

**С.С. Гребенкин, В.Н. Павлыш,
В.Л.Самойлов, Ю.А.Петренко**

**УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ
МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

Донецкий национальный технический университет

**УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ
МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

Рекомендовано Министерством образования и науки Украины в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений, которые обучаются в соответствии с направлением подготовки «Горное дело»

Донецк, ДонНТУ – 2010

УДК 622.831.+622.224

ISBN

Управление состоянием массива горных пород./ С.С. Гребёнкин, В.Н. Павлыш, В.Л. Самойлов, Ю.А. Петренко. – Донецк: "ВИК", 2010. – 193с.

Рекомендовано Министерством образования и науки Украины как учебное пособие для студентов высших учебных заведений, которые обучаются в соответствии с направлением подготовки "Горное дело" (письмо МОН Украины № 1/11-3212 от 16.04.2010).

*Рецензенты: Калфакчян А.П. - Лауреат Государственной премии, докт. техн. наук, проф., главный научный сотрудник ДонНИИ;
Питаленко Е.И. – докт. техн. наук, с.н.с., зав. отделом охраны недр і смещения земной поверхности УкрНИИМИ НАН Украины;
Бондаренко В.И. – докт. техн. наук, профессор, Академик АИН Украины, зав. кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых Национального горного университета.*

Приведены методы изучения напряженно-деформированного состояния массива горных пород, описаны механические свойства массива горных пород.

Приведена схема смещения толщи горных пород и перераспределения горного давления при отработке пологих и крутопадающих пластов. Рассмотрено взаимодействие выемочных и подготовительных горных выработок.

Проанализированы способы охраны подготовительных и выемочных горных выработок пологих и крутопадающих пластов Донбасса.

Рассмотрены методы компьютерного проектирования мероприятий по управлению состоянием угольного пласта при нагнетании в него жидкости.

Книга может быть полезной для студентов и аспирантов горных специальностей технических вузов, а также для специалистов научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций горного профиля.

СОДЕРЖАНИЕ

ВСТУПЛЕНИЕ	9
1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ДИСЦИПЛИНЕ.....	10
1.1 Управление состоянием массива горных пород - составная часть механики горных пород. Цель и задачи курса УСМГП, связь его со смежными дисциплинами ...	10
1.2 Основная терминология	12
1.3 Контрольные задания	15
2. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД.....	16
2.1 Классификация методов.....	16
2.1.1 Визуальный	16
2.1.2 Косвенный	18
2.2 Методы определения величины сдвига горных пород	19
2.2.1 Метод контурных реперов	19
2.2.2 Метод засечек	20
2.2.3 Метод глубинных реперов	20
2.3 Методы определения напряжений в массиве горных пород	21
2.3.1 Метод разгрузки	21
2.3.2 Метод компенсационной нагрузки	25
2.3.3 Метод разности давлений	26
2.3.4 Метод буровых скважин	28
2.3.5 Геофизические методы	30
2.4 Методы определения нагрузок на крепи и другие сооружения	31
2.4.1 Механические стоечные динамометры	32
2.4.2 Механические динамометры с вакуумной резиной	33
2.4.3 Струнные динамометры	34
2.4.4 Гидравлические динамометры и другие конструкции	36
2.5 Методы моделирования	37
2.5.1 Метод эквивалентных материалов	38
2.5.2 Поляризационно-оптический метод	44
2.5.3 Метод центробежного моделирования	
2.5.4 Другие методы моделирования	

2.6	Аналитические методы исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород	51
2.6.1	Использование моделей сплошных сред	51
2.6.2	Использование моделей дискретных сред	52
2.6.3	Выбор типа модели	53
2.7	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	55
3.	МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД	56
3.1	Этапы изучения механических свойств. Причины отличия свойств в образце и в массиве	56
3.2	Факторы, влияющие на механические свойства массива горных пород	58
3.2.1	Классификация горных пород в массиве по трещиноватости. Коэффициент структурного ослабления	59
3.2.2	Влияние обводненности на прочностные свойства горных пород	61
3.3	Классификация горных пород в массиве по прочности, слоистости, устойчивости непосредственной кровли и степени пучения почвы пласта	64
3.4	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	66
4.	НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ НЕТРОНУТОГО МАССИВА...	67
4.1	1 тип НС МГП.....	67
4.2	2 тип НС МГП.....	68
4.3	3 тип НС МГП.....	69
4.4	4 тип НС МГП.....	69
4.5	5 тип НС МГП.....	71
4.6	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	72
5.	НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД, ВМЕЩАЮЩИХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНУЮ ГОРНУЮ ВЫРАБОТКУ. МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ВЫРАБОТКИ.....	73
5.1	НДС вмещающих горных пород при гидростатическом распределении напряжений в массиве горных пород.....	73
5.2	НДС вмещающих горных пород при упругогравитирующем распределении напряжений в массиве горных пород.....	74
5.3	Типы НДС вмещающих пород при упругогр:	

	щем распределении напряжений в массиве горных пород	75
5.4	Механизм формирования нагрузки на крепь одиночной выработки	78
5.5	Роль крепи при различных типах НДС.....	78
5.6	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	79
6.	УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ ПОРОДНОГО МАССИВА С ЦЕЛЮ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬ- НОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, НЕ ПОДВЕРЖЕННОЙ ВЛИЯНИЮ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....	80
6.1	Использование благоприятных горно-геологических условий.....	80
6.2	Сохранение или восстановление прочности вмещающих пород.....	81
6.3	Создании локальной зоны разгрузки вокруг выработки... ..	84
6.4	Выбор рациональной технологии проведения и крепления горных выработок.....	88
6.5	Комбинированные способы.....	91
6.6	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	92
7.	СХЕМА СДВИЖЕНИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД И ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГОГО ПЛАСТА ОДИНОЧНОЙ ЛАВОЙ.....	93
7.1	Контрольные вопросы для диагностики уровня усвоения материала	96
8.	ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПО ПЕРИМЕТРУ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА. ИЗМЕНЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ ПО МЕРЕ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ.....	97
8.1	I вариант.....	97
8.2	II вариант.....	97
8.3	III вариант.....	100
8.4	IV вариант.....	101
8.5	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	101
9.	МЕХАНИЗМ И ОСОБЕННОСТИ СДВИЖЕНИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗРАБОТКЕ СВИТЫ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ.....	102
9.1	Особенности схемы сдвижения при разработке пластов в нисходящем порядке.....	102
9.2	Восходящий порядок отработки пластов I	

9.3 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	104
10. ОСОБЕННОСТИ СХЕМЫ СДВИЖЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ	105
10.1 Контрольные вопросы и задания	107
11. ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	108
11.1 Контрольные задания	108
12. СТРУКТУРНАЯ ФОРМУЛА НАКОПЛЕНИЯ СМЕЩЕНИЙ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКЕ, ПРИЛЕГАЮЩЕЙ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ	110
12.1 Контрольные вопросы и задания	113
13. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРИМЫКАЮЩИХ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ	111
13.1 Охрана выработки целиками угля	114
13.2 Охрана штрека односторонней бутовой полосой	116
13.3 Охрана двусторонней бутовой полосой	117
13.4 Охрана штрека БЖБТ и литой полосой из быстротвердеющего материала	119
13.5 Охрана выработки деревянными органными рядами	122
13.6 Охрана выработки бутокострами	124
13.7 Охрана выработок деревянными кострами	124
13.8 Проведение выработки вприсечку к выработанному пространству	125
13.9 Проведение выработки по обрушенным и уплотненным породам	128
13.10 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	129
14. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	130
14.1 Охрана наклонных выработок целиками угля	130
14.2 Охрана полевых наклонных выработок полосой угля	131
14.3 Охрана наклонных выработок, проводимых вслед за разгрузочной лавой, бутовыми полосами	132
14.4 Охрана наклонных выработок двусторонними бутовыми полосами при проведении их индивидуальными забоями	134
14.5 Охрана полевых наклонных выработок расположением их в зоне разгрузки, создаваемой последующей надработкой	

14.6	Охрана полевых наклонных выработок в зоне разгрузки, создаваемой предварительной отработкой разгрузочной лавы.....	137
14.7	Охрана полевых наклонных выработок при комбинированной надработке.....	139
14.8	Охрана выработок путем проведения их по обрушенным и уплотненным породам.....	141
14.9	Проведение транспортного магистрального полевого штрека в зоне разгрузки, а второго штрека — по обрушенным породам.....	143
14.10	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	144
15. ОСОБЕННОСТИ ОХРАНЫ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗРАБОТКЕ СВИТЫ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ.....		145
15.1	Контрольные вопросы и задания	147
16. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ШТРЕКОВ КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ.....		148
16.1	Особенности охраны штреков на крутопадающих пластах.....	148
16.2	Способы охраны откаточных штреков крутопадающих пластов.....	148
16.2.1	Охрана угольными целиками	148
16.2.2	Охрана откаточного штрека искусственными целиками.....	149
16.2.3	Охрана полевых откаточных штреков.....	150
16.3	Способы охраны вентиляционных штреков на крутых пластах.....	151
16.3.1	Охрана пластового вентиляционного штрека целиками угля.....	151
16.3.2	Охрана вентиляционного штрека бутовой полосой	152
16.3.3	Проведение “минусовых штреков”.....	153
16.3.4	Расположение полевых вентиляционных штреков в зоне разгрузки.....	153
16.4	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	155
17. УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА МЕТОДОМ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ.....		156
17.1	Структура системы автоматизированного проектирования (САПР) технологии гидравлической обработки.....	

17.2	Расчет параметров нагнетания жидкостей в угольные пласты	167
17.2.1	Локальный способ	168
17.2.2	Региональный способ	169
17.2.3	Вскрытие угольных пластов квершлагами	170
17.2.4	Расчет параметров при каскадной обработке	171
17.3	Моделирование гидравлического воздействия	172
17.3.1	Математическая постановка задачи	172
17.3.2	Блок-схемы алгоритмов	174
17.3.3	Анализ результатов моделирования	178
17.4	Примеры проектирования	179
17.5	Средства диагностики уровня усвоения материала раздела	189
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	191
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	192

ВСТУПЛЕНИЕ

Дисциплина «Управления состоянием массива горных пород» является профилирующей для студентов направления подготовки 6.050301 «Горное дело» специальности 6.090300 «Разработка месторождений полезных ископаемых», в том числе и специализации 6.090300.0 «Геомеханические процессы горного производства». Изучение этого курса оказывает содействие формированию специалиста – горного инженера.

Учебная цель пособия.

Опираясь на материал пособия и справочной литературы, студент должен уметь самостоятельно определить наиболее эффективные способы управления состоянием массива горных пород соответственно конкретным горно-геологическим условиям и технологическим процессам, разработать проект и выполнить расчеты параметров технологических схем управления с обоснованием принятых решений, в том числе с помощью ПЭВМ.

Горная геомеханика сформировалась в научную дисциплину в XIX столетии в связи с изучением условий обрушения и оседания земной поверхности над горными выработками. В России исследования в области горной геомеханики включали охрану сооружений на поверхности от влияния сдвигов горных пород, создания программы изучения сдвигов и обрушений пород.

В Ленинграде в 20-е года XX ст. была организована научная школа по изучению сдвигов горных пород. В 30-е года в Киеве сформировалась научная школа, которая изучала поля напряжений вокруг выработок разных размеров и конфигураций на основе теории упругости. В 50-60-е года изучен механизм взаимодействия массива горных пород и креплений горных выработок; при этом было установлено, что крепления следует рассматривать как активный элемент, свойства которого существенным образом влияют на условия деформирования массива окружающих пород.

За рубежом наиболее известные исследования в горной геомеханике выполнены в Швейцарии, Германии, Бельгии, Австралии, Польши, Чехии.

Содержание дисциплины «Управления состоянием массива горных пород» стало практическим обобщением фундаментальных теоретических результатов и составляет весомую часть подготовки горного инженера.

1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ДИСЦИПЛИНЕ

1.1. Управление состоянием массива горных пород – составная часть механики горных пород. Цель и задачи дисциплины УСМГП, ее связь со смежными дисциплинами.

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь самостоятельно формулировать цель и задачи дисциплины, владеть профессиональной терминологией.

Механика горных пород или горная геомеханика - наука о прочности, устойчивости и деформируемости, смещениях массивов горных пород и горнотехнических объектов в поле природных и вызванных влиянием горных работ сил горного давления.

Предметом дисциплины УСМГП являются механические процессы, происходящие в массиве горных пород и связанные главным образом с проведением в нем горных выработок (формирование напряженного состояния массивов пород и его изменения в связи с проведением выработок, сдвигание горных пород, взаимодействие пород с крепями горных выработок и др.).

УСМГП, являясь прикладной дисциплиной, решает следующие задачи:

1. Изучение закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния вмещающих пород при ведении горных работ.
2. Обоснование технологических процессов и параметров выемки полезного ископаемого.
3. Управление горным давлением, целенаправленное перераспределение напряжений, деформаций, разрушения и упрочнения породного массива, т.е. управления напряженно-деформированным состоянием массива горных пород при ведении горных работ.

На базе исследований обосновываются технологические схемы и параметры горных работ, выбираются системы разработки и определяются их элементы; устанавливаются рациональные способы и схемы управления горным давлением при открытых и подземных разработках; даются рекомендации по оптимальному креплению, поддержанию и охране горных выработок и защите других объектов от вредного влияния горных работ.

Механика горных пород и УСМГП, как составная часть ее, тесно связаны с рядом наук (см. рис.1.1). И.А. Турчанинов отмечает, что это деление несколько условное. С одной стороны механика горных пород является фундаментальным разделом горной науки, а с другой - прикладным разделом механики вообще.

По объекту исследования - массиву горных пород – дисциплина УСМГП тесно связана с геологическими науками; по методам изучения - с физикой и механикой твердого тела. Она использует теории упругости, пластичности, ползучести и разрушения, а также методы теории вероятности.

Общая методология дисциплины УСМГП состоит в широком использовании и анализе натуральных наблюдений

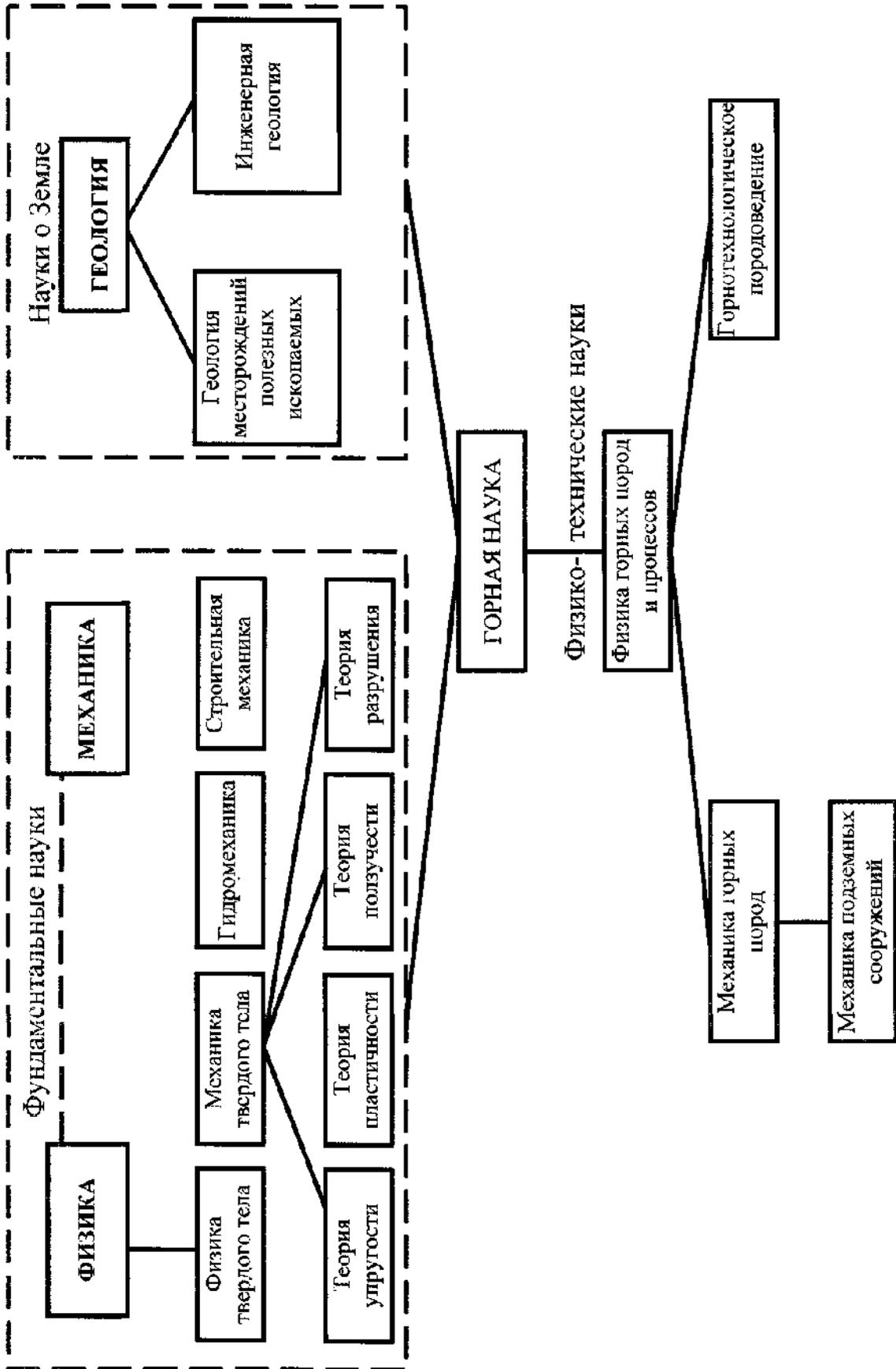


Рис. 1.1 – Схема взаимосвязи горной геомеханики (механики горных пород) с другими разделами науки

привлечением методов и приемов моделирования и аналитических исследований на базе теоретических положений из основных разделов современной механики, математических и физических аналогий.

1.2 Основная терминология

ГОРНЫЕ ПОРОДЫ – природные минеральные агрегаты, слагающие литосферу Земли в виде самостоятельного геологического тела.

МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД ИЛИ ГОРНЫЙ МАССИВ – участок земной коры, характеризующийся общими условиями образования и определенными инженерно-геологическими свойствами слагающих его горных пород, в котором распространяются физические процессы, связанные с ведением горных работ.

ГОРНЫЕ РАБОТЫ – очистные и проходческие работы, буро-взрывные работы, бурение скважин различного назначения (разведочных, дегазационных, для осушения или перепуска воды и т.п.), упрочнение или разупрочнение пород различными методами, воздействие на массив горных пород различными силовыми полями, например, ультразвуком и т.д.

ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ – напряжения, возникающие в массиве горных пород, вблизи стенок выработок, скважин, в целиках, на поверхностях контакта порода-крепь в результате действия главным образом гравитационных сил, а также тектонических сил и изменения температуры верхних слоев земной коры.

ПРОЯВЛЕНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ – явления и процессы в массиве горных пород, вызываемые горным давлением при ведении горных работ, проявляющиеся в виде различного рода сдвижений, деформаций и разрушений вмещающих пород и полезного ископаемого, нагрузок на крепь, закладку, обрушенные породы и другие естественные и искусственные сооружения, а также в виде различных газодинамических явлений - горных ударов, внезапных выбросов угля и газа, песчаников и т.д.

СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД – перемещение и деформирование массива горных пород вследствие нарушения его естественного равновесия при ведении горных работ.

ДЕФОРМАЦИИ ГОРНЫХ ПОРОД – изменение формы, размеров и объема отдельностей или участков горных пород под воздействием горного давления, динамических нагрузок, различных полей (электрических, магнитных, ультразвуковых и др.), тектонических или термических напряжений, а также фазовых превращений при осушении или увлажнении горных пород и других видов горных работ.

ОСЕДАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД – вертикальная составляющая полного вектора сдвижения точки поверхности или массива горных пород.

ОТНОСИТЕЛЬНОЕ СДВИЖЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД – изменение места положения горных пород относительно какой-то точки (репера, породы

выработки и т.д.) в результате нарушения их равновесия, вызванного ведением горных работ.

СПОЛЗАНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД – сдвигение горных пород по плоскостям напластования.

РАССЛОЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД – нарушение связи между слоями горных пород в процессе их сдвижения.

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНОЙ ПОРОДЫ – нарушение сплошности горной породы в результате тех или иных воздействий на нее.

УСТОЙЧИВОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД – способность горных пород сохранять равновесие при их обнажении.

УСТОЙЧИВОСТЬ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК – способность обеспечивать функционирование с эксплуатационными характеристиками в течение заданного срока службы.

ОБЛАСТЬ ВЛИЯНИЯ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ – часть массива горных пород, в пределах которой происходят деформации, сдвигения и обрушения пород, изменяется величина напряжений, т.е. происходит изменение напряженно-деформированного состояния горных пород в результате ведения горных работ.

ОПОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ – добавочное к весу горных пород давление, вызванное зависающими над выработанным пространством породами. Опорное давление представляет собой нормальные к пласту сжимающие напряжения, действующие вблизи опорного контура (на массивы, целики полезного ископаемого, крепи) по всему его периметру.

ЗОНА РАЗГРУЗКИ – часть массива горных пород в зоне влияния очистной или подготовительной выработки, в которой напряжения меньше, чем в нетронутом массиве.

НАПРЯЖЕНИЕ – величина внутренних усилий (в массиве, целиках, крепи и т.д.), приходящихся на единицу площади, на которую они действуют, вызванных внешними силами или различными физическими полями.

ОХРАНА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК – комплекс дополнительных мероприятий, направленный на сохранность выработок в эксплуатационном состоянии в течение требуемого периода.

ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК – совокупность мероприятий по охране, креплению и ремонту выработок для обеспечения их эксплуатационного состояния в течение срока службы.

ЭКСПЛУАТАЦИОННОЕ СОСТОЯНИЕ ВЫРАБОТКИ – рабочее состояние, обеспечивающее выполнение выработкой своих функций (назначения) в течение срока службы при соблюдении требований Правил Безопасности.

УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД – управление физическими процессами, происходящими в горном массиве и

приводящими к изменению физических свойств и напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

Необходимо отметить, что понятие "горное давление" в течение длительного времени является предметом дискуссий. Многие ученые пытаются его уточнить, конкретизировать. Турчанинов И.А. указывает, что этот термин в настоящее время устарел и что современным термином является "напряженно-деформированное состояние массива пород", исчерпывающе отражающее состояние массива пород как при наличии выработок, так и при их отсутствии. Кошелев К.В. и др. трактуют этот термин следующим образом: "Горное давление – силы, действующие на отдельно рассматриваемый участок породного массива, прилегающего к выработке, возникающие и развивающиеся в результате перераспределения напряжений, вызванные ведением горных работ".

Таким образом, напряжения существуют как в нетронутом массиве горных пород, так и в породах, вмещающих горную выработку (в том числе и на контуре горной выработки), в то время как горное давление имеет место только лишь при наличии горной выработки и при смещении вмещающих горных пород.

Для упрощения понятия рассматриваемого в данной работе материала будем пользоваться применительно к нетронутому массиву горных пород (при отсутствии в нем выработок) термином "напряженное состояние массива горных пород", для пород в зоне влияния выработки - "напряженно-деформированное состояние массива горных пород" (или просто горных пород); термином "опорное горное давление" (или просто "опорное давление") - применительно к очистным выработкам и "местная (или локальная) концентрация напряжений" - применительно к подготовительным горным выработкам.

В данной работе приняты следующие сокращения:

- УСПМ (УСМГП) – управления состоянием породного массива (управления состоянием массива горных пород);
- ГП – горные породы;
- НС МГП – напряженное состояние массива горных пород;
- НДС ГП – напряженно-деформированное состояние горных пород;
- ЗНД – зона неупругих деформаций;
- зона ПГД – зона повышенного горного давления;
- П; ПС; ГС – песчаник; песчаный сланец; глинистый сланец;
- $L_{оп}$ – длина зоны опорного давления, г;
- $P_{оп}$ – опорное давление, Мпа;
- ВЩР – взрывоцелевая разгрузка;
- σ – главные нормальные напряжения, Мпа;
- τ – касательные напряжения, Мпа;
- R – граница прочности породы в образце на одноосное сжатие, Мпа;

- R_p – граница прочности породы в образце на одноосное растяжение, Мпа;
- K_T – коэффициент трещиноватости кровли, од;
- K_c – коэффициент структурного ослабления пород, од;
- K_p – коэффициент размачивания горных пород, од;
- K_w – коэффициент, который учитывает снижение прочности пород в результате их увлажнения, од;
- $K_{сч}$ – коэффициент сцепления, од;
- φ – угол внутреннего трения, градус;
- λ – коэффициент бокового распора, от;
- k – коэффициент локальной концентрации напряжений, од;
- m – мощность пласта, г;
- γ – удельный вес, кн./м³;
- H – глубина разработки, г;
- f – коэффициент прочности пород на одноосное сжатие, од;
- $K_{оп}$ – коэффициент опорного давления, од
- ψ – угол полных сдвигов, градус;
- U – сдвиг пород на контуре выработки, мм;
- $K_{охр}$ – коэффициент, который учитывает податливость искусственных сооружений, од;
- $l_{ц}$ – размер целика угля, м;
- $l_{бп}$ – размер бутовой полосы, м;
- h_n – расстояние от пласта до полевой выработки, м;
- l_n – расстояние полевой выработки от кромки угольного массива, м;
- $l_{рл}$ – длина разгрузочной лавы, м;
- δ_v – предельный угол, градус;
- p – расчетная нагрузка на искусственные сооружения, кн./г.

1.3 Контрольные задачи.

1.3.1. Сформулировать определение места дисциплины в системе сопредельных фундаментальных дисциплин.

1.3.2. Сформулировать задачи дисциплины УСМГП.

1.3.3. Обосновать предмет и методы УСМГП как дисциплины, которая является составной частью геомеханики и физики сплошной среды.

2. МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь самостоятельно выбирать и внедрять аналитические, лабораторные и натурные методы исследований напряженно-деформированного состояния массива горных пород с помощью обоснованного набора приборов и устройств.

2.1 Классификация методов

Исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород, его изменения в результате ведения горных работ (или – по старой терминологии – проявлений горного давления), как правило, осуществляется в следующей последовательности:

1. После постановки задачи (например, изучить влияние способа охраны на устойчивость откаточного штрека) исследователь в натуральных (шахтных) условиях изучает состояние данного вопроса. То есть, сначала по технической документации отбирает откаточные штреки с различными способами охраны, но с примерно одинаковыми другими условиями (сечение, способ проведения и крепления выработки, прочность вмещающих пород, характеристика крепи, глубина расположения и т.д.). Обследует состояние отобранных выработок в шахтных условиях и уточняет их перечень. На основании изучения технической документации и обследования выработок, разрабатывает рабочую гипотезу и программу проведения исследований. В нее включаются натурные, а при необходимости исследовать влияние какого-нибудь фактора на изучаемую величину, проведение которого в натуральных условиях требует больших затрат в течение длительного времени, и лабораторные исследования.

2. Проводит натурные, аналитические и лабораторные исследования. В результате обработки полученных результатов устанавливает искомые статистические зависимости, определяет область их применения.

3. Так как критерием истины является практика, то для проверки полученных зависимостей планирует и проводит шахтный эксперимент.

Может быть и другой порядок исследования какого-то вопроса или явления, но в любом случае практика и теория неразрывны и дополняют друг друга.

Классификация методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород представлена на рис.2.1.

Рассмотрим сущность различных методов.

2.1.1 Визуальный метод

Сущность этого метода заключается в том, что исследователь в натуральных (шахтных) условиях изучает состояние горных выработок, поведение пород

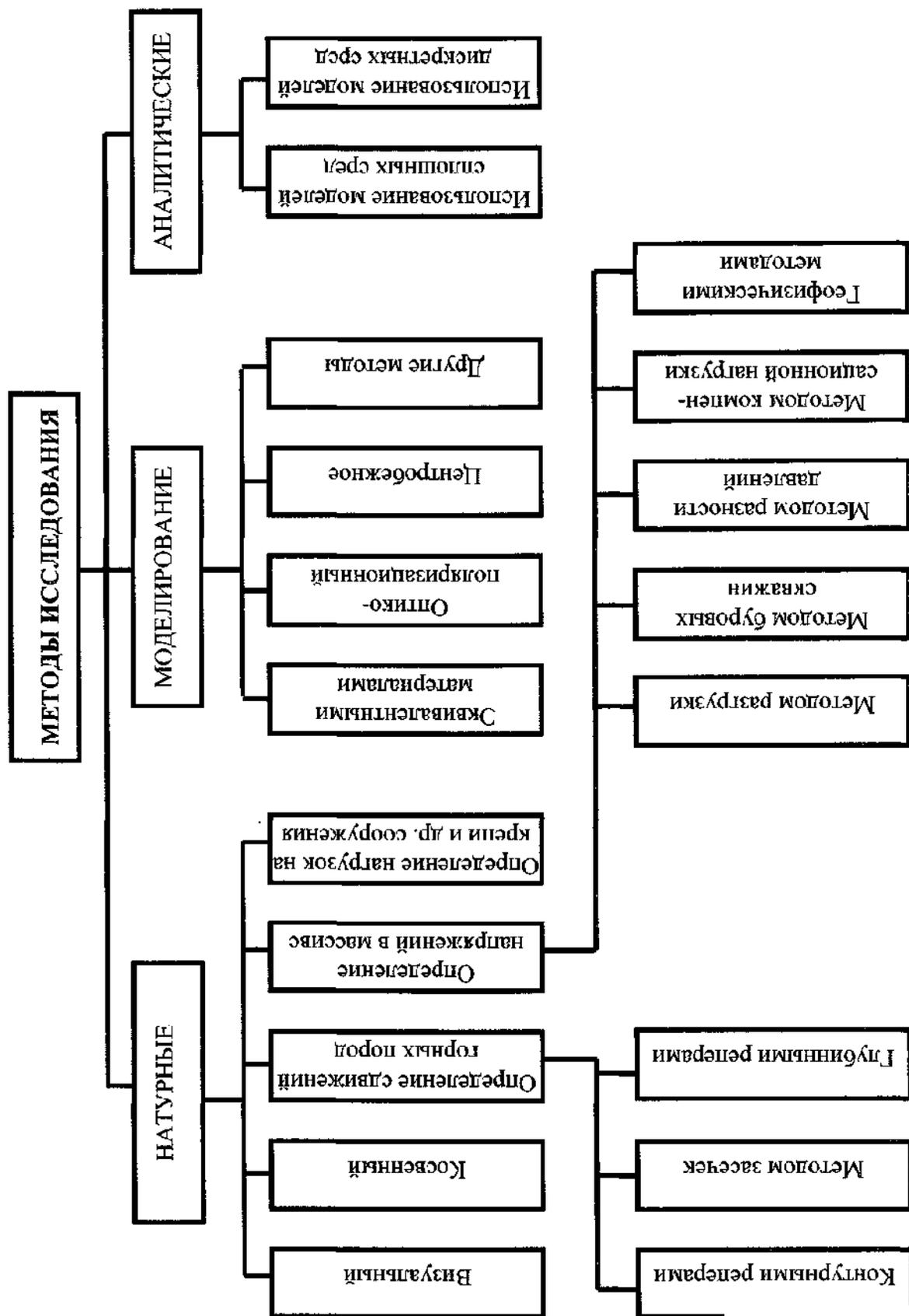


Рис.2.1 – Классификация методов исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород

кровли в очистном забое и т.д. без применения специальной измерительной аппаратуры. Он делает зарисовки, отмечает характерные деформации крепи и вмещающих пород, определяя их величину с помощью простой рулетки. На эскизах фиксируются наиболее характерные моменты изучаемого явления. Восприятие этого явления и фиксация его зависят от опыта исследователя, условий проведения и т.д. Поэтому они носят субъективный характер. Более объективную картину дает фотографирование изучаемого явления – метод фотофиксации. На фотографиях фиксируется полная картина, включая различные мелкие детали, на которые исследователь в шахте не обратил внимание.

Изучение и сопоставление фотографий, сделанных в различные периоды поддержания горной выработки, позволяют судить о динамике деформаций крепи во времени. Фотографирование позволяет документировать изучаемый процесс. Так, например, метод фотофиксации широко использовался одним из авторов данной работы при исследовании параметров взрывоцелевой разгрузки (ВЦР) как на моделях из эквивалентных материалов, так и в шахтных условиях, а так же при внедрении ВЦР на пластах крутого падения с целью снижения пучения пород почвы в поддерживаемых выработках.

Метод фотофиксации дает качественную оценку смещений на контуре выработки. Попытки применения этого метода для количественной оценки смещений как у нас в стране, так и за рубежом не дали положительных результатов из-за сложности отыскания неподвижной точки в сечении выработки для наведения на нее видоискателя фотоаппарата.

При определенном опыте с помощью серийно выпускаемых фотоаппаратов при освещении двумя-четырьмя шахтными светильниками или специальной во взрывоискробезопасном исполнении фотовспышкой получаются четкие хорошие фотографии. При использовании шахтных светильников фиксируется участок выработки длиной до 10-12 м. При использовании фотовспышки длина участка меньше примерно в 2 раза.

Метод фотофиксации прост, надежен и поэтому широко применяется на практике.

2.1.2 Косвенный метод

Косвенный метод заключается в сопоставлении средних удельных затрат при различных технологиях выполнения работ (проведения, поддержания горных выработок и т.д.). Лучшим считается вариант с меньшими удельными затратами. Так, например, средняя стоимость поддержания 1 м выработки в год r_{cp} определяется по формуле:

$$r_{cp} = \frac{(\sum R + \sum R') \cdot 12}{(l_K - l_H) \cdot n} \quad (2.1)$$

где $\sum R$ - фактические суммарные затраты на ремонт выработки (перекрепление, подрывку, замену элементов крепи, перестилку рельсового пути), $\sum R'$ - дополнительные затраты на ремонт участков вырабо

неудовлетворительном состоянии, для приведения их в эксплуатационное состояние; l_H и l_K – соответственно начальная и конечная длина выработки за рассматриваемый период времени; n – число месяцев, за которые учитываются затраты на поддержание выработки.

Объем и стоимость ремонтных работ определяются по журналу учета состояния горных выработок и книге учета затрат на ремонт выработок.

Косвенный метод дает приближенную оценку эффективности того или иного способа охраны выработки. Для более точной оценки необходимо вести попикетный учет затрат.

2.2 Методы определения величины сдвижения горных пород

В зависимости от решаемых задач возникает необходимость в определении величины сдвижения горных пород на контуре горной выработки или в глубине массива горных пород. При этом применяются следующие методы.

2.2.1 Метод контурных реперов

Контурные реперы применяются для изучения сдвижения горных пород на контуре горной выработки.

Контурный репер представляет собой металлический стержень длиной 0,4-0,5 м с приваренным на конце крючком (при измерении расстояния между реперами маркшейдерской рулеткой) или с высверленным в торце отверстием (при использовании измерительной стойки СУИ). По контуру выработки бурятся шпуры длиной примерно 0,5 м. В них вставляются деревянные пробки, в которые вбиваются реперы. На пологом падении реперы закладываются попарно в кровле и в почве и в боках выработки. На крутом падении закладывается дополнительно пара реперов для определения сдвижения в направлении, перпендикулярном напластованию пород. На рис.2.2 показана замерная секция. Для получения достоверных результатов замерная станция должна состоять не менее чем из трех замерных секций.

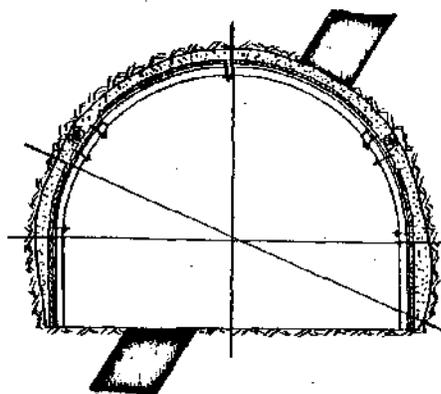


Рис.2.2. Схема установки контурных реперов в выработке на крутом падении

Разность между последующими и начальными замерами показывает, на какую величину произошло относительное сближение реперов. Для определения абсолютной величины сдвижения реперов производится нивелирование одного из реперов, заложенного в почве или кровле выработки, от неподвижных реперов, расположенных в околоствольном дворе.

2.2.2 Метод засечек

На практике часто применяется метод засечек или, как его еще называют, метод треугольников. При этом на металлических арках делают засечки или намечают краской точки.

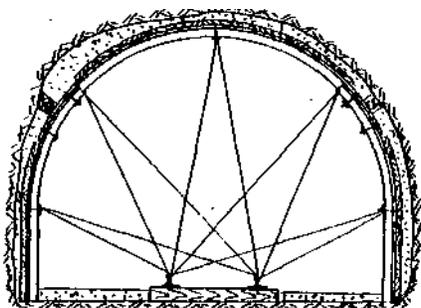


Рис.2.3. Схема замеров по крепи – метод засечек

Расстояние измеряют между этими точками и точками на головках рельсового пути (рис.2.3). Так же, как и при контурных реперах для определения абсолютных смещений точек, отмеченных на арках, необходимо производить нивелирование обеих ниток рельсового пути. Как показывают шахтные наблюдения, результаты, полученные с помощью контурных реперов и методом засечек, отличаются не более, чем на 10-20%. Метод засечек значительно проще и менее трудоемкий, чем метод контурных реперов. В связи с этим он получает все большее применение.

2.2.3 Метод глубинных реперов

Глубинные реперы применяются для изучения сдвижения толщи горных пород, расположенных на различном расстоянии от выработки. Глубинный репер состоит из замка и составного металлического стержня (штока) или проволоки. Замки бывают различной конструкции. В зависимости от исследуемого вопроса из выработки бурится несколько скважин. В одной скважине длиной до 15 м могут быть установлены несколько глубинных реперов (рис.2.4). Замки реперов закрепляются в скважине на различном расстоянии от контура выработки. Устье скважин крепится обсадной трубой. К ней присоединяется пружинное натяжное устройство (кондуктор). Стержни или стальные проволоки, идущие от замков, присоединяются к натяжному устройству. Им придается первоначальное натяжение.

На каждом стержне или проволоке крепится метка – бирка с номером репера. Самый удаленный от устья скважины глубинный репер принимают за неподвижный. Смещения других реперов определяют относительно этого репера. В том случае, когда необходимо определить абсолютные смещения пород в местах заложения глубинных реперов, производятся замеры смещений меток относительно обсадной трубы и измерение смещений обсадной трубы относительно неподвижных реперов, расположенных в о или даже на поверхности.

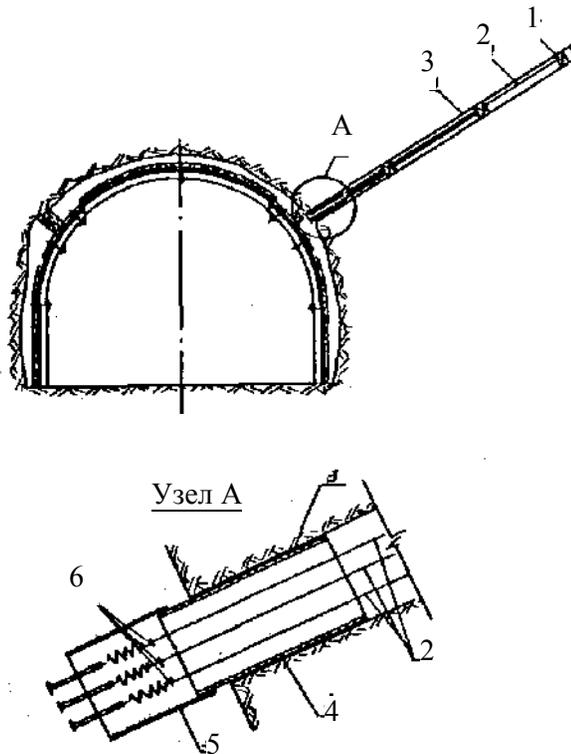


Рис.2.4. Схема установки глубинных реперов:
1-замок; 2-стержень; 3-скважина; 4-обсадная труба;
5-пружинное натяжное устройство; 6-метки

Глубинные реперы позволяют оценить характер и величину развития смещений в глубину массива (зону неупругих деформаций) в зависимости от развития горных работ и времени эксплуатации горной выработки (их системы).

2.3 Методы определения напряжений в массиве горных пород

Для определения величины и направления главных напряжений в массиве горных пород наибольшее распространение получили следующие натурные методы исследования: разгрузки (полной и частичной); компенсационной нагрузки (восстановления напряжений); разности давлений; упругих динамометров; измерения деформаций стенок буровых скважин; геофизические методы. Краткая характеристика этих методов приведена в табл.2.1.

2.3.1 Метод разгрузки

Метод полной разгрузки основан на использовании характеристики упругого восстановления формы и размеров элемента породного массива при искусственном нарушении его связи с основным массивом

Таблица 2.1

Характеристика методов определения напряжений

Метод определения напряжений	Объект, подлежащий исследованию	Величины, подлежащие измерению	Применяемые средства измерения	Способ перехода к напряжениям	Данные, необходимые для пересчета	Характеристик а получаемых напряжений
Полная разгрузка. Схема ВНИМИ.	Керн	Деформация разгрузки на торце скважины	Тензометрические или фотоупругие датчики	Пересчет методами теории упругости	Модуль упругости и коэффициент Пуассона	Абсолютные величины и направления главных напряжений в массиве
Полная разгрузка. Схема Хаста.	Керн с центральной скважиной	Измерение диаметра скважины	Тензометрические, магнитострикционные, емкостные датчики	Пересчет на базе теории упругости, лабораторное эталонирование	Тарировочная кривая деформации датчика в напряжениях, модуль упругости, коэффициент Пуассона	Величины и направления напряжений, действующих в плоскости, перпендикулярной оси скважины
Полная разгрузка. Схема Лимана.	Керн с центральной скважиной	Деформация на поверхности скважины	Тензометрические датчики	Пересчет методами теории упругости	Модуль упругости и коэффициент Пуассона	Абсолютные величины и направления главных напряжений в массиве
Частичная разгрузка.	Участок стенки выработки или ниши	Деформация участка стенки выработок	—	—	—	Величины и направления напряжений, действующих на поверхностях стенок выработки
Компенсационная разгрузка.	Участок массива	Деформация упругого восстановления участка массива Давление в гидравлической системе	Тензометрические датчики и механические индикаторы Манометры, электроманометры	Непосредственное получение величины напряжений	—	Величины напряжения, нормального к поверхности обнажения
Метод разности давлений	Стенки скважины	Давление в гидравлической системе	Манометры, электроманометры, тензометрические датчики	Пересчет методами теории упругости, эталонирование	Связь давления в системе с напряжением в массиве путем эталонирования прибора	Средняя величина напряжения, нормального к поверхности скважины
Метод упругих динамометров.	Стенки скважины	Нагрузка на упругий динамометр	Фотоупругие тензометрические динамометры	Пересчет или эталонирование	Модуль упругости, коэффициент Пуассона, лабораторное эталонирование датчиков	Относительное изменение напряжения, нормального к поверхности скважины
Измерение деформаций стенок буровых скважин.	Стенки скважины	Измерение диаметра скважины	Тензометрические, струнные, индуктивные, емкостные деформометры	Пересчет методами теории упругости	Модуль упругости, коэффициент Пуассона	Величина напряжения, нормального к поверхности скважины
Геофизические методы. Электрические измерения.	Стенки скважины	Электрическое сопротивление пород	Приборы для измерения электрического сопротивления	Эталонирование	Зависимость электрического сопротивления от напряжения	Средняя величина напряжения на базе измерения
Радиометрический метод.	Стенки скважины	Интенсивность потока гамма-лучей	Приборы радиометрии	Сопоставление полученной интенсивности потока гамма-лучей с тарировочной кривой	Связь интенсивности потока гамма-лучей с напряжением эталонирования	Средняя величина напряжения на базе измерения

По техническому исполнению и приемам перерасчетов различают три принципиальные схемы применения метода полной разгрузки (рис.2.5):

1 - измерение деформаций упругого восстановления торца скважины при выбуривании керна (схема ВНИМИ);

2 - измерение сокращения диаметра центрального отверстия в выбуриваемом керне (схема Н. Хаста);

3 - измерение деформаций стенки центрального отверстия в выбуриваемом керне (схема Е. Лимана).

