотношения объекта инвестирования и его внешней среды.

Необходимость дифференцирования разнообразных требований к инновационным проектам, которые существенно отличаются один от другого условиями реализации (например, степенью риска), обуславливает целесообразность использования реальной процентной ставки R_i – ставки дисконтирования, которая устанавливается для каждого проекта индивидуально, исходя из специфики этих условий. При этом реальная процентная ставка отличается от минимальной на величину (d), которая обусловлена степенью риска проекта, то есть $R_i = R + d$. Размер этой надбавки зависит от степени инновационности проекта и может принимать разнообразные значения [80]. Инвестор может устанавливать ее самостоятельно с помощью данных, представленных в таблице 12.2.

Таблица 12.2.

Требования к норме прибыли разнообразных групп инвестиций

Группа проектов	Необходимая норма прибыли
Замещающие инвестиции – категория 1 (новые машины или оборудование, транспортные средства и др., которые будут выполнять функции, аналогичные заменяемым)	Стоимость капитала
Замещающие инвестиции – категория 2 (новые машины или оборудование, транспортные средства и др., которые будут выполнять функции, аналогичные заменяемым, но является более технологически совершенными, требуют более квалифицированного труда и усовершенствованных управленческих решений)	Стоимость капитала + 3%
Замещающие инвестиции – категория 3 (новые мощности вспомогательных производств, составы, здания)	Стоимость капитала + 6%
Новые инвестиции – категория 1 (новые мощности или оборудование, с помощью которого будут изготавливаться раньше уже внедренные продукты)	Стоимость капитала + 5%
Новые инвестиции – категория 2 (новые мощности или оборудование, тесно связанное с текущим технологическим процессом)	Стоимость капитала + 8%
Новые инвестиции – категория 3 (новые мощности или оборудование, не связанное с действующими технологическими процессами)	Стоимость капитала + 15%
Инвестиции в научно-исследовательские работы – категория 1 (прикладные НИР, направленные на определены специфические цели)	Стоимость капитала + 10%
Инвестиции в научно-исследовательские работы – категория 2 (фундаментальные НИР, цели которых еще неуверенны и результаты не известны предварительно)	Стоимость капитала + 20%

На втором этапе основным является определение организационно-экономического механизма реализации инновационного проекта и обязательная проверка возможности его финансовой реализации. Оценка возможной финансовой реализации основывается на депозитной трактовке дисконтирования и отображает объективность взаимодействия проекта с внешней средой.

Целесообразно остановиться и на особенностях расчетов денежных потоков. Моделирование связанных с проектом денежных потоков является одним из основных принципов оценки проектов [81] (таблица 12.3).

Таблица 12.3.

Особенности оценки эффективности инновационных проектов

Позиции	Методические рекомендации	Предложения (инновационные проекты)
1	2	3
1. Теория эффективности	Абсолютной оценки	Абсолютной и сравнительной оценки
2. Период приведения текущих расходов и результатов	Начальный год осуществления одноразовых расходов	Расчетный год. За начало выбирается один из: 1) Момент завершения расчетов эффективности; 2) Момент завершения первого действия по проекту 3) Момент начала операционной деятельности
3. Показатель приведения	Коэффициент дисконтирования: $K_D = \frac{1}{(1 + E_1)^t}$ где E1 – норма дисконта, которая равняется приемлемой для инвестора норме прибыли на капитал	Коэффициент дисконтирования и наращивания: $K_H = (1 + E_2)^t$ Где E2 – норма прибыли на одноразовые расходы, НИОКР и другое (равняется депозитному проценту по вкладам или норме прибыли на капитал, приемлемый для инвестора)

Продолжение таблицы 12.3.