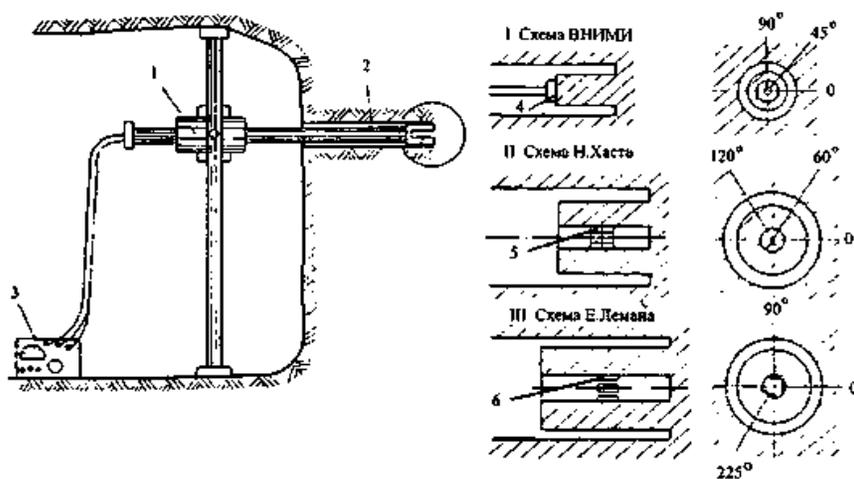


Рис. 2.5. Схема определения напряжений методом разгрузки:

I – по ВНИМИ; II – по Хасту; III – по Лиману;

1 – буровой станок; 2 – измерительная скважина;

3 – регистрирующая аппаратура; 4 – датчик на торце скважины;

5 – деформометр; 6 – наклеиваемые тензометры.

Схема ВНИМИ позволяет вне зоны влияния выработок приблизительно определить как величину, так и направление главных напряжений нетронутого массива. Для этого необходимо бурить не менее трех разноориентированных, достаточно глубоких скважин.

Для измерений бурят из горной выработки в заданном направлении скважину диаметром 76-80 мм. В выбранной для измерения точке массива коронкой специальной конструкции забой (торец) скважины шлифуют. Затем с помощью прижимного и ориентирующего устройств к торцу скважины в строго ориентированном положении приклеивают розетку из четырех или трех электротензометрических датчиков. После полной полимеризации клея, обеспечивающего совместность деформаций пород и тензодатчиков, кольцевой коронкой производят обуривание торца скважины. При этом обуриваемый элемент породного массива освобождается от действующих в нем напряжений и испытывает деформации, фиксируемые датчиками. Используя формулы теории упругости, связывающие измеренные деформации им напряжения, определяют главные напряжения в плоскости

При вычислении напряжений используют упругие константы пород – модуль Юнга и коэффициент Пуассона, определяемые по породному керну, который получают при обурировании торца скважины в точке измерения. Вместо тензодатчиков можно наклеивать на торец скважины фотоупругий тензомер, изготовленный из эпоксидной смолы ЭД-6м. При разгрузке в фотоупругом тензомере возникает поле напряжений. При просмотре его в полярископ одностороннего действия можно наблюдать картину изоклин и изохром, которая соответствует этому полю напряжений. Направления действия нормальных напряжений совпадают с осями симметрии данного поля напряжений, а их величины определяются по измеренной разности хода поляризованного света в четырех диаметрально противоположных точках с помощью специальных формул.

Вариант соосных скважин отличается от выше описанного тем, что бурят опережающую центральную скважину малого диаметра (около 40 мм). В ней устанавливают деформометры (схема Н. Хаста) либо на ее стенки с помощью специальных приспособлений наклеивают тензодатчики (схема Е. Лимана).

В первом случае фиксируют изменение диаметра центральной скважины по различным направлениям. При этом для перехода от измеренных перемещений (изменения диаметров центральной скважины) к напряжениям используют данные лабораторной градуировки датчиков деформометра в специально вырезанных породных призмах с модулем упругости, равным модулю упругости исследуемого массива.

Во втором случае определение напряжений производится по результатам измерения относительных деформаций с использованием модуля Юнга, модуля сдвига и коэффициента Пуассона.

Обурирование керна и центральной скважины во всех трех схемах осуществляется соосной скважиной диаметром не менее 100-120 мм.

Для того, чтобы исключить влияние выработки, из которой бурится скважина, на начальное распределение напряжений в массиве горных пород, необходимо принимать глубину наблюдательных участков скважин не менее двух диаметров выработки. А для того, чтобы исключить влияние окружающего массива на показания датчиков, величина перебура разгрузочных (соосных) скважин от места установки розетки тензодатчиков или деформометров должна быть не менее двух внутренних диаметров разгрузочных скважин.

Как отмечает Г.А.Крупенников, схема Н. Хаста в большей степени, чем схема ВНИМИ, обоснована в аналитическом отношении, однако в техническом исполнении весьма трудоемка, ибо требует выбурирования керна весьма большого диаметра и длины, в отдельных случаях она вообще невозможна (например, при сильнотрещиноватых породах).

При определении напряжений в нетронутом массиве эта схема применима лишь в том случае, когда известно одно из направлений главных напряжений.

Схема Е. Лимана, подобно схеме Н. Хаста, сложна в исполнении. В связи с этим в настоящее время из описан-

чаще применяется схема ВНИМИ. Она позволяет определить абсолютные значения напряжений.

МЕТОД ЧАСТИЧНОЙ РАЗГРУЗКИ основан на измерении деформаций на поверхности обнажения массива при частичной разгрузке его путем прохождения в месте установки тензодатчиков разгрузочной скважины или щели сравнительно небольшой глубины. Как самостоятельный метод частичной разгрузки не получил широкого распространения из-за ограниченной информации о напряженном состоянии массива горных пород.

Подытоживая все вышесказанное, можно отметить, что метод разгрузки позволяет определить абсолютные значения напряжений и направления главных напряжений в массиве горных пород. Но он характеризуется большой трудоемкостью и сложностью производства измерений, требующих определенных практических навыков.

2.3.2 Метод компенсационной нагрузки

Сущность метода компенсационной нагрузки заключается в первоначальном снятии и последующем искусственном восстановлении напряжений на изучаемом участке массива.

На стенке выработки (обнажения) с помощью реперов укрепляются перпендикулярно друг другу два индикатора часового типа. Записываются начальные показания индикаторов. После этого снимаются напряжения (разгружается массив) путем создания полостей различных конфигураций (щелей, скважин и т.д.). В результате разгрузки части массива горных пород показания индикаторов часового типа изменяются. В разгрузочную щель устанавливаются специальные нагрузочные приспособления (дилатометры, домкраты, гидроподушки и др.). С помощью насоса в них закачивается водомаслянная эмульсия до тех пор, пока индикаторы не покажут первоначальное значение. Давление в системе фиксируется с помощью манометра. Давление, при котором индикаторы часового типа принимают первоначальные значения, принимаются за величину напряжения в массиве.

Принципиальная схема установки приборов показана на рис.2.6.

Метод компенсационной нагрузки позволяет непосредственно получить величину напряжения, нормального к плоскости обнажения.

Метод весьма прост, но на практике довольно сложно пройти разгрузочную щель, не вызвав появления трещин, которые могут привести к сколу горных пород. Кроме того, в связи с анизотропией горных пород, сложно добиться первоначальных показаний одновременно на обоих индикаторах. Глубина разгрузочной щели практически не может быть большой, поэтому трудно исключить влияние выработки на исходный характер распределения напряжений в массиве горных пород.

В связи с отмеченными недостатками метод компенсационной нагрузки самостоятельно применяется редко.

В последние годы широкое распространение получил **МЕТОД ГИДРОРАЗРЫВА**, также относящийся к группе компенсационных способов. Особенностью этого метода является восстановление естес

в скважине и дальнейшее их увеличение до появления трещин разрыва в стенках.

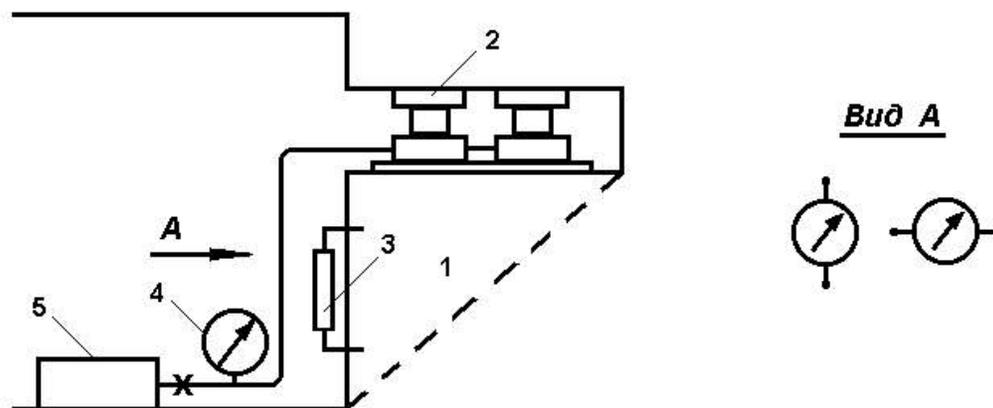


Рис.2.6. Метод компенсационной нагрузки:

- 1 – разгружаемая часть массива горных пород;
- 2 – нагрузочные приспособления;
- 3 – индикатор часового типа; 4 – манометр; 5 – насос

Если измерительная скважина пробурена по направлению одного из главных напряжений естественного поля, то давление, необходимое для образования трещин в ее стенках, равно:

$$P_{\max} = 3\sigma_{\min} - \sigma_{\max} + R_p, \quad (2.2)$$

где $\sigma_{\min}, \sigma_{\max}$ – соответственно максимальное и минимальное напряжения в плоскости измерения; R_p – прочность пород на растяжение. Дальнейшее расширение образовавшейся трещины происходит при давлении, численно равном σ_{\min} . Таким образом, в процессе нагнетания жидкости в скважину по показаниям манометра определяются σ_{\max} и σ_{\min} , их направление в массиве может быть установлено по ориентации в пространстве трещины растяжения, которая всегда нормальна к направлению действия σ_{\min} .

2.3.3 Метод разности давлений

Метод разности давлений применяется главным образом для определения дополнительных напряжений в массиве, возникающих в результате ведения горных работ.

Он нашел применение для решения задач, связанных с разработкой угольных пластов, подверженных горным ударам, внезапным выбросам угля и

газа, с охраной горных выработок, подработкой и надработкой угольных пластов, оценкой несущей способности угольных целиков.

Комплект измерительной аппаратуры для исследования напряженного состояния массива включает: гидравлический датчик, высоконапорный трубопровод, манометр с вентилем, насос высокого давления.

Гидравлический датчик представляет собой измерительный прибор, в котором деформации стенок скважины, вызванные изменением напряженного состояния массива, приводят к изменению давления жидкости, заключенной в корпусе.

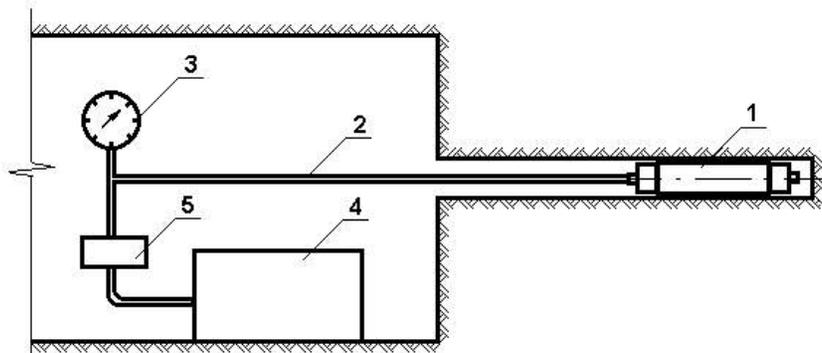


Рис.2.7. Комплект измерительной аппаратуры для измерения напряжений методом разности давлений:

- 1 – гидравлический датчик;
- 2 – высоконапорный трубопровод;
- 3 – манометр с вентилем;
- 4 – насос высокого давления; 5-редуктор

Датчик состоит из оболочки, изготовленной из резины, стальных торцевых стаканов, навинченных на стальной центральный стержень.

На поверхности стержня проточена винтовая канавка для равномерного распределения жидкости по длине датчика. Стаканы гидравлического датчика предназначены для герметизации торцевых частей резиновой оболочки. Кроме того, один из них служит для присоединения магистрального трубопровода, через который подается в датчик жидкость, а другой снабжен запорной иглой для герметизации гидросистемы.

Техническая характеристика гидравлического датчика: длина – 380 мм; диаметр стаканов – 40 мм; длина оболочки – 190 мм; внутренний диаметр оболочки в рабочем положении (в скважине диаметром 42 мм) – 24,8 мм; максимальное давление – 14 МПа; модуль упругости -130 МПа; коэффициент Пуассона – 0,48; масса – 1,5 кг.

Высоконапорный трубопровод представляет собой латунную трубку (или набор трубок) с толщиной стенки не менее 1,0 мм и внутренним диаметром не менее 0,3 мм. При меньшем диаметре трубопровода возможна регистрация манометром изменений давления в гидросистеме.

Манометром измеряется давление в гидросистеме датчика, которое уравнивается давлением вмещающего массива, воспринимаемым упругой резиновой оболочкой гидравлического датчика. Температура окружающего воздуха при работе прибора должна быть в пределах 5-50°C, относительная влажность до 80%.

Экспериментальные работы в шахте выполняются в следующем порядке: бурят необходимой длины скважину. Для бурения скважин длиной до 10 м применяют ручное электросверло и комплект составных буровых штанг; устанавливают манометр с вентилем. Манометр устанавливают в вертикальном положении; собирают магистральный трубопровод необходимой длины; подсоединяют гидравлический датчик к трубопроводу. Запорную иглу вывинчивают; подсоединяют насос к вентилю; наполняют трубопровод жидкостью с целью вытеснения воздуха из гидросистемы. Для нормальной работы пригодны все машинные масла и другие жидкости, не дающие коррозии металла. Запирают гидросистему запорной иглой; помещают датчик с частью трубопровода в скважину; создают исходное давление в приборе, нагнетая жидкость в гидросистему. Величина давления в гидросистеме может быть доведена до 10-15 МПа; перекрывают вентилем канал в тройнике манометра, по которому подавалась жидкость из насоса в гидросистему; отсоединяют насос.

Начальный отсчет по манометру соответствует условно состоянию "Нетронутого массива". Последующие изменения напряжений в массиве, связанные с приближением очистного забоя, соседней выработки и т.п., отмечаются в виде изменения давления в гидросистеме.

Таким образом, метод разности давлений позволяет непосредственно измерить изменение средней величины напряжения (увеличение или уменьшение), нормального к поверхности скважины. Он отличается простотой, надежностью, однако не позволяет определить абсолютное значение напряжения, а также направление максимального и минимального напряжений. Широко применяется в натурных исследованиях напряженно-деформированного состояния массива горных пород, в частности при определении параметров зон опорного давления и разгрузки.

2.3.4 Метод буровых скважин

Определение напряжений в массиве горных пород методом буровых скважин основано на измерении упругих деформаций (поперечных или продольных) контура скважины, вызванных дополнительными напряжениями от ведения очистных работ.

Различные по конструкциям поперечные и продольные деформометры позволяют фиксировать изменения диаметров скважин и продольные деформации по скважинам с помощью проволочных тензодатчиков сопротивления, индукционных, емкостных, магнитострикционных и других датчиков.

Широко применяется скважинный поперечный деформометр ДП-8 (рис.2.8).

Основным воспринимающим элементом прибора является стальная балочка, консольно закрепленная в корпусе прибора. Свободный конец балочки снабжен регулируемым по высоте сферическим наконечником, непосредственно соприкасающимся с поверхностью измерительной скважины.

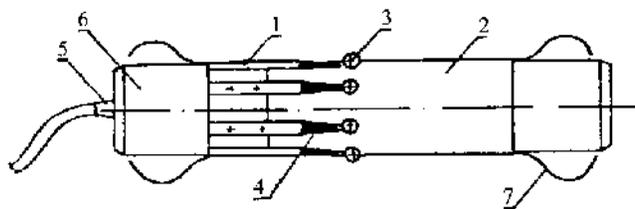


Рис.2.8. Скважинный поперечный деформометр:

- 1 – упругая стальная балочка;
- 2 – корпус;
- 3 – сферический наконечник;
- 4 – тензодатчик;
- 5 – электрический кабель;
- 6 – металлический стакан;
- 7 – направляющие пружины

На концах резинового чехла имеются металлические стаканы, предохраняющие измерительные элементы прибора от механических повреждений.

Деформометр фиксируется и удерживается в скважине любого направления при помощи специальных пружин. Всего пружин восемь, по четыре с каждой стороны. Они расположены равномерно, с шагом 45° , и позволяют выставить прибор по оси скважины.

Досылка датчика в скважину диаметром 46 мм и длиной до 30 м осуществляется специальным приспособлением, которое соединяется с прибором через переходную втулку. После ориентации в скважине деформометр оказывается в таком положении, когда одна из пар измерительных балочек расположилась в вертикальной, либо в горизонтальной полости. Положение балочек фиксируется.

Деформометр подключается к измерительной станции ИИД-2, которая регистрирует изменение сопротивления тензодатчиков. По данным тарифовки каждой пары тензодатчиков определяют изменение диаметра скважины в четырех направлениях. Затем по формулам теории упругости рассчитывают величину нормальных напряжений в этих направлениях.

Метод буровых скважин прост, надежен, не требует хорошего качества бурения измерительной скважины.

Скважинный поперечный деформометр может также использоваться при методе разгрузки керна с центральной скважиной путем бурения серии параллельных скважин.

Максимальный ход свободного конца балочек из условия работы ее без остаточных деформаций составляет 6 мм. Всего в приборе четыре пары балочек. На внешней и внутренней поверхностях балочек в зоне максимальных деформаций наклеиваются проволочные либо фольговые тензодатчики. Монтажные провода от тензодатчиков пропускаются через внутреннюю полость в корпусе, собираются в кабель и выводятся наружу.

Резиновый чехол предохраняет электрическую часть прибора от пыли и влаги. На

2.3.5 Геофизические методы

Геофизические методы измерений напряжений в массиве горных пород основаны на взаимосвязи с естественным напряженным состоянием параметров различных искусственно наводимых физических полей.

К ним относятся ультразвуковой (импульсный сейсмический), радиометрический, электрометрический, магнитный, сейсмоакустический (звукометрический) методы.

Из перечисленных выше методов наиболее полно разработан **УЛЬТРАЗВУКОВОЙ (ИМПУЛЬСНЫЙ СЕЙСМИЧЕСКИЙ)** метод определения напряжений. Он основан на взаимосвязи с напряженным состоянием горных пород сейсмических характеристик – скорости и затухания упругих волн, возбуждаемых в массиве. Для количественной оценки напряжений в породном массиве используют эффект скоростной анизотропии пород при их нагружении.

Сущность данного метода заключается в том, что в пробуренные параллельно друг к другу на некотором расстоянии скважины вставляются ультразвуковые преобразователи: излучатель и приемник. На этой базе измерения определяется скорость прохождения ультразвукового импульса. Переместив ультразвуковые датчики по глубине скважин, можно получить картину изменения скорости распространения упругих волн в окрестности выработки. Для пересчета скорости распространения ультразвука в напряжения необходимо произвести соответствующую тарировку, например, с помощью метода разгрузки, определив одновременно величины напряжений и соответствующие им скорости упругих волн.

РАДИОМЕТРИЧЕСКИЙ метод определения напряжений связан с наведением в исследуемом участке массива радиационного поля. Метод основан на эффекте различного поглощения радиоактивных излучений породами в зависимости от их плотности. С ростом сжимающих напряжений плотность пород, особенно сравнительно малоплотных, существенно возрастает. При гамма-гамма-каротаже соответствующих участков массива с ростом действующих сжимающих напряжений частота импульсов уменьшается.

ЭЛЕКТРОМЕТРИЧЕСКИЙ метод определения напряжений основан на эффекте изменения удельного электрического сопротивления пород с изменением их напряженного состояния.

Результаты теоретических, лабораторных и шахтных исследований по применению электрометрического метода для определения величины напряжения, трещиноватости горного массива приведены в работе Тарасова Б.Г. и др.

Удельное электрическое сопротивление весьма чувствительно к изменению напряжений. Но в то же время оно еще чувствительнее к изменениям влажности пород, а также степени минерализации подземных вод. Поэтому И.А. Турчанинов считает, что электрометрический метод может применяться при отсутствии водопритоков и колебаний вл
Тарасов Б.Г. и др. утверждают, что электрометрические

потенциалов и эффективных сопротивлений могут применяться не только для относительной оценки напряженного состояния, но также для измерения абсолютных значений напряжений в естественных массивах независимо от их влажности.

Метод нуждается в дальнейшем усовершенствовании.

МАГНИТНЫЙ метод определения напряжений базируется на слабых ферромагнитных свойствах и положительной магнитострикции ряда горных пород. В таких породах с изменением напряжений меняется магнитная восприимчивость. Эти изменения и подлежат измерению для оценки изменений напряженного состояния.

Широкое применение для оценки напряженного состояния горных пород и прогнозирования опасных ситуаций, связанных с внезапными обрушениями пород, горными ударами, внезапными породными выбросами получил **СЕЙСМОАКУСТИЧЕСКИЙ** (звукометрический) метод. Он основан на использовании естественных акустических (звуковых) импульсов, возникающих в массиве пород вследствие микроразрушений, обусловленных общим или локальным ростом напряжений. Регистрацию импульсов ведут с помощью специальных датчиков-геофонов, устанавливаемых в скважины и воспринимающих звуковые колебания, возникающие в окружающем массиве при микроразрушениях. Изменение числа импульсов служит показателем относительного изменения уровня напряженности породного массива. Метод не позволяет определить величину напряжения в массиве. Его используют в качестве критерия степени опасности обрушений и динамических проявлений горного давления в соответствующих частях массива, в пределах которого и осуществляют сейсмоакустический контроль.

В целом геофизические методы отличаются, как правило, высокой мобильностью и производительностью. Они наиболее эффективны при исследовании напряженного состояния крупных (протяженных) массивов, так как практически при этом усредняются мелкомасштабные местные колебания характеристик силовых полей. Но для определения абсолютных значений напряжений они требуют дополнительных данных. Поэтому для детального исследования напряженного состояния массивов горных пород геофизические методы самостоятельно практически не применяются.

2.4 Методы определения нагрузок на крепи и другие сооружения

Измерения нагрузки на крепь подземных сооружений проводятся с целью выбора параметров крепи, изучения влияния горно-геологических факторов на работу крепи в течение всего срока ее службы.

Для непосредственного определения нагрузок на крепь применяют динамометры, динамометрические площадки, специальные динамометрические крепи.

Различают три схемы размещения динамометрической аппаратуры относительно крепи:

1 - с установкой прибора между крепью и породой п
(система: порода – динамометр – крепь);

2 - с введением прибора непосредственно в конструкцию крепи;
3 - с использованием в качестве измерительного прибора элементов самой крепи, деформационные характеристики которой предварительно протарированы.

Первая схема может быть использована при крепях любой конструкции и является основной, вторая и третья – в основном для оценки нагрузок на стоечные элементы крепи.

Динамометры, используемые при исследовании горного давления, различаются по принципам действия чувствительного элемента, предельным измеряемым нагрузкам, разрешающей способности и габаритам.

Основными частями динамометра являются: чувствительный элемент, корпус, элемент передачи давления, индикатор (манометр).

В зависимости от используемого чувствительного элемента различают механические, гидравлические, электрические, магнитоупругие и фотоупругие динамометры.

2.4.1 Механические стоечные динамометры

Механические стоечные динамометры предназначены для измерения нагрузок на призабойную индивидуальную крепь в очистном забое, а также на рамные крепи подготовительных выработок (рис.2.9).

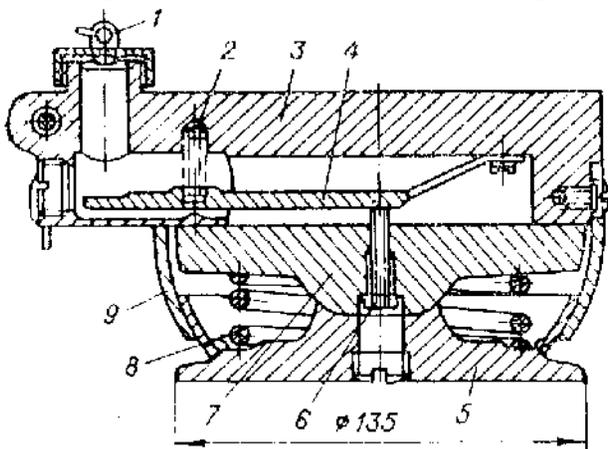


Рис.2.9. Конструкция механического стоечного динамометра МСД:

- 1 – колпачок; 2 – пружина рычага;
- 3 – верхняя опора; 4 – рычаг;
- 5 – нижняя опора; 6 – регулировочный винт;
- 7 – мембрана; 8 – пружина; 9 – обечайка

Динамометр МСД-30 рассчитан на максимальную нагрузку 300 кН, а МСД-50 на 500 кН.

В сварном корпусе закреплена упругая мембрана, изготовленная из качественной стали. К верхней плите корпуса крепится вилка, в пазу которой при помощи валика одним своим концом закреплен рычаг. В рычаг ввинчивается регулировочный винт с контргайкой; этот винт прижимается к мембране пружиной, которая установлена в глухих отверстиях рычага и корпуса.

В центре верхней плиты корпуса имеется резьбовое отверстие, заглушенное пробкой. Через отверстие производится регулировка положения рычага при тарировке прибора. К выступающей части корпуса динамометра приварен штуцер с отверстием, которое закрывается колпа

Мембрана на нижней своей плоскости имеет сферическую выточку, которой она устанавливается на сферическую пятку, приваренную к нижней плите. Последняя крепится к верхней части прибора при помощи резиновой ленты и двух хомутов. Резиновая лента защищает пространство между мембраной и нижней плитой от попадания угля и породы.

Нагрузка на корпус передается на мембрану, величина прогиба последней передается через винт на рычаг, который за счет разности плеч увеличивает перемещение винта в 13 раз. Перемещение рычага замеряется индикаторным измерителем часового типа, который вставляется в отверстие штуцера (при снятом колпачке лишь на время замера).

Величина деформации диафрагмы пропорциональна давлению на динамометр, поэтому перемещение стрелки индикатора определяет величину этого давления. Количественная зависимость давления и отклонения стрелки индикатора устанавливаются путем тарировки прибора на прессе.

Кроме того, к этим приборам предусмотрена самопишущая головка для непрерывной регистрации величины нагрузки.

Масса динамометра МСД-30 составляет 7,2 кг, МСД-50 – 9,1 кг. Точность измерений нагрузки ± 3 кН.

2.4.2 Механические динамометры с вакуумной резиной

Более простыми по конструкции и более дешевыми являются динамометры, у которых в качестве чувствительного элемента используется вакуумная резина.

В зависимости от конструкции динамометры бывают двух типов: для монолитной крепи (с одним измерительным элементом) и для рамной (арочной) крепи с двумя элементами (рис.2.10).

Динамометр для монолитной крепи (бетонной, железобетонной) состоит из двух металлических плит – верхней и нижней – толщиной 10 мм каждая, между которыми укладывается слой вакуумной резины толщиной 10-20 мм. Вакуумная резина не имеет остаточной деформации и хорошо противостоит агрессивной воде. К одной из плит приваривается направляющая трубка, со второй плитой соединяется шток. На свободный торец направляющей трубки укрепляется при помощи болта крышка, предназначенная для придания строго определенного направления стержню индикатора, которым производится снятие показаний динамометра. При установке динамометра применяются установочные плиты и металлические клинья для создания начального пригруза.

При увеличении нагрузки вакуумная резина сжимается, плиты динамометра сближаются на величину, соответствующую прилагаемой нагрузке. Величина сближения определяется изменением расстояния между торцевой поверхностью штока и поверхностью крышки, которое измеряется индикатором часового типа. Крышка закрывается металлической пробкой для предохранения торцевой поверхности штока от загрязнения. Динамометр с одним измерительным элементом имеет размеры 200x200 (250-250) ...

дает устойчивые показания при нагрузке 200-250 кН. Точность показаний при этом составляет 0,5-1,0 кН.

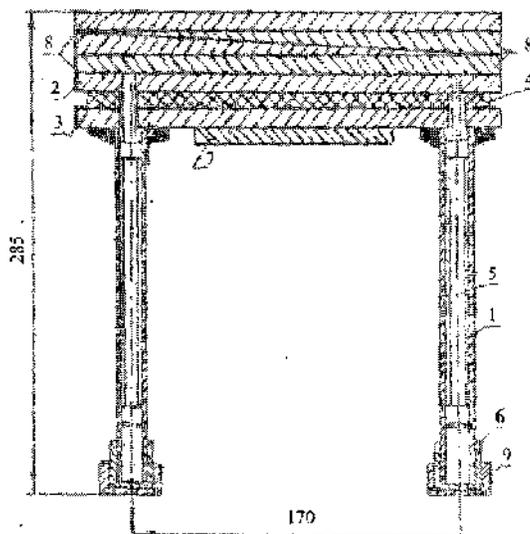


Рис.2.10. Динамометр с вакуумной резиной для рамной (арочной) крепи:

- 1-корпус; 2-верхняя плита;
- 3-нижняя плита; 4-вакуумная резина;
- 5-шток; 6-крышка; 7-установочная плитка;
- 8-клинья; 9-металлическая пробка

При использовании динамометров с двумя измерительными элементами показания снимаются по каждому штоку. Величина приложенной нагрузки определяется по среднему значению. Этим исключается влияние возможного перекоса динамометра при установке. При размере плиток 220x220 мм динамометр дает устойчивые показания при нагрузках до 300-350 кН. Точность показаний при этом 0,5-1,0 кН.

2.4.3 Струнные динамометры

Широкое распространение получили динамометры струнного типа, основанные на свойстве стальной струны менять частоту собственных колебаний при приложении к ней нагрузки. Динамометры этого типа наиболее стабильны в работе в отличие, например, от индуктивных, не так чувствительны к перекосам, позволяют значительно повысить производительность измерений.

В шахтных условиях часто применяются струнные динамометры ДСР-10 и ДСС-50. Они предназначены для измерения сосредоточенной, а вместе с динамометрическими площадками – распределенной нагрузки, например, давления на бутовую полосу или давления обрушенных пород на почву отработываемого пласта. Шариковая опора позволяет исключить искажение показаний при косо направленной нагрузке.

Конструкция динамометра ДСР-10 вместе с динамометрической площадкой показана на рис.2.11. Внутри корпуса динамометра смонтирован струнный тензодатчик.

Струнный тензодатчик содержит стальную струну, закрепленную на штифтах, и электромагнит, состоящий из сердечника, на котором помещена катушка. Катушка намотана из медной проволоки диаметром 0,04-0,07мм и сопротивлением 1000-1500 Ом. Расстояние от полюсов электромагнита до струны выбирают равным 0,3-1,0 мм. Провода от катушки электромагнита выводят через зажимы.

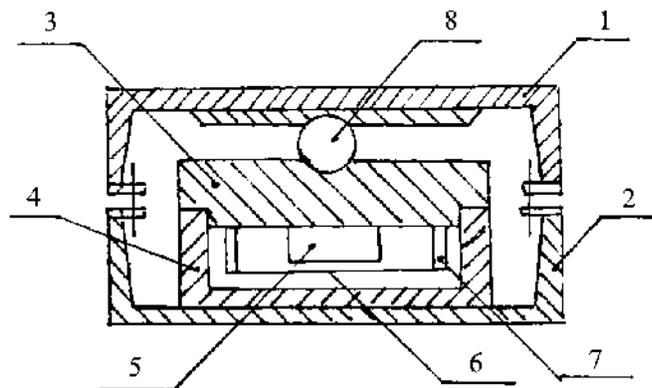


Рис.2.11. Струнный динамометр ДСР-10:

- 1 – верхняя и 2 – нижняя крышки динамометрической площадки;
- 3 – верхняя и 4 – нижняя часть корпуса динамометра;
- 5 – электромагнит; 6 – струна; 7 – штифт; 8 – шарик.

При подаче на катушку электромагнита кратковременного импульса напряжения электромагнит притянет струну и выведет ее из равновесия. После выключения электромагнита струна будет колебаться с постепенно затухающей амплитудой. Струна изготовлена из ферромагнитного материала и представляет собой постоянный магнит. Поэтому колебания струны будут возбуждать в катушке электромагнита переменную ЭДС, частота которой соответствует частоте затухающих колебаний струны. После усиления сигнала, возбуждаемого колебанием струны, частота этих колебаний может быть измерена.

Для измерения показаний струнных тензодатчиков применяют измерительные станции различной конструкции; раньше применялись струнные станции ВЧС-2. В настоящее время применяются станции с индикацией частоты колебания струны на световом табло.

ДСР-10 дает устойчивые показания при нагрузке до 100 кН. Чувствительность - 0,2 кН.

Конструкция и характеристика динамометра ДСС-50 приведены в работе Баклашова И.В.

2.4.4 Гидравлические динамометры и другие конструкции

Гидравлические динамометры в сравнении с механическими имеют меньшие размеры, большую прочность и более высокие передаточные отношения. На рис.2.12 показана схема гидравлического стоечного динамометра ГСД-6.

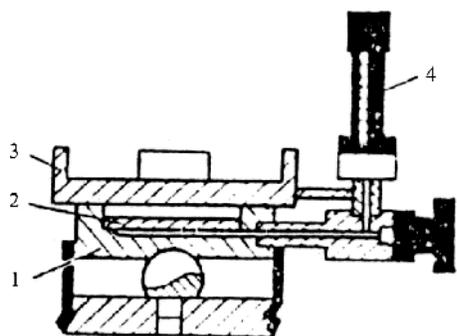


Рис.2.12. Схема гидравлического стоечного динамометра ГСД-6

Под действием нагрузки на верхнюю площадку 3 мембрана 1 изгибается, вытесняя ртуть из полости 2, что регистрируется измерительным устройством 4. По тарировочной кривой "нагрузка-уровень жидкости в трубке" определяют действующую нагрузку. Динамометр ГСД-6 рассчитан на максимальную нагрузку 450 кН.

Измерения нагрузок динамометрами в силу разных причин сопряжены со значительными погрешностями. Одним из источников таких может служить различная жесткость элементов крепи и динамометров.

С целью исключения влияния этого фактора разработаны многочисленные конструкции динамометрических стоек, которые полностью сохраняют характеристики стандартной крепи. Принципы действия чувствительных элементов таких стоек аналогичны принципам действия динамометров с той лишь разницей, что фиксируются при этом деформации самих стоек.

Дальнейшим развитием техники измерения нагрузок на крепи горных выработок явилось создание динамометрических секций крепей, позволивших устанавливать распределение нагрузок на значительных площадях контакта элементов крепей с поверхностью стенок, кровли и почвы выработок.

Особенно большие возможности для изучения процессов взаимодействия пород и крепи, в том числе при различной их деформационной способности, дает конструкция динамометрической крепи, позволяющая изменять деформационные характеристики в широких пределах.

Для измерения давления на крепь горизонтальных и вертикальных выработок с успехом используются станции, оборудованные динамометрическими баллонами (рис.2.13,а) с нефтебитумным или масляным наполнителем.

Применяются также динамометрические крепи регулируемой податливости, динамометрические тубинги и другие конструкции для определения нагрузки на бетонную крепь шахтных стволов.

Для замера нагрузки на крепь в подземных сооружениях динамометры предварительно тарируются в лабораторных условиях. По данным лабораторных исследований строятся, как правило, на тарировочные графики в прямоугольной системе координат

откладывается величина нагрузок, по оси ординат – соответственно показания динамометров.

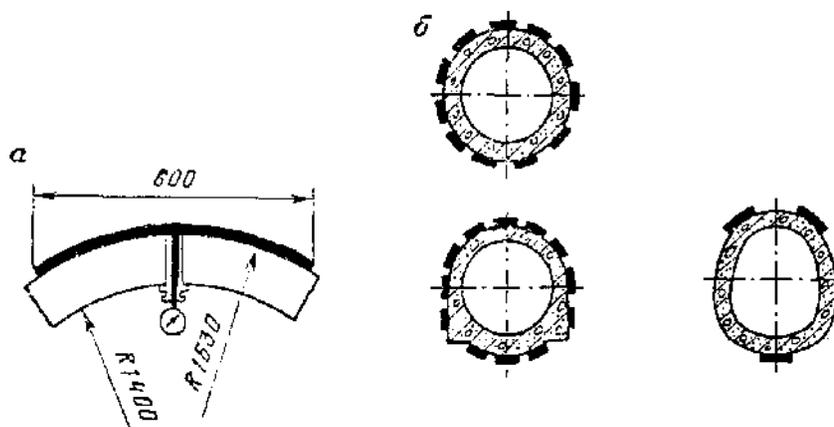


Рис.2.13. Динамометрическая крепь (а) и схемы ее установки в горных выработках (б)

Тарировочные кривые строятся по данным не менее 5-6 нагрузок. Испытания проводятся трижды.

2.5 Методы моделирования

Моделирование как метод исследования широко используется в горной геомеханике. По принципам, на которых оно основано, различают физическое и аналоговое моделирование. Физическое моделирование предусматривает воссоздание в модели тех же самых физических полей, что действуют и в объекте природы, лишь измененным по своим абсолютным значениям в соответствии с масштабом моделирования. Аналоговое моделирование предусматривает замену в модели по сравнению с натурой одних физических полей другими, например, замену натурального поля механических напряжений электрическим полем в модели. При этом на аналоговых моделях изучают закономерности явлений и процессов, протекающих в натуральных объектах, используя математическую аналогию различных по физической природе процессов, т.е. математическую тождественность основных законов, совпадение дифференциальных уравнений, описывающих эти процессы.

При ведении горных работ в породном массиве протекают упругие, необратимые пластические деформации, происходят смещения и разрушения пород с разрывом сплошности. Потому теоретические расчеты деформирования горных пород, устойчивости горных выработок во многих случаях представляют чрезвычайные трудности. Исследования же в натуральных условиях отличаются большой трудоемкостью, дороги и, как правило, требуют длительного времени. Кроме этого, в натуральных условиях ограничены возможности варьирования отдельными пар

при моделировании можно проследить влияние основных параметров в самых широких пределах. Моделирование открывает также возможности изучения процессов механики горных пород, которые не дают ни аналитические методы, ни наблюдения и измерения в натуральных условиях.

К физическим методам моделирования относятся моделирование эквивалентными материалами, поляризационно-оптическое и центробежное моделирование. К аналоговому – метод электрогидродинамических аналогий.

При физическом моделировании должны выдерживаться геометрическое, кинематическое и динамическое подобие, а также граничные условия.

Геометрическое подобие состоит в том, что все размеры пространства, занятого системой в модели, и размеры отдельных элементов модели изменены в определенное число раз по сравнению с соответствующими размерами натурной системы.

Условие кинематического подобия этих систем заключается в том, что любые сходственные точки (частицы) систем, двигаясь по геометрически подобным траекториям, проходят геометрически подобные пути в промежутки времени, отличающиеся постоянным множителем.

Условие динамического подобия состоит в том, что массы сходственных частиц этих систем отличаются друг от друга постоянным множителем.

2.5.1 Метод эквивалентных материалов

Метод моделирования эквивалентными материалами предложен проф. Г.Н. Кузнецовым в 1936 г. Сущность его заключается в замене горных пород эквивалентными материалами. Моделирование осуществляется на специальных стендах плоских или объемных.

В связи с большой трудоемкостью изготовления и отработки объемной модели, а также обработки результатов объемные стенды применяются значительно реже, чем плоские. Размер ребер объемных стендов, применяемых на кафедре горной геомеханики ДонНТУ, равен 0,8-1,0 м. Такие небольшие объемные стенды позволяют решать сравнительно узкий круг задач.

Плоские стенды бывают стационарные и поворотные. Последние используются для моделирования угольных месторождений с различными углами падения. При рассмотрении одиночной подготовительной выработки применяются небольшие стенды с размерами 0,8×0,6×0,16 м или 1,2×0,8×0,16 м. При исследовании вопросов, связанных с ведением очистных работ, используются стенды больших размеров 3×2×0,16 м. В ДонУГИ моделируют на стенде с размерами 12×5×0,2 м.

Как показал многолетний опыт, результаты, полученные на плоских стендах, не на много отличаются от результатов, полученных при объемном моделировании.

В качестве эквивалентного материала используются различные смеси.

Исходными инертными материалами могут служить: кварцевый песок, молотая слюда (мика), тальк, мел, глина, известь и др. В качестве вяжущих веществ применяются: гипс, парафин, игдантин, цемент, силикатный клей, вазелин, канифоль и др.

Выбор рецептуры материалов модели зависит от физико-механических свойств моделируемых пород и масштаба моделей.

Чаще всего принимается масштаб моделирования 1:50 или 1:100, реже 1:20 или 1:200. При таком масштабе можно смоделировать лишь небольшой участок массива горных пород. Вес вышележащей толщи горных пород в модели заменяется пригрузкой, создаваемой пневмобаллонами (рис.2.14).

Прежде, чем приступить к моделированию, составляется проект модели. В нем указываются цель и задачи моделирования; мощность и количество слоев, моделирующих различные слои горных пород; расположение отверстий, имитирующих горные выработки, а также методы определения смещений и давления в интересующих точках модели и расположение соответствующих датчиков; порядок отработки модели и обработки результатов моделирования.