1	2	3
4. Показатели эффективности	Уровневые (преимущественно)	Уровневые и показатели прироста
5. Учет интересов	Инвесторов (преимущественно)	Государства, исследователей, производителей, потребителей
6. Нормы прибыли на капитал	Единственная	1) В целях приведения одноразовых расходов до расчетного года 2) Для согласования интересов инвесторов и производителей инноваций (приемлемая для инвестора)

Как объект управления инновационный проект характеризуется свойствами управляемости и наблюдаемости. Объект считается наблюдаемым, если характеристики, которые описывают его состояние, дают адекватное представление о процессах, которые протекают во внешней и внутренней среде инновационной системы на стадии разработки и внедрения проекта. Под управляемостью в экономической литературе понимают достаточность описания проекта параметрами, заданными моделью проекта, для принятия решений по управлению проектом, а также полноту набора входных параметров, на которые влияет система управления [82]. В соответствии с данным подходом задача управления ИП – это в первую очередь задача структуризации и детализации информационных потоков инновационного проекта, на базе которых происходит оптимизация планирования работ из его реализации, построение расписаний, расчет структуры и объемов необходимых ресурсных компонентов, выбор схемы финансирования, определения, математическая оценка и разработка путей минимизации проектных рисков.

ЛИТЕРАТУРА

1. Авершин С.Г. О влиянии глубины разработки на процессы сдвига и давления горных пород //Разработка угольных месторождений на больших глубинах. - М.: Углетехиздат, 1955.
2. Авершин С.Г. Сдвигение горных пород при подземных разработках. - М.: Углетехиздат, 1947.
3. Ардашев К.А. Совершенствование управления горным давлением. - М.: Недра, 1967.
4. Ардашев К.А. Управление горным давлением при разработке тонких и средней мощности угольных пластов наклонного и крутого падения. - Кемерово, 1967.
5. Борисенко К.С. Взрывы на компрессорных установках. - К.: Наукова думка, 1973.
6. Булат А.Ф., Курносоев А.Т. Управление геомеханическими процессами при отработке угольных пластов. - К.: Наукова думка, 1987.
7. Воскобоев Ф.Н. О рациональных схемах взаимодействия с породами кровли и расчётных параметрах сопротивления механизированных крепей щитовых комплексов для разработки крутых пластов. - Уголь, 1974.
8. Воскобоев Ф.Н. Управление горным давлением при разработке тонких и средней мощности крутых пластов в сложных горно-геологических условиях. - М.: ЦНИЭИуголь, 1974.
9. Прогрессивные схемы вскрытия и подготовки крутых пластов /П.И.Пушной, Н.М.Ткаченко, О.С.Аносов, А.В.Шейко и др. - К.: Техніка, 1991.
10. Глушко В.Т., Курносоев А.Т., Яланский А.А. Особенности отработки крутых пластов Центрального района Донбасса щитовыми агрегатами // Технология добычи угля подземным способом, -л. 18, 1976.
11. Технология подземной разработки крутых и наклонных угольных пластов Донбасса /Гребёнкин С.С., Ильин А.И., и др. – Донецк: Лебедь, Регион, 1998.
12. Механизация и электрификация очистных работ на крутых пластах /Гребенкин С.С., Доронин А.Д., Стадник В.Н. – Донецк: Донбасс, 1988.