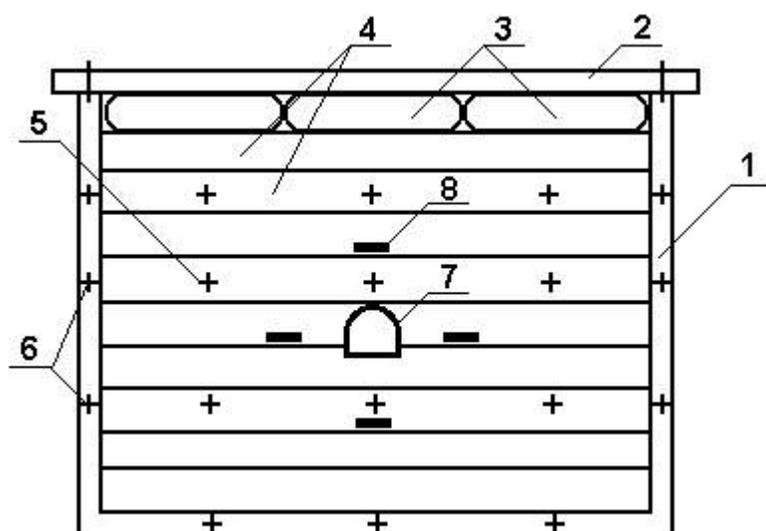


Рис.2.14. Плоская модель из эквивалентных материалов:
 1 – сварной стенд, 2 – съемная верхняя часть стенда,
 3 – пневмобаллоны, 4 – слои эквивалентного материала,
 5 – реперы, 6 – метки на стенде,
 7 – выработка, 8 – датчики давления

Исходя из решаемых задач и поведения горных пород в натуре (в шахтных условиях), выбирают тип эквивалентного материала. Так при хрупком характере разрушения породы в натуре можно в качестве вяжущего принять канифоль или гипс, при пластическом – парафин, хрупко-пластическом – канифоль с парафином или игдантинном и т.д. Исходя из условий подобия, рассчитываются прочностные и упругие параметры эквивалентного материала для различных типов пород по формуле:

$$N_H = \frac{\gamma_M \cdot l_M \cdot N_M}{\gamma_H \cdot l_H}$$

где N – предел прочности на сжатие, растяжение, изгиб или модуль Юнга; l – линейный размер; γ – плотность; индекс "М" относится к модели, а "Н" – к натуре.

Подобрать эквивалентный материал, который одновременно имел бы все соответствующие параметры, рассчитанные по выше приведенной формуле, практически невозможно, поэтому определяют тот параметр, который является решающим. Например, при определении нагрузки на одиночную подготовительную выработку определяют предел прочности на сжатие, а при исследовании характера поведения пород кровли в очистном забое – предел прочности на изгиб.

Прочность эквивалентного материала зависит от содержания в нем вяжущего. Определение процентного содержания вяжущего в эквивалентном материале осуществляется следующим образом. Закатываются пробные слои с различным содержанием вяжущего, например, гипса от 1 до 15 процентов. При этом количество мела, придающего хрупкость эквивалентному материалу, и воды, смачивающей гипс, во всех слоях принимается одно и то же (4-5%). Остальное количество приходится на мелкий кварцевый песок. После высыхания из каждого пробного слоя изготавливаются образцы эквивалентного материала прямоугольной формы размером $4 \times 2 \times 1$ см. Все они поочередно взвешиваются для уточнения γ_M и испытываются на специальном стенде. Для получения достоверного значения определяемого параметра необходимо испытать не менее пяти образцов.

Определяют среднее значение параметра для каждого слоя. По результатам испытаний строят график прочности эквивалентного материала от содержания в нем вяжущего. Для гипсо-песочной смеси характер графика имеет форму, близкую к параболе (рис.2.15).

При увеличении содержания гипса до 10-12% прочность эквивалентного материала возрастает, а при дальнейшем увеличении содержания падает. Это объясняется тем, что принятого количества воды не хватает для смачивания всего гипса. Оставшийся сухой гипс выполняет роль мела, то есть увеличивает хрупкость и снижает прочность эквивалентного материала. Но со временем этот гипс может впитать влагу окружающего воздуха. Это приведет к неконтролируемому увеличению прочности эквивалентного материала. Поэтому при определении процентного содержания гипса в эквивалентном материале, моделирующем различной прочности горные породы, необходимо пользоваться восходящей ветвью графика.

Исходя из размеров стенда, определяют массу одного слоя в модели по формуле:

$$p = l_0 \cdot b \cdot m \cdot \gamma_M \cdot K, \quad (2.4)$$

где l_0 - длина модели; b - толщина модели; m – мощность слоя; γ_M – объемная масса материала; K – коэффициент запаса на потери материала при изготовлении, который обычно берется равным 1,1-1,15.

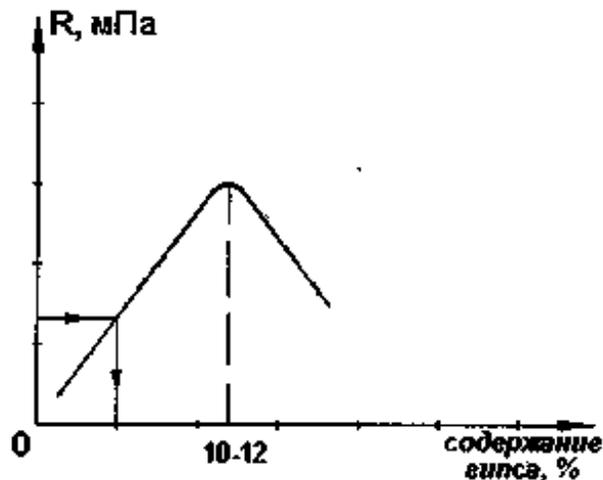


Рис.2.15. Зависимость прочности эквивалентного материала от содержания в нем гипса.

После всех подготовительных работ приступают к изготовлению модели из эквивалентных материалов.

Закатка материала модели производится слоями мощностью от 6 до 20 мм. Чаще всего 10 мм.

При изготовлении модели необходимо иметь весы для взвешивания материала, термометры, смесемешалку с электроподогревом, инструменты и приспособления для приготовления слоев модели (гребенки, катки, трамбовки и т.п.).

При применении в качестве вяжущего игдантина песок в смесемешалке нагревается до $80-90^{\circ}$. Необходимое для закатки одного слоя количество нагретого песка засыпается в емкость, в него добавляются заранее приготовленные навески вяжущего игдантина и канифоли, которая придает хрупкость. Все это быстро перемешивается и высыпается за опалубку. Во избежание прилипания эквивалентного материала к стенду боковые стороны и его опалубка смазываются глицерином. Нарращивание опалубки производится постепенно по мере повышения уровня слоев. Масса материала насыпается по возможности ровным слоем и разрыхляется гребенками. После разравнивания смеси слой укатывается катком. Число укаток, масса катка должны быть такими же, как и при изготовлении пробных слоев.

Разделение толщи пород в модели на отдельные слои достигается присыпкой поверхности каждого слоя молотой слюдой. Количество слюды и её хрупкость создают различные условия трения на контакте между слоями.

Воспроизведение трещиноватости (кливажа) в слоях модели осуществляется насечками специальным ножом только что изготовленного слоя; при толще слоев до 10 мм насечки, как правило, не делаются.

При использовании в моделях в качестве вяжущего гипса после закатки модель просушивается в течение 25 дней при тем

лаборатории 18-20° и относительной влажности 55-65%. Опалубка снимается постепенно за 3-4 приема.

При использовании в качестве вяжущего игдантина или парафина после изготовления модели достаточно 1-2 дней для ее остывания. Опалубка снимается сразу вся. Модель готова к отработке.

Отработка модели производится в соответствии с проектом.

Проведение выработок, выемка угольного пласта производится путем удаления слоев эквивалентного материала на всю толщину модели.

Напряжения в модели создаются весом эквивалентного материала и дополнительным пригрузом, создаваемым приспособлениями или чаще пневмобаллонами.

Наблюдения за поведением модели производятся визуально с описанием внешних признаков деформаций и смещений пород, фотографированием, а также с помощью специальных приборов.

Для измерения смещений (сдвижений) пород в модели наиболее широкое применение нашли метод фотофиксации и реостатные датчики, зеркальные тензометры.

Сущность метода фотофиксации заключается в том, что поверхность модели с закрепленными в ней реперами систематически фотографируется. Одновременно фотографируются и неподвижные метки, укрепленные на стенде. Измерение смещений точек относительно неподвижных меток производится на стереокомпараторах путем сравнения двух фотопленок, характеризующих начальное и последующее положения реперов при отработке модели.

Точность измерения смещений с помощью зеркальных тензометров конструкции Н.М. Зори (ДПИ) значительно выше, чем при фотофиксации, но и трудоемкость этого метода несоизмеримо больше.

Как один, так и второй метод не позволяют механизировать измерение смещений в процессе отработки модели, поэтому они вытесняются более прогрессивным методом фиксации смещений с помощью реостатных датчиков. Реостатные датчики крепятся на расстоянии 2-3 см от модели на швеллерах, выдвижные штоки их соединяются с реперами, заложенными в модель (рис.2.16). При перемещении репера изменяется сопротивление реостатного датчика. Измерение сопротивления реостатных датчиков также, как и тензодатчиков конструкции ВНИМИ, осуществляется как в ручном, так и автоматическом режимах специальными приборами, например ЦТМ-5. При этом печатающее устройство фиксирует номер датчика и его показание.

Для измерения давления (напряжений) в модели применяют проволочные тензометры конструкции ВНИМИ, датчики из электропроводящей бумаги, датчик трения и т.п.

Для перехода от показаний приборов к характеристикам давлений в массиве модели производится тарировка приборов. Датчики давления устанавливаются в модели при ее закатке.

Тензометр ВНИМИ (рис.2.17) состоит из верхней крышек и средней пластинки из упругого материала с

проволочным сопротивлением. При прогибе пластинки происходит удлинение проволоки и соответственно изменяется сопротивление. Тензодатчики размещают в таком слое, который обладает той же упругостью, что и датчик. В противном случае происходит разрушение эквивалентного материала.

Датчик из электропроводящей бумаги состоит из двух латунных пластин размером 1×1 см, между которыми находится стопка из 15-20 листов электропроводящей бумаги, выполненной на основе графита. При сдавливании датчика изменяется площадь соприкосновения листов из электропроводящей бумаги и меняется сопротивление датчика.

Датчик трения состоит из двух неподвижных стеклянных пластин, между которыми находится стальная лента. Она может передвигаться за счет усилий, передаваемых через динамометр. Зная усилие и коэффициент трения металла по стеклу, можно определить давление в месте заложения датчика. Такими датчиками выкладывается сплошной слой в модели.

Из вышеописанных трех датчиков наиболее точные показания дает тензодатчик конструкции ВНИМИ. Датчики трения в настоящее время применяются ограничено, так как вносят значительные искажения в модель. Кроме того, их показания сильно изменяются при попадании песчинок между стеклом и стальной лентой и при изменении скорости протирания ленты и т.д.

Датчики из электропроводной бумаги хорошо реагируют на увеличение давления и плохо – на его снижение. Поэтому в зонах разгрузки они работают ненадежно.

При регистрации смещений с помощью зеркальных тензодатчиков или фото-фиксации, а также при измерении давления в модели датчиками трения или из электропроводной бумаги измерение их показаний в процессе отработки модели и обработку результатов измерений производят вручную.

Применение реостатных датчиков для определения смещений и тензодатчиков конструкции ВНИМИ для измерения давления (напряжения) в модели позволяет полностью механизировать как процесс фиксации показаний датчиков, так и обработку результатов измерений. Для этого в память ЭВМ вводятся данные тарировки всех датчиков, в процессе отработки модели результаты измерения сопротивления датчиков автоматически заносятся в память ЭВМ. По специальной программе производится их обработка. При наличии графопостроителя вычерчиваются по заданным линиям смещения реперов и графики напряжения в модели.

Метод моделирования эквивалентными материалами позволяет решать широкий круг задач, связанных с разработкой месторождений полезных ископаемых и управлением состоянием массива горных пород, Он широко применяется во всем мире, не смотря на то, что до сих пор нет единого решения в выборе масштаба времени.

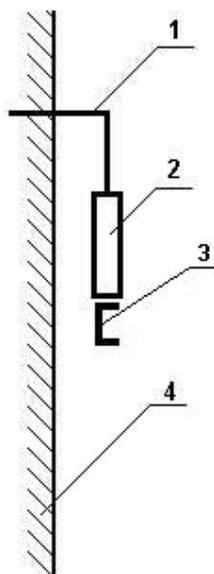


Рис.2.16. Схема установки реостатных датчиков:
1 – репер; 2 – реостатный датчик; 3 – швеллер; 4 – модель.

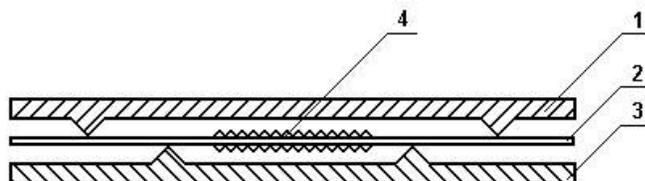


Рис.2.17. Тензодатчик конструкции ВНИМИ:
1 – верхняя крышка; 2 – упругая пластина;
3 – нижняя крышка; 4 – тензометрическое
сопротивление

2.5.2 Поляризационно-оптический метод

Поляризационно-оптический метод является одним из методов физического моделирования упругого, а иногда и упругопластического и упруговязкого напряженного состояния пород вокруг подземных сооружений. Называют его также методом фотоупругости.

Исследования упругих полей напряжений и смещений основываются на использовании закона Гука о прямой пропорциональности между напряжением

и деформаций и на явлении оптической анизотропии изотропных тел, подвергнутых действию внешних сил или внутренних напряжений.

Метод основан на способности большинства прозрачных материалов приобретать свойство двойного лучепреломления при их нагружении.

В качестве оптически активных материалов применяют стекло, целлулоид, бакелит и др.

Для горных задач нашел применение игдантин (по названию Института горного дела им. А.А. Скочинского), состоящий из фотожелатина (до 55%), глицерина (10-45%) и дистиллированной воды. Применяются также материалы на базе эпоксидных смол различной степени пластификации.

Двойное лучепреломление - свойство ряда оптически активных материалов разлагать падающий на них луч света на два луча – обыкновенный и необыкновенный.

Первый из них распространяется в материале без преломления, второй преломляется. Обыкновенный и необыкновенный лучи оказываются линейно поляризованными в двух взаимно перпендикулярных плоскостях.

В естественном свете колебания совершаются в самых различных направлениях, перпендикулярных к направлению распространения волны. В плоскополяризованном свете колебания светового вектора происходят только в одной плоскости.

Если поляризованный луч попадает на напряженную модель из специального прозрачного оптически чувствительного материала, то в результате преломления он распадается на два луча. Колебания этих лучей идут в плоскостях главных нормальных напряжений. В зависимости от их разности в модели лучи приобретают разные скорости распространения.

Выходя из модели, лучи будут иметь определенную разность хода, т.е. опережение или отставание одной составляющей относительно другой.

Поляризационно-оптическая установка – основной прибор, позволяющий изучить распределение напряжений в моделях из оптически активных материалов. Схема поляризационно-оптической установки показана на рис.2.18.

Луч света от источника 1, пройдя через поляризатор, называется плоско поляризуется. Поляризованный свет, пройдя далее через напряженную модель 3, претерпевает двойное преломление, которое в разных точках модели зависит от величины и направлений главных напряжений в этих точках. Далее оба луча, образовавшиеся в рассматриваемой точке модели в результате двойного лучепреломления, проходят через поляризатор 4, называемый анализатором, при этом их колебания приводятся в одну плоскость. Прошедшие анализатор плоскополяризованные лучи интерферируют, т.е. дают интерференционную картину на экране 5. В результате полученной интерференции наблюдается цветная картина полос при белом источнике света и черно-белая - при монохроматическом (с одной длиной волны). При этом каждая цветная полоса представляет собой геометрическое место точек с одинаковой оптической разностью хода и, следовательно, разностью главных нормальных напряжений.

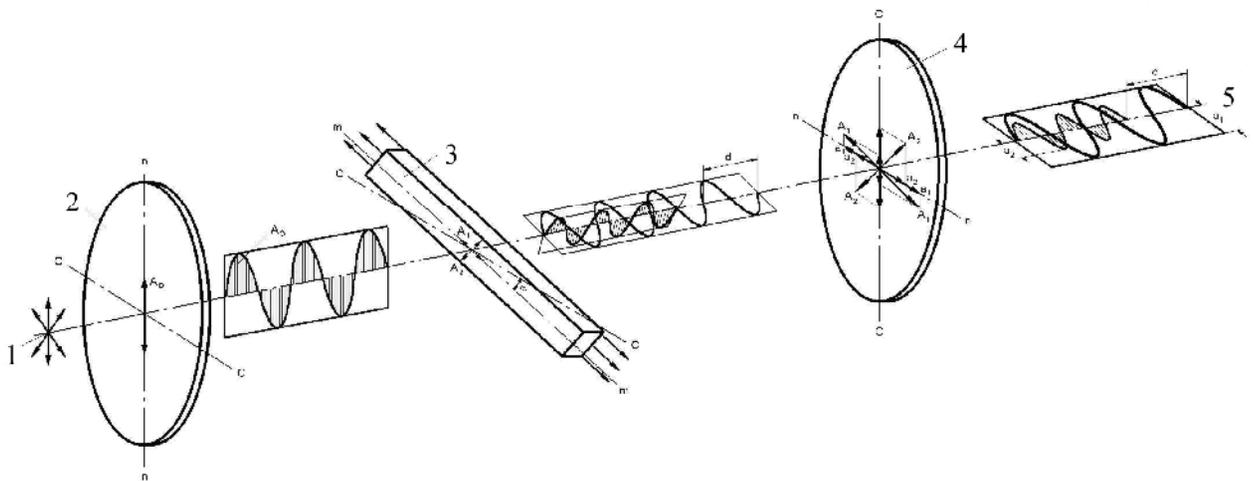


Рис.2.18. Схема поляризационно-оптической установки:

- 1 – источник света; 2 – поляризатор;
 3 – модель; 4 – анализатор; 5 – экран (глаз наблюдателя);

Таким образом, цветные полосы на экране полярископа представляют собой линии равных максимальных касательных напряжений исследуемой модели. Эти линии называются изохромами.

Картину изохром, получаемую в поле анализатора, можно наблюдать визуально и фотографировать.

Для оптического метода должно быть соблюдено геометрическое и механическое подобие.

Геометрическое подобие обеспечивается тем, что все линейные размеры модели выполняются в одном масштабе относительно размеров натуре. Механическое подобие модели и натуре обеспечивается подбором свойств материала и граничных условий нагружения.

Зависимость оптической разности хода и разности главных напряжений в рассматриваемой точке модели имеет вид:

$$\Gamma = C \cdot d(\sigma_1 - \sigma_2), \quad (2.5)$$

где Γ – оптическая разность хода, м; C – коэффициент оптической чувствительности материала по напряжению, $\frac{1}{\text{Па}}$; d – толщина модели, м;

σ_1, σ_2 – главные нормальные напряжения в модели, Па. Формула (2.5) выражает основной закон фотоупругости. Она устанавливает количественную взаимосвязь между напряжениями в модели и вызываемым им оптическим эффектом.

Из теории упругости известно, что полуразность главных нормальных напряжений равна максимальному касательному напряжен

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}. \quad (2.6)$$

Из формул (2.5) и (2.6) следует, что

$$\tau_{\max} = \frac{\Gamma}{2C \cdot d}. \quad (2.7)$$

Разность хода может быть определена по методу сопоставления цветов, по методу полос, по методу компенсации.

Наиболее простым и достаточно точным методом является метод полос.

При монохроматическом свете в точках, для которых

$$\Gamma = 2m \cdot \lambda / 2, \quad (2.8)$$

где λ – длина волны света, m – целое число, характеризующее порядок полосы, который надо определить (счет полос ведется от крайней внешней полосы ($m = 0$), наблюдается погашение света – минимум; в точках, где

$$\Gamma = (2m + 1) \frac{\lambda}{2}, \quad (2.9)$$

наблюдается максимальная освещенность – максимум.

Условие максимума при белом свете остается прежним (формула 2.9).

Поляризационно-оптический метод отличается простотой и наглядностью, так как без всяких расчетов показывает место концентрации касательных напряжений (место, в котором наибольшее количество изохром) и в котором прежде всего следует ожидать разрушения материала.

Метод позволяет решать плоские, в основном упругие задачи. Поэтому в горном деле применяется для решения ограниченного круга задач, например, исследование влияния формы и размеров поперечного сечения подготовительной выработки на характер распределения касательных напряжений на ее контуре в однородной изотропной среде (горных породах); влияния щелевой разгрузки на характер распределения касательных напряжений вокруг выработки и т.д. Широкое распространение метод получил в горном машиностроении.

2.5.3 Метод центробежного моделирования

Метод центробежного моделирования состоит в том, что модель из горных пород моделируемого объекта, выполненную в заданном геометрическом масштабе, помещают в каретку центрифуги (рис.2.19) и путем равномерного вращения нагружают объемными инерционными силами, придавая тем самым породам модели некоторый фиктивный объемный вес.

Исходя из решаемой задачи, определяют масштаб n , который показывает во сколько раз во вращающейся

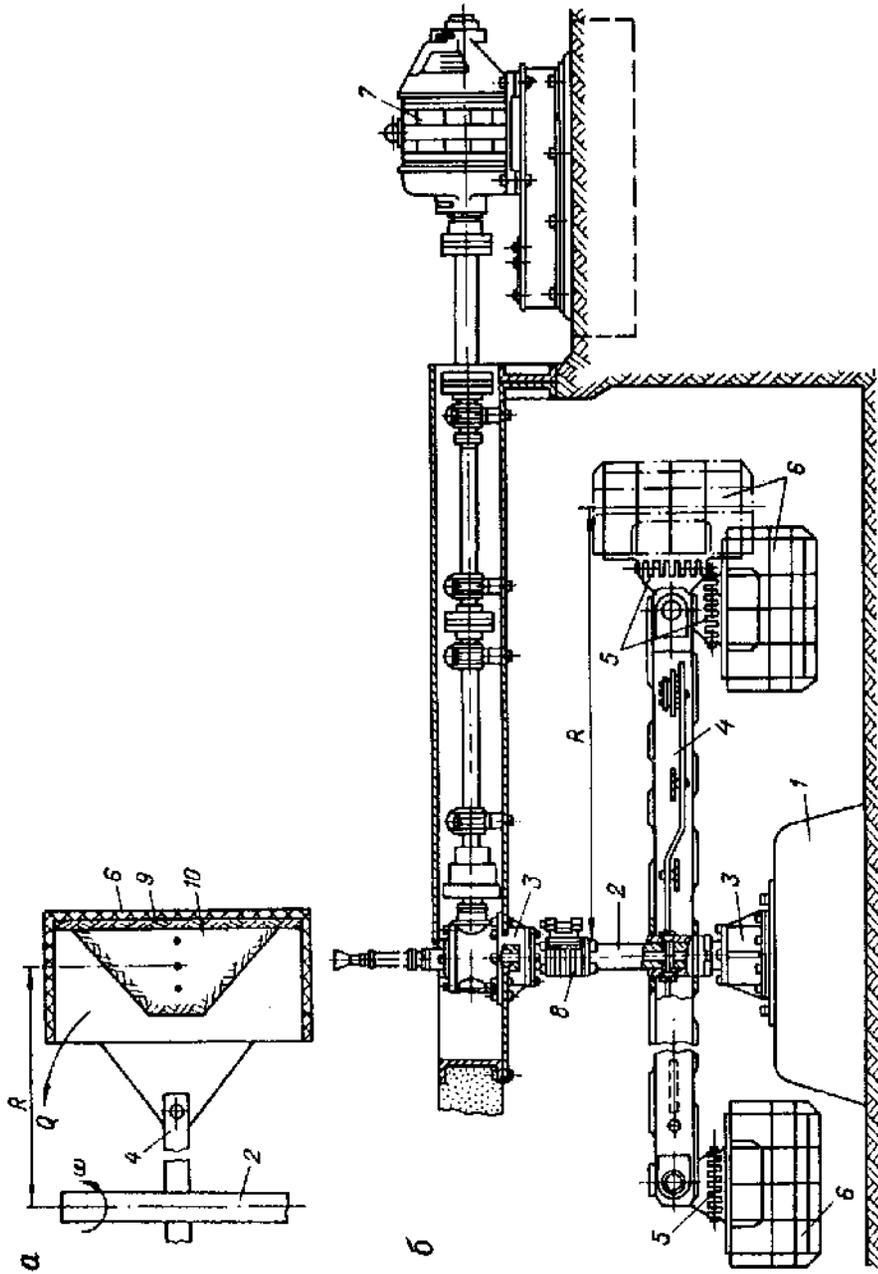


Рис 2.19 - Конструкция центрифуги

а - расчетная схема для определения основных параметров;

б - конструктивная схема.

1 - фундамент; 2 - вертикальная ось; 3 - подшипники;

4 - коромысло; 5 - вилки для крепления подвесок; 6 - каретки; 7 - электродвигатель постоянного тока; 8 - коллектор;

объемный вес пород и представляет собой величину, обратную геометрическому масштабу модели, а также рассчитывают необходимое число оборотов центрифуги в минуту.

При решении задач механики горных пород с применением центробежного моделирования обычно испытывают от 2 до 6 идентичных моделей (моделей-близнецов), помещая их попарно в каретки центрифуги.

Измерения в модели ведут путем фиксации различных параметров до и после испытания модели в центрифуге, а также в процессе вращения. Для измерения напряжений в различных точках модели используют аэростатические динамометры, тензометрические датчики рамного и мембранного типа. Для измерения неупругих деформаций применяют сельсиновые пары, индикаторы часового типа, индукционные датчики и др. Все эти датчики используют в системе, позволяющей вести непрерывную дистанционную регистрацию их показаний на пульте управления центрифугой.

Современные центрифуги позволяют испытывать модели высотой до 0,4-0,5 м. В зависимости от решаемых задач масштаб центробежного моделирования находится в пределах от 20 до 500. В частности, центрифуга Криворожского НИГРИ имеет следующие параметры: наружный диаметр 6 м, эффективный радиус 2,5 м, максимальная скорость вращения 425 об/мин, размер кареток 1,5×0,8×0,6 м, мощность привода 650 кВт. Установка изготовлена из особо прочных титановых сплавов.

Метод центробежного моделирования с успехом и большой степенью надежности применяют при решении задач, связанных с определением размеров устойчивых потолочин камер, оптимальной формы и параметров бортов карьеров и отвалов, давления обрушенных пород на днища очистных блоков, влияния длительной нагрузки на крепь капитальных выработок, пройденных в пластичных глинистых горных породах и др. Использование специальных устройств позволяет моделировать в центрифуге одновременное действие статического поля напряжений и динамического поля, создаваемого при взрывных работах. Вместе с тем, метод центробежного моделирования имеет ряд ограничений. Одно из них состоит в том, что центробежное моделирование в связи с изменением эффективного радиуса вращения не обеспечивает в модели однородности механического силового поля. Размеры моделей ограничены размерами кареток.

При центробежном моделировании крайне затруднительно или даже невозможно воспроизводить слоистые толщи разнородных по составу и свойствам пород. Большие технические трудности представляет воспроизведение в модели перемещения забоя во времени.

Все это ограничивает область эффективного применения данного метода.

2.5.4 Другие методы моделирования

Среди других методов заслуживают внимания электроаналоговые методы моделирования, т.е. электрическое моделирование физических полей. Эти методы основаны на совпадении дифференциальных уравнений, описывающих процессы в электрическом и механическом силовых п

модели бывают двух типов. В одном из них – методе электрогидродинамических аналогий (ЭГДА), предложенном в 1922 г. акад. Н.Н. Павловским, используют меняющиеся электрические свойства сплошной проводящей среды. Другой, известный под названием метода электрических сеток прямой аналогии (ЭСПА), предусматривает замену сплошной среды сеткой из некоторых элементарных электрических ячеек, параметры которых назначают исходя из свойств среды в механической системе и критериев подобия.

При применении метода ЭГДА на электропроводной бумаге в определенном геометрическом масштабе и с соблюдением граничных условий строится модель. Для этого на шины-зажимы, прикрепленные к листу электропроводной бумаги, с потенциометрических делителей напряжения подается напряжение различной величины. Изменяя величину подаваемого на отдельные шины напряжения моделируют различный характер распределения напряжений в плоскости обрабатываемого пласта, например, эпюру опорного давления.

Используя аналогию между распределением напряжений в породном массиве при очистной выемке и стационарным движением тока в электропроводящей среде, по распределению потенциала на листе электропроводной бумаги устанавливают характер распределения напряжений в почве обрабатываемого пласта. Таким образом, метод ЭГДА позволяет изучить параметры зон опорного давления и разгрузки в почве обрабатываемого пласта, закономерность их изменения в зависимости от глубины разработки, размеров оставляемых целиков угля, выработанного пространства и т.д. Эти данные используются при выборе места расположения полевых выработок, а также при решении других горных задач, связанных с управлением состоянием массива горных пород и обеспечением устойчивости горных выработок.

Турчанинов И.А. отмечает, что в настоящее время электроаналоговые методы применяются для решения задач, связанных с динамическими процессами в породных массивах. Однако дальнейшее развитие этих методов может открыть пути моделирования совместного действия статических и динамических процессов механики горных пород.

Наряду с вышеописанными методами при решении задач механики горных пород используются также методы, представляющие собой комбинации двух принципов моделирования, например, центробежного моделирования и поляриционно-оптического метода или метода эквивалентных материалов и центробежного моделирования. Так, например, при использовании оптической установки, описанной в подразделе 2.5.2, могут использоваться только плоские модели. Объемные модели из оптически чувствительных материалов изучают с использованием центрифуги. При этом объемные силы (вес горных пород) заменяются центробежными силами. В этом случае сочетаются принципы оптического моделирования и методы центробежного моделирования.

В заключение следует отметить, что из всех выше рассмотренных методов моделирования наибольшее распространение в горном деле получил метод моделирования эквивалентными материалами.

2.6 Аналитические методы исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Методы натуральных измерений обеспечивают получение решений, справедливых для конкретных горно-геологических условий проведения экспериментов. Использование методов физического моделирования позволяет получить решения, охватывающие более широкий класс условий, но и при большей степени схематизации объектов природы.

Аналитические методы дают возможность получения решений, имеющих наибольшую степень обобщенности, в весьма широких диапазонах изменения условий. При этом точность решений зависит от степени и полноты учета действующих факторов, а также от степени представительности и соответствия основных параметров, используемых в аналитических решениях, свойствам реальных массивов горных пород.

Основным условием применения аналитических методов является построение некоторых идеализированных схем или, другими словами, математических моделей исследуемых явлений.

2.6.1 Использование моделей сплошных сред

В том случае, когда величины перемещений, деформаций и напряжений являются непрерывными функциями данной точки, т.е. когда бесконечно малым приращениям координат соответствуют бесконечно малые приращения указанных величин, массив горных пород считается сплошным и для расчетов применяются методы механики сплошной среды: механики твердого деформируемого тела (теории упругости, теории пластичности, теории ползучести), механики сыпучих, вязких и жидких тел.

Выше указанные теории изучались студентами в курсах "Сопротивление материалов", "Физика горных пород и процессов", "Гидравлика" и т.д. Поэтому ниже, не вдаваясь в суть указанных теорий, рассмотрим, каким образом они используются в аналитических методах исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород.

Применительно к процессам деформирования горных пород задачи о напряженно-деформированном состоянии рассматривают преимущественно в статической постановке. При этом условия равновесия любой внутренней точки деформируемого тела описываются системой, состоящей из трех уравнений.

Для того, чтобы условие сплошности среды выполнялось и после деформирования, соотношение компонент деформаций должно удовлетворять условиям неразрывности деформаций. Эти условия описываются системой, состоящей из шести, так называемых, уравнений Сен-Венана.

Таким образом, в соответствии с моделью сплошной среды для определения напряженно-деформированного состояния имеется основная система из девяти независимых ур

содержится 15 неизвестных. Эти уравнения являются общими для любых моделей сплошной среды. Решить эту основную систему уравнений невозможно, так как число неизвестных больше числа независимых уравнений. В зависимости от конкретного вида применяемой модели сплошной среды, например, упругой, пластической, вязкой и т.д., для отражения особенностей деформирования вводится специальная группа уравнений, описывающая эти физические законы связи напряжений и деформаций. В частности, упругая модель основывается на прямой пропорциональности между напряжениями и деформациями – законе Гука.

Дополнением указанных трех уравнений к общей системе уравнений сплошной среды удастся избавиться от статической неопределенности и число независимых уравнений становится равным числу неизвестных, которые таким образом могут быть найдены в ходе решения поставленных задач.

2.6.2 Использование моделей дискретных сред

Наряду с моделями сплошных сред для описания деформирования массивов горных пород используют модели дискретных сред. В этом случае среду представляют в виде совокупности отдельных частиц, каждая из которых, взятая в отдельности, обладает всеми свойствами твердого тела. Вместе с тем силы сцепления между отдельными частицами отсутствуют вообще либо настолько малы, что ими можно пренебречь. Вследствие этого дискретные среды не воспринимают растягивающих усилий, что резко отличает их от твердых сплошных тел.

В то же время дискретные среды, так же как и твердые тела, способны воспринимать сжимающие нагрузки и по характеру передачи усилий от одной частицы к другой могут быть подразделены на распорные и безраспорные.

В первом случае (рис.2.20, а) каждая частица ведет себя внутри массива как клин, в силу чего при воздействии внешней вертикальной нагрузки внутри массива возникают горизонтальные составляющие усилия.

Во втором случае распора в среде не возникает, поскольку каждая частица передает нижележащим частицам только вертикальные усилия (рис.2.20, б).

Под "напряжениями" в механике дискретных сред понимают усилия на отдельные частицы, отнесенные к площади сечения этих частиц. Таким образом, напряжение в какой-либо точке дискретной среды есть величина случайная, и для того чтобы характеризовать напряженное состояние какого-либо бесконечно малого объема, необходимо усреднять значения напряжений в отдельных зернах. Подобное усреднение может быть представлено и как оперирование с некоторым объемом эквивалентной сплошной среды, напряженное состояние которого в среднем соответствует напряженному состоянию равновеликого объема дискретной среды.

Применительно к дискретной среде понятие "деформация" также имеет некоторую условность. Под деформациями какого-либо объема дискретной среды также понимают деформации равновеликого объема сплошной упругой

среды, т.е. производят замену дискретной среды некоторой эквивалентной ей сплошной средой.

Для дискретных сред статически, т.е. в среднем для какой-то области, справедливы уравнения равновесия. Но для них не могут быть применены уравнения совместности деформаций. Вместо них существуют свои соотношения между компонентами напряжений и деформаций.

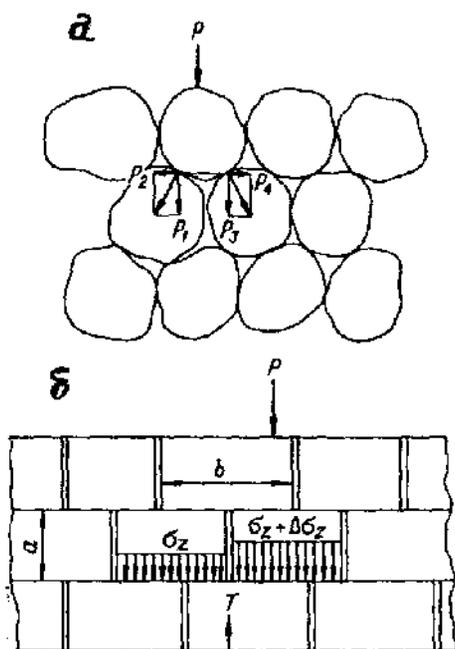


Рис.2.20. Модели дискретных сред:
 а – распорная зернистая среда,
 б – безраспорная среда блочного строения

Таким образом, для описания напряженно-деформированного состояния дискретных сред в настоящее время создан общий математический аппарат, а также имеются решения для некоторых частных случаев. Однако существенную трудность представляет экспериментальное определение коэффициентов, характеризующих структурные особенности дискретных сред.

Модель безраспорной дискретной среды может быть, по-видимому, успешно применена для описания массивов скальных трещиноватых пород в случае их простейших структур, а модель распорной дискретной среды – для описания грунтов.

Детально применение аналитических методов исследования напряженно-деформированного состояния различных породных массивов (различных сред) рассмотрено в разделе 4 работы Баклашова И.В., Картозии Б.А.

2.6.3 Выбор типа модели

Как отмечалось ранее, модели сплошных сред используются для исследования напряженно-деформированного состояния массива горных пород в том случае, когда массив считается сплошным с математической точки зрения.

Математическое понятие сплошности сводится к требованию непрерывности поля напряжений и деформаций. От математического понятия сплошности следует отличать физическое понятие этого свойства, которое подразумевает отсутствие в исследуемом объекте каких-либо дефектов. Зернистость породной структуры, слоистость, трещиноватость, различного рода включения нарушают физическую сплошность массива, в результате чего он оказывается разбитым на отдельные слои, блоки, куски. Однако, если эти все элементы деформируются внешне как единое целое, то, с известной степенью

идеализации, такой массив может рассматриваться как сплошная среда в математическом смысле этого понятия.

Необходимым условием применения методов механики сплошной среды является возможность выделения в породном массиве элементарных объемов. Каковы же размеры элементарного объема для породных массивов? Очевидно, элементарным следует считать объем, обладающий всеми свойствами данного породного массива, но настолько малый по сравнению с изучаемым объектом, что его напряженно-деформированное состояние может рассматриваться как состояние в точке.

Анализ структурно-механических особенностей породных массивов показывает, что их строение более существенно сказывается на увеличении размеров элементарных объемов, нежели внутренние дефекты строения самой породы. В отдельных случаях размеры таких объемов достигают порядка нескольких метров. Дальнейшая классификация этих объемов, как элементарных, зависит от размеров объекта исследования.

Некоторые обобщения математического понятия сплошности для породных массивов предложены Г.А. Крупенниковым. Им введено понятие квазисплошного массива. В качестве критерия, позволяющего рассматривать массив как взаимосплошной, предлагается соотношение:

$$\Delta A < \varepsilon \text{ при } \Delta a < l_0, \quad (2.10)$$

где ΔA – разность значений напряжений, деформаций и смещений в соседних точках массива с приращением координат Δa ; l_0 – принимаемый линейный размер элементарного объема, т.е. элементарная длина, ($l_0 \approx 10h$, h – средний размер структурного блока, зависит от сплошности и трещиноватости массива горных пород); ε – допустимая погрешность в определении ΔA (до 15% от среднего значения, т.е. до 0,15).

При невыполнении условия (2.10) следует пользоваться моделями и методами механики дискретной среды.

На практике при определении возможности решения задачи методами механики сплошной среды пользуются инженерным условием Ясинского

$$\varepsilon = \sqrt{\frac{l_0}{L}}, \quad (2.11)$$

где L – характерный размер исследуемого объема массива.

Например, необходимо решить можно ли применять модели сплошных сред при исследовании участка трещиноватого массива горных пород ($h = 0,1$ м) с линейным размером $L = 10$ м.

Линейный размер элементарного объема $l_0 \approx 10h$, т.е. 1 м. Тогда согласно зависимости (2.11)

$$\varepsilon = \sqrt{\frac{1}{10}} = 0,316$$

Так как погрешность в этом случае превышает допустимую, равную 0,15, то применять модели сплошных сред при таком размере рассматриваемого объема не следует.

Для получения достоверных результатов при определении величины напряжений, деформаций и смещений с помощью моделей сплошных сред в этих условиях необходимо рассматривать участок массива горных пород с линейным размером не менее

$$L = \frac{l_0}{\varepsilon^2} = \frac{1}{0,15^2} = 44,4 \text{ м.}$$

В заключение можно отметить, что аналитические методы позволяют исследовать изучаемый процесс при изменении одного или нескольких влияющих факторов, причем в различных комбинациях, на искомые величины (смещения пород, нагрузки на крепь и т.д.) значительно быстрее и с меньшими материальными и трудовыми затратами, чем натурные методы. Но модели как сплошных, так и дискретных сред весьма идеализировано отражают свойства реальных массивов горных пород, поэтому их применение носит характер определенного приближения к действительности.

2.7 Средства диагностики уровня усвоения материала.

2.7.1. Дать характеристику метода определения величины сдвигов в массиве горных пород.

2.7.2. Привести характеристики методов исследования напряжений, которые возникают в массиве горных пород.

2.7.3. Объяснить принцип действия динамометров, которые используются для определения нагрузок на крепление и прочие элементы подземных сооружений.

2.7.4. Раскрыть характерные особенности метода моделирования эквивалентными материалами.

2.7.5. Дать сравнительную характеристику аналитического и поляризационно-аналитического методов.

3. МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь самостоятельно определять факторы, которые влияют на механические свойства массива горных пород, и учитывать их при выборе средств управления состоянием горных выработок.

3.1 Этапы изучения механических свойств. Причины отличия свойств в образце и в массиве

Для решения задач механики горных пород необходимо располагать сведениями о механических свойствах среды, в данном случае массива горных пород.

В истории исследований свойств горных пород можно условно выделить несколько этапов. На первом этапе интересовались горными породами как строительными материалами и определяли их физико-механические свойства в образцах. Теоретической основой служила механика деформируемых сред с постоянными физическими характеристиками. Эти исследования показали, что горные породы, с которыми горнякам приходится иметь дело, а именно песчаники, алевролиты, аргиллиты, сланцы, известняки и угли, при простом нагружении ведут себя как жесткие тела. Они слабо сопротивляются растяжению, относительно хорошо – сжатию и склонны разрушаться по плоскостям сдвига. Величины деформаций горных пород незначительны и зависят от скорости приложения нагрузки. С увеличением скорости приложения нагрузки величины деформаций уменьшаются. Если же во время опыта на какое-то время прекратить увеличение нагрузки, породы продолжают деформироваться со скоростью, уменьшающейся с течением времени, т.е. наблюдаются деформации последствия и пластические деформации.

Испытания образцов горных пород показывают, что прочностные и деформационные свойства их в различных направлениях не одинаковы. Все перечисленные свойства могут значительно меняться под влиянием температуры, влажности и в значительной степени зависят от размера зерен слагающих минералов, количества и типа цемента, степени катагенеза горных пород.

Горные породы ведут себя по-разному в зависимости от интенсивности и распределения нагрузок, которым они подвергаются. По отношению к простому сжатию эти тела жесткие и хрупкие, разрушающиеся, когда усилие достигает определенной величины, называемой пределом прочности на одноосное сжатие. Будучи подвергнутыми объемному сжатию, породы не будут испытывать существенных деформаций и их физическое состояние не изменится, какова бы ни была прочность на сжатие. Кроме этого испытания горных пород указывают на их значительную неоднородность.

Таким образом, лабораторные исследования позволяют заключить, что породы в естественных условиях залегания являются телами жесткими, хрупкими, полужесткими, анизотропными и малооднородными.