13. Ремонт горношахтного оборудования: Справ, пособие / Гребенкин С.С., Доронин А.Д., Кабанов А.И. - Донецк: Донбасс, 1992.
14. Гребенкин С.С. и др. Улучшение использования средств механизации на угольных шахтах. - Киев: Техніка, 1986.
15. Создание, эксплуатация и ремонт горношахтного оборудования для очистных забоев крутых и наклонных угольных пластов /Гребенкин С.С., Булат А.Ф. и др. – Донецк: Регион, Лебедь, 1999.
16. Зиневич В.Д., Гешлин Л.А. Поршневые и шестеренные пневмодвигатели горно-шахтного оборудования. - М.: Недра, 1982.
17. Технология закладки и экологические особенности оставления породы в выработанном пространстве подземных предприятий /Гребенкин С.С., Доронин А.Д. и др. – Донецк: Регион, 1999.
18. Кошелев К.В., Томасов А.Г. Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок. - М.: Недра, 1985.
19. Машины к оборудованию для проведения горизонтальных и наклонных выработок //Под ред. Б.Ф.Братченко. - М.: Недра, 1975.
20. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник // Под ред. В.Г.Герасимова и В.Н.Хорина. - М.: Недра, 1979.
21. Методика оценки основных технологических и технических параметров отработки крутых пластов щитовыми агрегатами /В.Т.Глушко, А.А.Яланский, А.Т.Курносков и др. - Киев: Наукова думка, 1981.
22. Механизация проведения выработок в крепких породах //Подобщ. ред. П.С.Малого. -М.: Недра, 1977.
23. Мурзин В.А., Цейтлин Ю.А. Расчёт пневматических сетей шахт. - М.: Недра, 1971.
24. Негруцкий Б.Ф. Интенсификация монтажа оборудования угольных шахт. - М.: Недра, 1983.
25. Мягкие оболочки и прикладные направления их применения в физических процессах горных работ /Гребенкин С.С., Степанович Г.Я. и др. – Донецк: Регион, 1999.
26. Технология подземной разработки и процессы горных работ в очистных забоях крутых и крутонаклонных угольных пластов / Гребенкин С.С., Булат А.Ф. и др. – Донецк: Регион, 2000.

27. Правила устройства и безопасной эксплуатации стационарных компрессорных установок, воздухопроводов и газопроводов. - М.: Металлургия, 1973.

28. Разработка крутых пластов щитовыми агрегатами / А.Ф.Остапенко, С.П.Батыгин, И.А.Джанин и др. - Киев: Техника, 1983.

29. Синтез механизма передвижения гидрофицированной крепи типа КГУ на тонком крутом пласте. – Донецк: Минуглепром СССР, ЦБНТИ, 1991.

30. Справочник горного механика /В.Г.Горячий, С.С.Гребенкин, А.Д.Доронин и др.; под общ. ред. А.И.Пархоменко, С.С.Гребенкина. - Донецк: Донбасс, 1989.

31. Инженерные методы предотвращения газодинамических явлений при разработке крутых выбросоопасных угольных пластов /Гребёнкин С.С., Житлёнок Д.М. и др. – Донецк: УкрНТЭК, 2001.

32. Степанович Г.Я. Применение пневматических крепей на крутых пластах Донбасса. - М.: ЦНИЭИуголь, 1977.

33. Степанович Г.Я. Шахтные пневматические крепи. - Киев: Техніка, 1981.

34. Проведение и эксплуатация горизонтальных горных выработок на шахтах с крутым и наклонным залеганием угольных пластов /Гребёнкин С.С., Янко С.В. и др. – Донецк: Регион, 2001.

35. Проектирование систем угольных шахт, разрабатывающих крутые и крутонаклонные пласты /Гребёнкин С.С., Янко С.В. и др. – Донецк: УкрНТЭК, 2001.

36. Улучшение использования средств механизации на угольных шахтах /О.В.Колоколова, И.Ф.Иванов, А.В.Шмиголь и др.; под ред. О.В.Колоколова. - Киев: Техшка, 1986.

37. Корин В.Р., Мамонтов С.В., Гейхман И.Л. Вопросы расчёта и надёжности шахтных гидравлических крепей. - М.: Наука, 1970.

38. Цейтлин Ю.А., Мурзин В.А. Пневматические установки шахт. - М.: Недра, 1985.

39. Проблемы разработки крутых и крутонаклонных пластов на больших глубинах /Гребёнкин С.С., Янко С.В. и др. – Донецк: УкрНТЭК, 2002.

40. Крутые и крутонаклонные угольные пласты, управление горным давлением и крепление в очистных и подготовительных выработках на больших глубинах (Инструкция). Донецк, 1997.

41. Геомеханические и технологические проблемы закрытия шахт Донбасса /Гребёнкин С.С., Янко С.В. и др. – Донецк: ДонНТУ, 2002.