На втором этапе значительно возросли требования к знаниям физико-механических свойств горных пород в связи с ростом масштабов инженерных работ и сооружений. Старые экспериментальные и теоретические основы механики деформируемых сред с постоянными физическими характеристиками оказались недостаточными. Поэтому нельзя было ограничиваться только знаниями свойств горных пород в образцах. Необходимо было найти пути изучения и оценки прочностных и деформационных свойств горных пород в массиве и разработать новые теоретические основы и экспериментальную технику для анализа механических явлений в горных породах, залегающих в естественных условиях (в массиве). В естественных условиях залегания приходится иметь дело с напластованиями может быть и небольшой мощности, но большой протяженности. Обладают ли эти пласты в целом такими же свойствами, как и образцы, взятые из них для испытания?

Уже с самого начала было установлено, что пласт не однороден, а состоит из слоев с различными свойствами. Между свойствами пласта и свойствами слагающих его компонентов имеется существенное различие. Вначале полагали, что для получения характеристики механических свойств горных пород в массиве достаточно обработать данные исследований образцов горных пород методами математической статистики, получить, таким образом, средние, некоторые характерные или гарантированные значения и придать им смысл обобщенных, расчетных показателей. В основе данного предложения лежит мнение, согласно которому свойства горных пород не зависят от их особенностей как геологических тел и конкретных условий залегания в массиве.

Теперь хорошо известна ошибочность такого мнения. Для испытаний в качестве пробы извлекается обычно некий первичный элементарный объем, из которого изготавливаются образцы. Испытаниями устанавливается реальная прочность образцов данного размера, распространить которую на более крупные геометрически подобные образцы не удастся. Экспериментально установлено, что чем меньше размер образца, тем выше его прочность. Это явление получило название **МАСШТАБНОГО ЭФФЕКТА**.

Природа масштабного эффекта объясняется статистической теорией прочности, которая исходит из положения, что вероятность встречи трещины и других плоскостей ослабления в большом объеме больше, чем в меньшем, а следовательно, средняя прочность образцов большого объема меньше. Именно это обстоятельство послужило причиной поисков некоторых переходных коэффициентов ослабления, используя которые можно приблизить к оценке свойств горной породы в массиве.

Третий этап в развитии исследований физико-механических свойств горных пород связан с появлением проблем механики массивов горных пород. Известно, что в практике горного производства имеют д горными породами, а их толщами, составляющими массы

пород в массиве не могут отождествляться со свойствами массива пород в основном по двум причинам:

1. В строении массива пород обычно участвуют разнородные по физическим характеристикам горные породы;

2. Решающим фактором, определяющим свойства массива горных пород является их **СТРУКТУРА**. Свойства и поведение горной породы в массиве зависят от некоторых особенностей (например, жесткости или пластичности) вмещающих горных пород. Одна и та же порода при залегании в жестких породах ведет себя как пластичная, а при залегании в пластичных – как жесткая (пески, соль, уголь). Таким образом, при оценке свойств и прогнозе поведения горных пород необходимо учитывать масштабный эффект и структуру горного массива.

3.2 Факторы, влияющие на механические свойства массива горных пород

В массиве горные породы находятся в объемном, а на поверхностях обнажения - в плоском напряженном состоянии. В лабораторных условиях образец горной породы чаще всего испытывается на одноосное сжатие. Прочность же является функцией напряженного состояния. Поэтому при суждении о прочности пород в условиях естественного залегания следует учитывать существование зон и поверхностей ослабления, с одной стороны, вызывающих снижение прочности в сравнении с прочностью образцов, и напряженность пород, ограниченность свободного деформирования их – с другой, вызывающих повышение прочности. Совместным влиянием этих разнонаправленных факторов и обуславливается прочность горных пород в массиве. Это, однако, не означает, что на изменение прочности не влияют и другие факторы, в частности выветривание, гидрогеологические особенности и др. Более того, второстепенные в одном случае факторы могут оказаться решающими в другом, в зависимости от конкретной инженерно-геологической обстановки. Поэтому переходные коэффициенты от свойств горной породы в образце к свойствам породы в массиве должны получать надлежащее обоснование. Для этого прежде всего нужно выявить те основные факторы, которые необходимо учитывать при выборе того или иного значения коэффициента ослабления.

Основными факторами, влияющими на прочность и деформационные свойства горных пород в массиве являются: неоднородность горных пород, анизотропность физических свойств, глубина залегания, форма и геологические условия залегания, характер вмещающих горных пород, дефекты внутреннего строения, обводненность.

Неоднородность и анизотропность физических свойств относятся к числу важнейших инженерно-геологических характеристик горных пород в массиве. Однако, это явление нельзя отождествлять с неоднородностью свойств горных пород в образце. Так при большой неупорядоченной характеристиках горных пород в массиве порода

квазиоднородной, тогда как в образце она обнаруживает резко выраженную неоднородность. В равной мере горная порода с интенсивной "вторичной" складчатостью или слоистостью в массиве является квазиизотропной; в образце такая порода анизотропна. Очевидно, в подобных случаях характеристики неоднородности и анизотропности свойств горных пород в образцах не могут быть перенесены для оценки данных явлений в массиве.

Известно, что с глубиной залегания изменяются механические условия деформирования горных пород в массиве. Вместе с тем, изменяются и свойства самих горных пород в следствие повышения давления и температуры, воздействующих на горные породы в процессе их литификации и увеличения степени катагенеза. Так, по данным ВНИМИ при прочих равных условиях увеличение глубины залегания на 100 м приводит к увеличению прочности горных пород на 5-10%.

Замечено, что при невыдержанном (например, линзовидном) залегании горных пород с резко различными физическими характеристиками создаются условия для появления неуравновешенных напряжений в массиве горных пород.

Дефекты внутреннего строения оказывают наибольшее влияние на свойства и поведение горных пород в массиве. Среди этих дефектов особая роль принадлежит трещиноватости, а также поверхностям раздела иного рода (внутренняя слоистость). Трещиноватость вызывает значительное ослабление прочности породы в массиве, при чем оно происходит в соответствии с увеличением удельной трещиноватости породы. Трещиноватость является также важнейшим фактором повышения размягчаемости горной породы. При правильной ориентировке системы трещин появляется трещинная анизотропность физических характеристик. Наконец, трещиноватость создает условия для появления каймы выветривания во всех элементарных блоках породы, что приводит к снижению прочности горной породы в массиве.

Обводненность горных пород в массиве также снижает их прочность, особенно пород с низкой степенью катагенеза. Глинистые породы под влиянием воды становятся очень пластичными и выдавливаются в горные выработки.

Таким образом, наблюдающиеся различия между свойствами горной породы в образце и в массиве обусловлены совокупным действием различных условий нагружения, масштабным эффектом (трещиноватостью), структурой массива, обводненностью и другими выше указанными факторами.

Рассмотрим влияние основных факторов более подробно.

3.2.1 Классификация горных пород в массиве по трещиноватости.

Коэффициент структурного ослабления.

Трещиноватость горных пород - это совокупность трещин различного происхождения и различных размеров, формы и пространственной ориентировки.

Трещиной называют разрыв сплошности среды, величина которого на порядок и более превосходит межатомные расстояния в кристаллической решетке (т.е. более 10^{-9} м).

По происхождению трещиноватость горных пород разделяется на нетектоническую, тектоническую и планетарную. Нетектоническая трещиноватость горных пород – это следствие растрескивания горных пород в процессе охлаждения (для магматических пород), уплотнения, дегидратации (для осадочных ГП).

К нетектонической трещиноватости относится также технологическая трещиноватость, вызванная ведением горных работ, трещиноватость горных пород в зоне влияния горной выработки, вызванная БВР, горным давлением и т.д.

Тектоническая трещиноватость развивается в горных породах в связи с тектоническими процессами, т.е. вызывается горо- и складкообразованием, глубинными подвижками платформ.

Планетарная трещиноватость связана с напряжениями, вызванными изменением частоты вращения Земли и ее формы.

Существует большое количество классификаций трещиноватости горных пород. Так, Н.М. Проскуряков выделяет естественную трещиноватость, т.е. трещины, возникшие в горных породах без влияния горных работ, и технологические или эксплуатационные, т.е. трещины, образовавшиеся в боковых породах под влиянием очистной выемки. При этом естественная трещиноватость включает трещины кливажа и тектоническую трещиноватость. Исходя из ориентации трещин относительно напластования, линии очистного забоя и взаимного расположения систем трещин Н.М.Проскуряков выделяет одиннадцать групп трещин. Устойчивость кровли в лаве предлагает оценивать количественно коэффициентами вывалообразования, уступообразования (заколообразования) и коэффициентом трещиноватости кровли, равным

$$K_T = \sum l_T / S_0, \quad (3.1)$$

где $\sum l_T$ – суммарная протяженность видимых трещин на участке призабойного пространства, охваченного трещинами, м; S_0 – площадь этого участка, м².

Но классификации пород кровли в лаве с учетом K_T Н.М.Проскуряков не дает.

В.В. Ржевский и Г.Я. Новик классифицируют трещины по следующим пяти признакам: степени раскрытия, размерам, форме, геометрическому взаимоотношению трещин со слоистостью и углу наклона к горизонтали.

В справочниках взрывника и по креплению горных выработок приводятся также несколько отличные классификации горных пород по трещиноватости.

В указаниях ВНИМИ приводится классификация горных пород в зависимости от интенсивности трещиноватости, то есть от размеров кусков, на которые делится керн или что то же – от расстояния ме:

интенсивнее трещиноватость, тем меньше значение коэффициента структурного ослабления массива K_C .

Необходимо отметить, что Указания ВНИМИ 1986 года издания дают значения K_C несколько выше, чем 1978 года.

Из всего выше сказанного вытекает, что в настоящее время нет единой классификации горных пород в массиве по трещиноватости.

Анализ всех названных классификаций позволяет принять для практических целей классификацию горных пород в массиве по трещиноватости, предложенную ВНИМИ и дополненную названиями категорий пород (см. табл.3.1).

Таблица 3.1

Классификация горных пород в массиве по трещиноватости

Категория пород по трещиноватости	Расстояние между поверхностями ослабления l , м	Коэффициент структурного ослабления, K_C .
Практически монолитные	$>1,0$	0,9
Малотрещиноватые	0,5 - 1,0	0,8
Среднетрещиноватые	0,3 - 0,5	0,6
Трещиноватые	0,1 - 0,3	0,4
Весьма трещиноватые	$<0,1$	0,2

3.2.2 Влияние обводненности на прочностные свойства горных пород

Обводненность горных пород приводит к снижению их прочностных свойств. По данным Н.В. Сониной при одинаковой степени метаморфизма (катагенеза) под влиянием влаги прочность снижается в меньшей степени у песчаников, в большей у песчаных и в наибольшей у глинистых сланцев. Для одной разновидности пород наибольшее снижение прочности происходит при малой степени метаморфизма (угли марок Д, Г) и наименьшее при максимальной степени метаморфизма (марка угля ПА и А).

В водонасыщенном состоянии прочность алевролитов и аргиллитов в Донбассе снижается в 1,5-3,0 раза.

Глушко В.Т. и др. приводят качественную оценку характера разрушения образцов пород под воздействием воды по пяти основным формам: I – образцы не разрушаются в воде; II – образцы расслаиваются на крупные отдельные параллельно напластованию; III – образцы расслаиваются и растрескиваются на относительно крупные отдельные параллельно и перпендикулярно напластованию; IV – образцы растрескиваются и расслаиваются на мелкие отдельные параллельно и перпендикулярно слоистости; V – образцы пород превращаются в бесформенную массу.

Они отмечают, что в преимущественном большинстве склонны к размоканию глинистые породы - глинистые и песчаные.

причем характер их размокания зависит от степени метаморфизма. В зоне распространения длиннопламенных и газовых углей глинистые породы представляют собой слабометаморфизованную массу, которая легко размокает в воде; форма разрушения IV и V. В районах распространения углей марок Ж, К глинистые породы в значительной мере уплотнены, слабо или совсем не размокают в воде; форма разрушения II-III. В зонах распространения углей марок ОС, Т, ПА глинистые породы, как правило, не размокают в воде. Исключением являются только трещиноватые глинистые и песчаные сланцы, а также некоторые разновидности глинистых пород, так называемые "кучерявчики" и углистые сланцы комковатой текстуры.

Наиболее устойчивыми к действию воды литологической разностью являются песчаники, которые не разрушаются в воде в течение 15-20 суток независимо от приуроченности их к той или иной марке углей.

Увеличение влажности горных пород с 2,5% до 7,1% приводит по данным работы Зборщика М.П. к уменьшению угла внутреннего трения с 43° до 18° . Это необходимо учитывать при расположении выработки в обрушенных и уплотненных породах, так как в этом случае уменьшается сопротивляемость слоя мелкодробленых пород выдавливанию в полость выработки.

Несколько иной подход к оценке снижения прочности горных пород в водонасыщенном состоянии приводится в Горной энциклопедии. В ней дано понятие **ВОДОПРОЧНОСТИ** горных пород – способности сохранить прочность при взаимодействии с водой. Снижение прочности пород при насыщении водой объясняется проникновением в ее мельчайшие пустоты (поры и трещины), расклиниванием трещин водой и набуханием отдельных минералов, приводящими к ее разупрочнению.

Водопрочность оценивается коэффициентом размокаемости K_p (размягчаемости), равным отношению предела прочности при сжатии породы максимально насыщенной водой R_{w0} к ее пределу прочности в сухом состоянии R_{wA}^C , то есть

$$K_p = \frac{R_{w0}}{R_{wA}^C}. \quad (3.2)$$

По величине коэффициента размокаемости породы подразделяются на: водопрочные, или водостойчивые ($K_p \geq 0,9$) - базальты, граниты; пониженной водостойчивости ($0,7 < K_p < 0,8$) - песчаники, мрамор; слабоустойчивые ($K_p < 0,7$) - известняки, мергели, уголь; водонестойчивые (K_p около 0) - слабые глинистые известняки, аргиллиты, лессы.

Указания ВНИМИ рекомендуют учитывать снижение сопротивления пород сжатию за счет воздействия влаги только в случае длительного обводнения пород в выработках (затопления, перепуска воды и т.п.). При этом предел прочности на одноосное сжатие уменьшается для песчаников на 20%, для алевролитов на 40% и для аргиллитов на 50%.

Указания ... не конкретизируют, что понимается под "длительным обводнением пород", а также не учитывают степень метаморфизма горных пород.

Частично этот недостаток устранен в работе Кошелева К.В. и др. Авторы вводят понятие коэффициента **СТОЙКОСТИ** пород m , который характеризует возможное изменение прочностной характеристики пород (в пределах контура выработки и прилегающего к нему массива) в зависимости от горно-геологической характеристики и срока службы данной выработки. Под обводненными породами понимаются породы с коэффициентом влажности $W > 0,3$, что соответствует притоку воды $2\text{ м}^3/\text{ч}$ и более. Рекомендуемые значения коэффициента стойкости пород приведены в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Значение коэффициента стойкости горных пород

Срок службы выработки, лет	Значение m при породах	
	сухих	Обводненных
До 5	1,0	0,95
5-10	0,9	0,8
Более 10	0,8	0,7

Предел прочности породы на одноосное сжатие с учетом обводненности и срока службы выработки R_ϕ определяется по формуле:

$$R_\phi = R \cdot m, \quad (3.3)$$

где R – предел прочности породы в образце на одноосное сжатие, МПа.

Этот метод учитывает обводненность пород, срок воздействия воды на них, однако предполагает одинаковую степень снижения прочности для различных типов пород и не учитывает степень метаморфизма (катагенеза) горных пород.

Таким образом, прочность горной породы зависит от типа (литологической разновидности) породы, степени ее метаморфизма (катагенеза), степени обводненности, времени контакта породы с водой и т.д. В настоящее время нет классификации, учитывающей все эти факторы. Поэтому при отсутствии экспериментальных данных можно пользоваться рекомендациями ВНИМИ и Кошелева К.В., а именно: при длительном контакте пород с водой (более 5 лет) и притоке воды в выработку $2\text{ м}^3/\text{ч}$ и более предел прочности пород на одноосное сжатие снижается для песчаников на 20% ($K_W = 0,8$), алевролитов на 40% ($K_W = 0,6$) и аргиллитов на 50% ($K_W = 0,5$).

Для глинистых сланцев (аргиллитов), вмещающих слабоморфизированные угли марок Д и Г, снижение прочности может быть на 70-80% ($K_W = 0,3-0,2$).

Необходимо учитывать, откуда поступает вода. Если из кровли выработки, то снижение пород происходит по всему контуру выработки, а если из подошвы выработки, то только пород, залегающих в подошве: если вода поступает из выработанного пространства очистного забоя, то пород почвы пласта.

С учетом трещиноватости и обводненности горных пород в массиве их прочность R_C определяется по формуле:

$$R_C = R \cdot K_C \cdot K_W, \quad (3.4)$$

где кроме ранее указанных величин K_W – коэффициент, учитывающий снижение прочности пород в результате их увлажнения.

3.3 Классификация горных пород в массиве по прочности, слоистости, устойчивости непосредственной кровли и степени пучения почвы пласта

Очень часто в горной литературе используется понятие прочность горных пород. Анализ литературы показал, что с увеличением глубины разработки деление пород на слабые, прочные и т.д. претерпевает изменения. В этой связи нет единой классификации горных пород в массиве по прочности.

Так в работе Н.И. Проскурякова приводится одна из классификаций вмещающих горных пород по прочности на одноосное сжатие R (см.табл.3.3).

Таблица 3.3

Классификация горных пород по прочности по Н.М. Проскурякову.

Тип вмещающих пород	Диапазон изменения R , МПа
Слабые	25–30
Средней прочности	40–80
Прочные	80–120
Весьма прочные	>120

Несколько другие значения приводятся Кошелевым К.В. и др. (см. табл. 3.4).

Таблица 3.4

Классификация прочности горных пород по К.В. Кошелеву.

Группа пород	R , МПа	f
Слабые	< 40	< 4
Средней крепости	41–70	4–7
Крепкие	71–100	7,1–10
Весьма крепкие	> 100	> 10

В обеих классификациях используется один и тот же параметр-предел прочности на одноосное сжатие – R .

Проскуряков Н.М. к слабым относит породы с $R = 25 \div 30$ МПа, а к породам средней прочности – с $R = 40 \div 80$ МПа, т.е. имеется разрыв в диапазоне от 30 до 40 МПа. С учетом выше сказанного для глубин 800-1200 м можно пользоваться классификацией, приведенной в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Классификация горных пород в массиве по прочности

Тип вмещающих пород по прочности	R , мПа
Слабые	до 40
Средней прочности	40–80
Прочные	80–120
Весьма прочные	Более 120

Классификация массива горных пород в зависимости от мощности слагающих его слоев приведена в табл.3.6.

Таблица 3.6

Классификация горных пород по слоистости

Категория пород по слоистости	Мощность слоев, м
Весьма тонкослоистые	до 0,2
Тонкослоистые	0,2–1,0
Среднеслоистые	1,0–3,0
Крупнослоистые	3,0–10,0
Весьма крупнослоистые	более 10,0

Слоистость горного массива учитывается при выборе способа упрочнения пород кровли очистных и подготовительных горных выработок, при выборе мероприятий, предотвращающих или уменьшающих пучение пород в подготовительных и подготавливающих горных выработках, а также при решении других вопросов.

При выборе способов охраны горных выработок, а также при решении вопроса о целесообразности применения трапециевидной крепи учитывают устойчивость пород непосредственной кровли. Классификация пород непосредственной кровли приведена в табл.3.7.

Таблица 3.7

Характеристика непосредственной кровли, угольных пластов по устойчивости

Класс кровли по устойчивости	Состав и характеристика непосредственной кровли
Устойчивая	Песчаники, известняки, алевролиты ($R > 60$ мПа). КERN с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью более 1м.
Средней устойчивости	Алевролиты и аргиллиты (R от 30 до 60 мПа). КERN с расстоянием между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью от 0,5 до 1м.
Неустойчивая	Слоистые трещиноватые алевролиты и аргиллиты ($R < 30$ мПа). КERN в виде столбиков с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью менее 0,5м.
Весьма неустойчивая	Тонкослоистые, сильно трещиноватые аргиллиты ($R < 30$ мПа). КERN в виде кусков и мелочи.

Степень пучения пород почвы в подготовительных пластовых горных выработках, примыкающих к очистному забою, определяется соотношением глубины разработки H к прочности пород почвы $R_{СП}$.

В указаниях ВНИМИ 1978 года издания, а также в Прогрессивных паспортах крепления ... приводятся значения этого соотношения, при превышении которого необходимо применять мероприятия по борьбе с пучением в различных выработках.

А в указаниях ВНИМИ 1986 года издания уже даны конкретные рекомендации по борьбе с пучением в зависимости от величины этого соотношения. Исходя из выше упомянутых нормативных документов, можно предложить следующую классификацию пород почвы пласта по степени пучения (см.табл.3.8).

Таблица 3.8

Степень пучения пород почвы в пластовой выработке

Тип выработок	Значение $H/R_{СП}$, м/МПа			
	непучащие	слабо пучащие	пучащие	сильно пучащие
Поддерживаемые для повторного использования	до 15	15-20	20-25	более 25
Погашаемые за очистным забоем	до 20	20-25	25-30	более 30
Проводимые вприсечку к выработанному пространству	до 25	25-30	30-35	более 35
Проводимые (оформляемые) позади очистного забоя	до 30	30-40	40-45	более 45

В зависимости от степени пучения пород почвы рекомендуется выбирать различные способы охраны выработки. Например, при пучащих, тем более сильно пучащих породах почвы пласта, применять жесткие искусственные сооружения для охраны выработки нецелесообразно. Податливые искусственные сооружения могут применяться при любой степени пучения. Но их необходимо применять при пучащих и сильно пучащих породах почвы пласта.

3.4 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела.