42. Булгаков Ю.Ф. Тушение пожаров в угольных шахтах. – Донецк: НИИГД, 2001.

43. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов. М.: Недра, 1980. – 360 с.

44. Худин Ю.Л., Устинов М.И., Брайцев А.В., Ардашев К.А., Бажин Н.П. и др. Бесцеликовая отработка пластов. - М: Недра, 1983. – 280 с.

45.Черняк И.Л., Бурчаков Ю.И. Управление горным давлением в подготовительных выработках глубоких шахт. - М.: Недра. - 1984. 304 с.

46. Каретников В.Н., Клейменов В.В., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник – М.: Недра, 1989. – 571 с.

47.Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. М.: Недра, 1995. – 395с.

48. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев М.И. Стальные рамные крепи горных выработок. – К.: Техніка, 1999. – 216 с.

49. Усаченко Б.М., Чередниченко В.П., Головчанский И.Е. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизованных породах. - К.: Наукова думка, 1990 – 144 с.

50. Заславский И.Ю., Компанец В.Ф., Файвищенко А.Г., Клещенков В.М. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт. М.: Недра, 1991. – 235 с.

51. Chudek M. Geomechanika z podstawami ochrony środowiska górniczego i powierzchni terenu. Wyd. Pol. Śl., Gliwice, 2002.

52. Якоби О. Практика управления горным давлением. - М.: Недра, 1987. – 566 с.

53. Гребенкин С.С., Булгаков Ю.Ф., Касьян Н.Н., Петренко Ю.А. и др. Поддержание и проведение выработок глубоких шахт Донбасса: Монография / Под общей редакцией С.С.Гребенкина. - Донецк: «Каштан», 2005. – 256 с.

54. M.Chudek, Г.И. Соловьев, О.К.Мороз, Я.А.Ляшок, А.Ф.Толкачев, А.Л.Редько, Н.Н.Малышева, Д.Г.Соловьев, А.Л.Касьяненко, А.В.Петренко, Д.А.Дидюхов О проявлениях горного давления в выемочных выработках глубоких шахт Донбасса

// Материалы международной конференции “IX Szkola geomechaniki”. Гливице–Устронь. 20-23 октября 2009г. - С. 257-272.

55. Негрей С.Г. Обоснование параметров механического отпора породам почвы выемочных выработок при отработке лав обратным ходом / Диссерт. на соиск. учен. степ. к.т.н. Донецк: ДонНТУ. – 296с.

56. M. Chudek, С.Г. Негрей, Г.И. Соловьев, Я.А. Ляшок, В.А. Будишевский, В.Е. Нефедов, Б.П. Иванов, А.Т. Кучер, В.Н. Мокриенко, А.Л. Касьяненко, А.В. Евсеенко. Особенности механизма выдавливания пород почвы выемочных выработок глубоких шахт // Материалы международной конференции “IX Szkola geomechaniki”. Гливице –Устронь. 20-23 октября 2009 г. - С.227-239.

57. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Захаров В.С. Изменения деформаций контура кровли выемочной выработки при использовании каркасной крепи усиления // Известия Донецкого горного института. 1999. №1. С.66-70.

58. Гребенкин С.С., Соловьев Г.И., Демин И.К., Панфилов Ю.Н., Негрей С.Г., Нефедов В.Е., Малышева Н.Н. О сохранении устойчивости конвейерных штреков глубоких шахт / Вестник НГАУ, Днепропетровск, 2003, №10, С 31-33.

59. Соловьев Г.И. О результатах опытно-промышленной проверки эффективности способа продольно-жесткого усиления арочной крепи выемочных выработок глубоких шахт // Геотехнічна механіка: Міжвідомчий збірник наукових праць / ІГТМ ім. М.С.Полякова НАН України. - Дніпропетровськ. 2005. – Вип.61. С.274-284.

60. Соловьев Г.И., Гребенкин С.С., Рябичев В.Д. О новой концепции обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких шахт // Физико-технические проблемы горного производства – Донецк – ДонФТИ.– 2007. – №10. С. 142-148.

61. Соловьев Г.И., Коваль А.Р., Литовченко С.И. О сохранении устойчивости конвейерного штрека продольно-балочной крепью усиления на шахте им. А.А.Скочинского // Геотехнологии и управление производством XXI века. Сб. научн. Тр. II Международной научно-практической конференции. Донецк. 2-3 октября 2007 г. С.14-18.

62. Solovjov G.I., Moroz O.K., Liashok J.A., Griebionkin S.S., Kierkiez S.D., Galchenko A.M. Combined methods of stability

providing in preparatory mine-workings of deep mines in Donetsk region // 21 World Mining Congress. New Challenges and Visions for Mining. Krakow, Poland. 11.09.2008. S. 267-278.

63. Соловьев Г.И., Мороз О.К., Шуляк Я.О. Обеспечение устойчивости конвейерного штрека комбинированной продольно-балочной и анкерной крепями усиления в условиях шахты им. Е.Т.Абакумова // *Górnictwo i geologia. Kwartalnik*, tom 4, zeszyt 2a. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej. Polska, Gliwice, 2009. S. 171-179.

64. ДНАОП 1.1.30-1.01-щц. Правила безпеки у вугільних шахтах. Державний нормативний акт з охорони праці. – К.: Держнаглядохоронпраці, 2000. – 484 с.

65. ДНАОП 1.1.30-1.XX-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция). – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268 с.

66. Закон України “Про інноваційну діяльність” від 4.07.2002 №40-IV // *Відомості Верховної Ради*. – 2002. – №36. – Ст. 266.

67. Захарченко В. Экономический механизм процесса нововведенный. – Одесса: ИрЭнтит, 1999 – 198 с.

68. Балабанов И.Т. Инновационный менеджмент: Учебное пособие. – Спб.: Питер, 2000. – 208 с.

69. Кокурин Д. Инновационная деятельность. – М.: Экзамен, 2001. – 576 с.

70. Основы инновационного менеджмента: Теория и практика / Под редакторши П.Н. Завалина и др. – М.: ОАО “НПО “Изд-во “Экономика”, 2000. – 475 с.

71. Бутнік-Сіверський О., Красовська А. Теоретичні засади інтелектуальної інноваційної діяльності на підприємстві // *Економіка України*. – 2004. – №12. – С.31-36.

72. Хобта В.М., Кравченко С.И. Проблемы формирования инновационной модели развития // *Металл и литье Украины*. – 2002. – №7-8. – С. 14-16.

73. Ванькович Д.В. Усовершенствование механизма реорганизации управления финансовыми ресурсами предприятий // *Финансы Украины*. – 2004. – №9. – С. 112-117.

74. Красовский Г.В., Кутергина Т.В. Оценка инвестиционной привлекательности инновационного проекта в станкостроении // *Вестник машиностроения*. – 2001. – №5. – С. 60-65.

75. Виленский П.Л., Лившиц В.Н., Смоляк С.А. Оценка эффективности инвестиционных проектов: Теория и практика: Учеб.-практ. пособие. - М.: Дело, 2001. – 832с.

76. Бузько И.Р. Экологические проблемы и инновационная деятельность предприятий // Вестник Восточноукраинского государственного университета. – 2000. - №1 (26). – Ч.1. – С. 27-32.

77. Лапко О. Инновационная деятельность в системе государственной регуляции. – К.: ИЕП НАН Украины, 1999. – 254 с.

78. Козаченко А.В. Механизм стратегического управления крупными производственно-финансовыми системами промышленности. – Донецк: ИЭП НАН Украины, 1998. – 348 с.

79. Смоляк С.А. Оптимальное поведение фирмы на финансовом рынке и пруда дисконта // Экономика и математические методы. – 2004. – Т.40 №2. – С. 72-87.

80. Формирование хозяйственных решений / Под ред. В.М. Хобты. – Донецк: Каштан, 2003. – 416 с.

81. Орлов П. Сравнительная оценка эффективности капитальных вложений // Экономика Украины. – 2004. - №1. – С. 27-32.

82. Воропаев В.И. Управление проектами в России. – М.: Альянс, 1995. – 225с

АВТОРСКИЙ КОЛЛЕКТИВ:



ГРЕБЁНКИН Сергей Семёнович –
докт. техн. наук, профессор,
академик АГН Украины



ЯНКО Станислав Васильевич –
докт. техн. наук, профессор, академик,
вице-президент АГН Украины



ПАВЛЫШ Владимир Николаевич –
докт. техн. наук, профессор,
академик АНТК Украины



ШИРИН Леонид Никифорович –
докт. техн. наук, профессор,
академик ТА Украины



КЕРКЕЗ Семен Данилович –
канд. техн. наук,
академик АГН Украины



РЯБИЧЕВ Виктор Дронович –
докт. техн. наук, профессор,
академик АГН Украины



БУЗИЛО Владимир Иванович –
докт. техн. наук, профессор,
заслуженный работник образования
Украины



ТОПЧИЙ Сергей Евгеньевич –
канд. техн. наук,
академик АГН Украины



ПОПОВ Станислав Олегович –
докт. техн. наук, профессор,
чл.-корр. АГН Украины



СМОРОДИН Геннадий Михайлович –
канд. техн. наук, доцент



СОЛОВЬЁВ Геннадий Иванович –
канд. техн. наук, доцент



САВЧЕНКО Иван Владимирович –
аспирант



ДЬЯЧКОВ Павел Анатольевич –
аспирант



ПОПОВСКИЙ Виталий Николаевич –
аспирант



МАЕВСКИЙ Олег Валерьевич –
канд. техн. наук,
чл.-корр. АГН Украины



ЗЕНЗЕРОВ Владимир Иванович –
канд. техн. наук, доцент

ГРЕБЬОНКІН Сергій Семенович
ЯНКО Станіслав Васильович
ПАВЛИШ Володимир Миколайович
ШИРІН Леонід Никифорович
КЕРКЕЗ Семен Данилович
РЯБІЧЕВ Віктор Дронович
БУЗИЛО Володимир Іванович
ТОПЧИЙ Сергій Євгенович

ПОПОВ Станіслав Олегович
СМОРОДІН Геннадій Михайлович
СОЛОВЬЙОВ Геннадій Іванович
САВЧЕНКО Іван Володимирович
ДЬЯЧКОВ Павло Анатолійович
ПОПОВСЬКИЙ Віталій Миколайович
МАЄВСЬКИЙ Олег Валерійович
ЗЕНЗЕРОВ Володимир Іванович

ДОВІДНИК
гірничого інженера вугільної шахти з крутим
(крутопохилим) заляганням пластів.

Російською мовою

У довіднику наведено відомості у технології підземної розробки крутих та крутопохилих вугільних пластів. У тому числі: схемам розкриття, способам та засобам кріплення і керування гірничим тиском, технологічним схемам очисного обладнання, вибору параметрів гірничих машин для очисних та підготовчих вибоїв, викладені принципи інновації вугільної промисловості.

Книга призначається для наукових співробітників та інженерно-технічних робітників вугільних підприємств, а також для аспірантів і студентів старших курсів гірничих вузів.

Відповідний за випуск
Технічний редактор

С.С. Гребьонкін
В.І. Зензеров

Формат 60x84 ¹/₁₆. Ум. - др. арк. 22,9. Тираж 300 прим. Замовл. №0831.
Підп. до друку 31.08.2011 р. Різографічний друк. Папір офсетний.

Видавець і виготовлювач МПП «ВІК»
83059, м. Донецьк, вул. Разенкова, 12/17, тел. (062) 381-70-87
Свідоцтво про реєстрацію ДК №382 від 26.03.2001 р.