3.4.1. Дать пояснение причин несовпадения свойств горных пород в массиве и в образцах.

3.4.2. Объяснить характер влияния трещиноватости и обводненности на свойства горных пород.

3.4.3. Раскрыть классификационные группы пород по прочности.

3.4.4. Дать пояснение основ классификации горных пород по слоистости, стойкости и степени вспучивания.

4. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ НЕТРОНУТОГО МАССИВА

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь определить факторы, которые обуславливают напряженное состояние горных пород в массиве, и выполнить расчеты компонент напряжений при разных типах напряженного состояния массива.

В отличие от механики твердого тела, где весом рассматриваемого тела пренебрегают, в механике горных пород учитывается вес толщи горных пород.

Напряженное состояние в массиве горных пород обуславливается в основном:

- весом вышележащих пород;
- тектоническими напряжениями;
- различной величиной температуры или коэффициента линейного или объемного расширения, т.е., наличием термических напряжений.

Тектонические напряжения в Донбассе имеют место в замках антиклиналей и синклиналей и в непосредственной близости др. горно-геологических нарушений.

Для Донбасса термические напряжения не характерны.

При изучении напряженно-деформируемого состояния массива горных пород аналитическими методами описывают исходное (начальное) напряженное состояние нетроннутого массива по - разному.

Различают 5 типов напряженного состояния массива горных пород (НС МГП).

4.1 1 тип НС МГП

Породы представляют собой однородные, изотропные, релаксирующие, слабые, с явно выраженными пластическими свойствами слои. В идеале их можно сопоставить с жидкостью. В этом случае имеет место *гидростатическое распределение напряжений*:

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = \gamma H = \rho g H \quad (4.1)$$

Т. к. идеальная жидкость не сопротивляется деформациям сдвига, то $\tau_i = 0$ (касательные напряжения).

Здесь γ — средний объемный вес горных пород, кН/м³;

H — глубина разработки, м.

Разработка угля в мире ведется на глубинах до 1500 м; на рудниках — до 3000 м и более; нефти и газа — 7-8 км. Глубина сверхглубокой скважины — 15 км. На всех достигнутых глубинах породы ведут себя как твердые, упругие тела, а не как жидкость.

Но глинистые сланцы, реже песчаные, особенно сильно увлажненные, расположенные между прочными породами, выдавливаются в горные выработки — «текут». При применении метода конечных элементов, метода разности конечных элементов распределение напряжений

принимается гидростатическим. Этот тип так же используется при наличии в толще горных пород пльвунов.

4.2 2 тип НС МГП

Упруго-гравитирующее (Динниково) распределение напряжений.

Напряжения вызываются весом толщи горных пород. Породы однородные или неоднородные, изотропные или анизотропные, проявляющие ярко выраженные упругие свойства, нерелаксирующие, рельеф поверхности равнинный; тектонические напряжения отсутствуют.

Согласно гипотезе А.Н. Динника вертикальные напряжения $\sigma_z = \gamma H$, горизонтальные перемещения жестко ограничены, т.е. равны 0. Кубик уменьшает свою высоту по оси Z, по осям X и Y перемещения равны нулю, поэтому возникают горизонтальные напряжения, вызванные боковым распором (рис. 4.1).

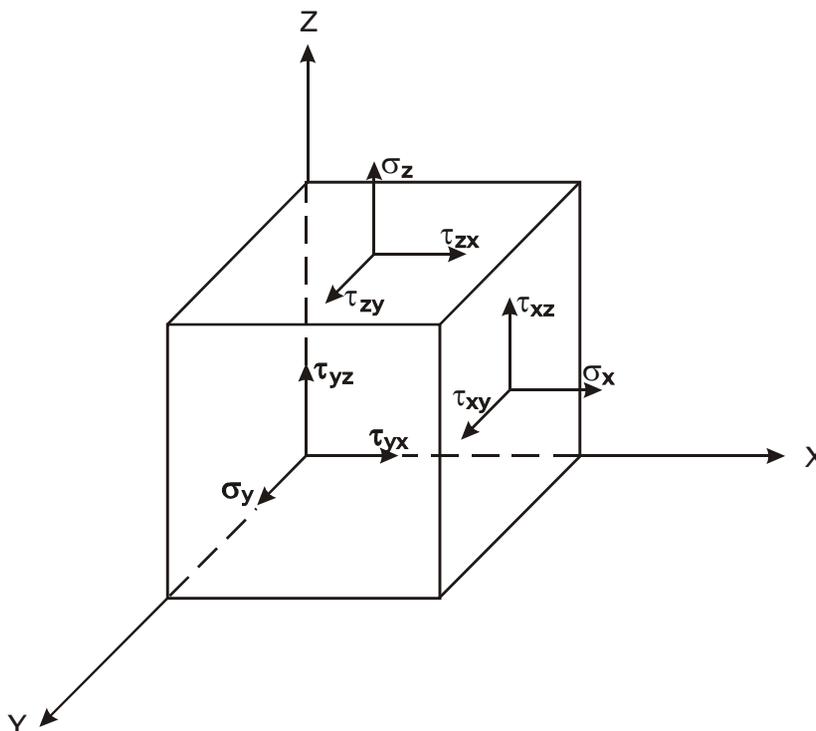


Рисунок 4.1. Компоненты напряжений в элементарном кубике породы в нетронутом массиве.

$$\sigma_x = k_1 \sigma_z; \sigma_y = k_2 \sigma_z \quad (4.2)$$

Для идеально упругого тела:

$k_1 = k_2 = \lambda$ — коэффициент бокового распора

$$\lambda = \frac{\mu}{(1 - \mu)}, \quad (4.3)$$

где μ — коэффициент Пуассона

Т.о.,
$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu}{(1-\mu)} \cdot \sigma_z. \quad (4.4)$$

Т.к. деформации по осям X и Y равны нулю, то $\tau_{xy} = \tau_{yz} = 0$, а

$$\tau_{xz} = \frac{1-2\mu}{2(1-\mu)} \cdot \gamma H \quad (4.5)$$

Для реальных осадочных горных пород: $\mu = 0,15 \div 0,45$.

Второй тип НС МГП наиболее часто используется в горных расчетах.

4.3 3 тип НС МГП

Одноосное упругогравитирующее распределение напряжений безраспорного массива.

Породы представляют собой массив, изрезанный трещинами, причем ширина раскрытия трещин тем больше, чем больше мощность слоя (дно пересохшей реки, “Большой каньон” и т.п.).

В каждой отдельности и в целом в массиве: $\sigma_z = \gamma H$

Т.к. массив безраспорный, то σ_x и $\sigma_y = 0$.

Безраспорная дискретная среда не сопротивляется деформациям сдвига, поэтому: $\tau_i = 0$

Такое распределение напряжений в чистом виде при решении горных задач практически не применяется.

4.4 4 тип НС МГП

Предельно-равновесное состояние горных пород.

Иходя из теории прочности О.Мора, различают три случая:

4а) *Идеальносыпучие породы*, коэффициент сцепления

$K_{сц} = 0$, (чистые пески всех видов, рис. 4.2).

$$\sin \varphi = \frac{AB}{OA} = \left(\frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} \right) / \left(\frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} + \sigma_x \right) \quad (4.6)$$

После упрощения выражения (4.6) имеем:

$$\sin \varphi = \frac{\sigma_z - \sigma_x}{\sigma_z + \sigma_x} \quad (4.7)$$

После преобразований получим:

$$\sigma_x = \sigma_z \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} \quad (4.8)$$

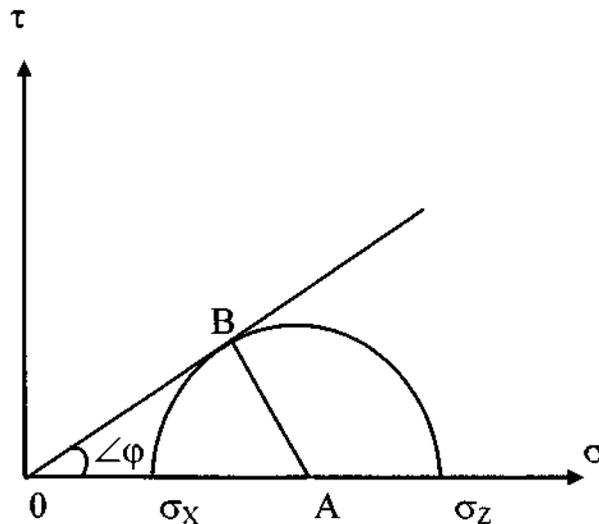
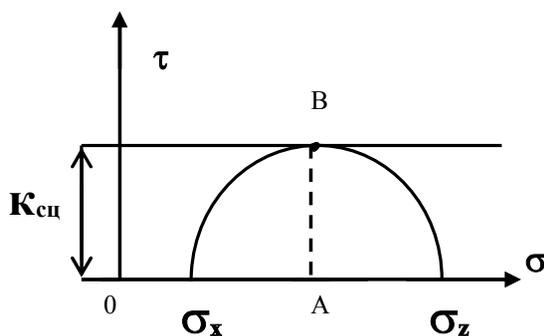


Рисунок 4.2. Паспорт прочности для идеально сыпучего тела.

Для идеально сыпучего тела: $K_{cu} = 0$

Это тело деформациям сдвига не сопротивляется, поэтому $\tau_i = 0$

4б) Идеально — пластическое тело, угол внутреннего трения $\varphi=0$ (глины, суглинки, рис. 4.3). Из рис. 4.3



$$K_{cu} = \frac{\sigma_z - \sigma_x}{2}; \quad (4.9)$$

$$\sigma_x = \sigma_z - 2K_{cu}; \quad (4.10)$$

$$\sigma_x = \sigma_y;$$

$$\sigma_z = \gamma H;$$

Рисунок 3.3. Паспорт прочности для идеально связанной породы.

Т.к. идеально пластические тела не сопротивляются деформациям сдвига, то $\tau_i = 0$.

4в) Реальные горные породы $K_{cu} \neq 0$; $\varphi \neq 0$

Из рис.4.4 $\sin \varphi = \frac{AB}{AO + CO} = \frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} / \left(\frac{\sigma_z + \sigma_x}{2} + K_{cu} \cdot ctg \varphi \right)$ (4.11)

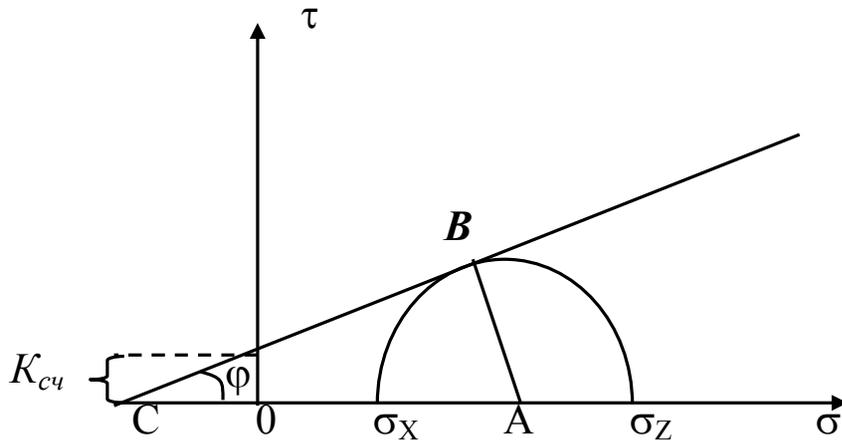


Рисунок 4.4. Паспорт прочности реальной горной породы.

После преобразований получим:

$$\sigma_x = \sigma_z \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} - 2K_{cu} \frac{\sin \varphi}{1 + \sin \varphi};$$

$$\sigma_y = \sigma_x; \sigma_z = \gamma H$$
(4.12)

Характер изменения касательных напряжений τ_i устанавливается опытным путем.

Этот тип наиболее часто применяется в горных расчетах.

4.5 5 тип НС МГП

Упруго гравитирующее распределение напряжений, осложненное гористым рельефом поверхности и наличием тектонических напряжений

5а) Динниково распределение, осложненное гористым рельефом

Породы однородные или неоднородные; изотропные или анизотропные; упругие; нерелаксирующие; гористый рельеф поверхности (рис. 4.5).

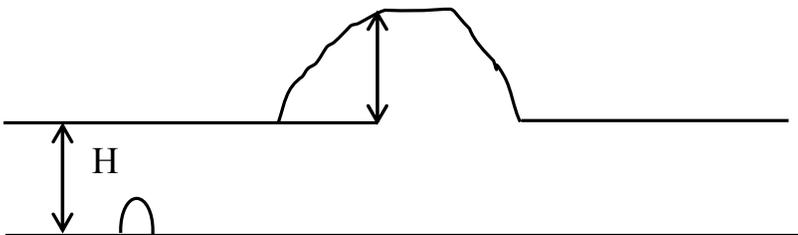


Рисунок 4.5. Учет гористого рельефа поверхности.

$$\sigma_z = \gamma(H + h_i);$$

$$\sigma_x = k_1 \gamma (H + h_i); \quad (4.14)$$

$$\sigma_y = k_2 \gamma (H + h_i), \quad (4.15)$$

τ_i — определяется опытным путем.

5б) Кроме указанного в пункте 5а) имеют место тектонические напряжения.

$$\sigma_z = \gamma (H + h_i); \quad (4.16)$$

$$\sigma_x = k_1 \gamma (H + h_i) + \sigma_x^T; \quad (4.17)$$

$$\sigma_y = k_2 \gamma (H + h_i) + \sigma_y^T, \quad (4.18)$$

где: σ_y^T, σ_x^T - тектонические составляющие соответственно по осям Y и X, а τ_i определяются так же экспериментально.

Таким образом, в условиях Донбасса в различных горных расчетах наиболее часто используются 2 и 4в типы НС нетронутого массива горных пород.

4.6 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела.

4.6.1. Дать характеристику факторов, которые обуславливают напряженное состояние массива горных пород.

4.6.2. Привести расчетные зависимости для определения компонент НСМГП.

4.6.3. Охарактеризовать основные типы НСМГП, которые чаще всего имеют место в условиях шахт Донбасса.

5. НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД, ВМЕЩАЮЩИХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНУЮ ГОРНУЮ ВЫРАБОТКУ. МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ ВЫРАБОТКИ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь качественно и количественно устанавливать нарушение напряженного состояния массива горных пород вследствие проведения горных выработок

В нетронутом массиве горные породы находятся в одном из пяти типов напряженного состояния. Перемещения отсутствуют, породы находятся в равновесном состоянии. После проведения подготовительной горной выработки равновесное состояние горных пород нарушается. В зоне влияния выработки происходят деформации, перемещения, изменяется напряженное состояние, т. е. формируется новое НДС. На контуре выработки во вмещающих породах возникает локальная концентрация напряжений $K\gamma H$, где: K — коэффициент локальной концентрации напряжений.

Значение K зависит от исходного (начального) напряженного состояния нетронутого массива горных пород, способа проведения, характеристики крепи (податливости, несущей способности), прочности вмещающих ГП, коэффициента Пуассона этих пород, качества забутовки закрепного пространства, величины и формы поперечного сечения выработки, выветривания и в связи с этим уменьшения прочности вмещающих ГП и др. факторов.

5.1 НДС вмещающих горных пород при гидростатическом распределении напряжений в массиве горных пород.

При гидростатическом распределении напряжений в массиве после проведения выработки круглой формы по всему периметру ее будут иметь место нормальные сжимающие напряжения с $K=2$ (рис. 5.1).

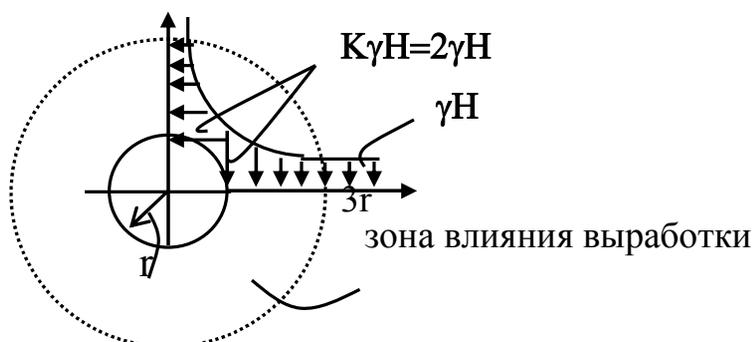


Рисунок 5.1. Распределение напряжений вокруг выработки при I типе НДС МГП.

5.2 НДС вмещающих горных пород при упругогравитирующем распределении напряжений в массиве горных пород.

После проведения выработки круглой формы в однородных изотропных породах с коэффициентом Пуассона $\mu=0,2$ при упругогравитирующем начальном напряженном состоянии массива ГП в кровле и почве выработки возникают растягивающие, а в боках сжимающие нормальные напряжения (рис. 5.2).

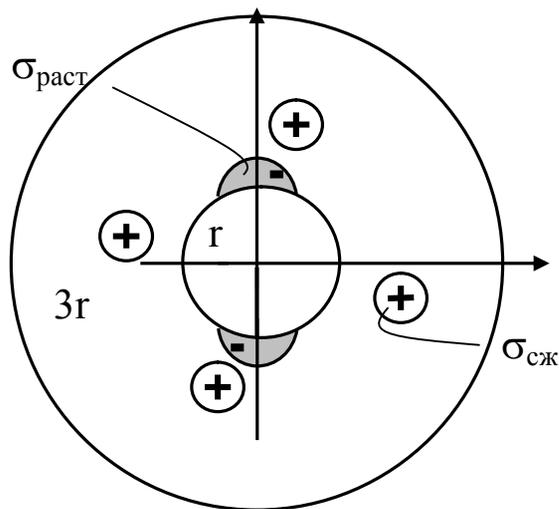


Рисунок 5.2. Область сжимающих и растягивающих напряжений.

В полярной системе координат это распределение имеет следующий вид (рис. 5.3):

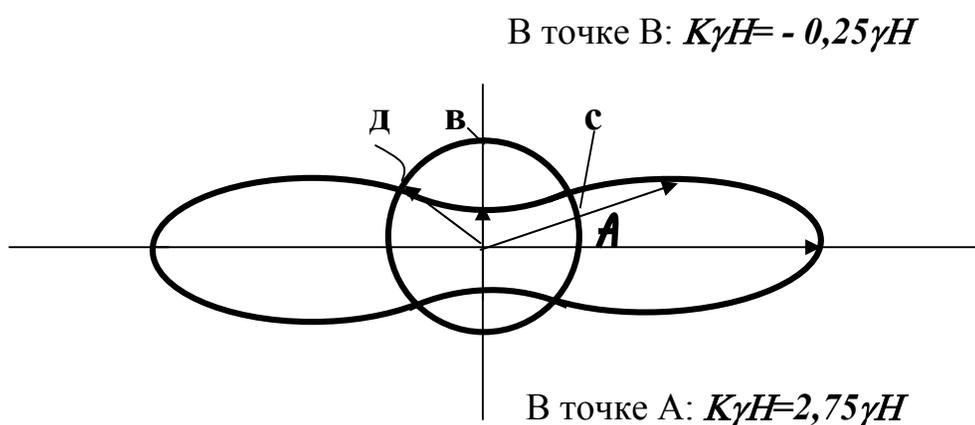


Рисунок 5.3. Характер распределения нормальных напряжений в полярной системе координат.

В прямоугольной системе координат распределение напряжений выглядит следующим образом (рис.5.4):

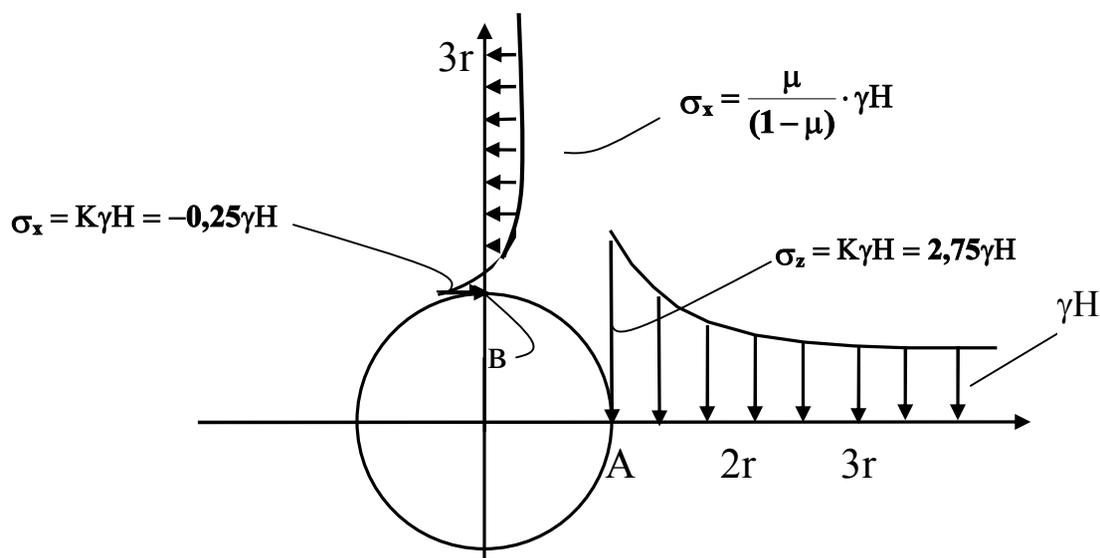


Рисунок 5.4. Характер распределения нормальных напряжений в прямоугольной системе координат.

Т.о., из приведенных рисунков вытекает, что после проведения выработки во вмещающих породах по ее периметру возникшая локальная концентрация напряжений изменяется как по знаку, так и по величине. В общем виде величина напряжений равна $K\gamma H$.

При других типах НС МГП, форме поперечного сечения выработки, значении коэффициента Пуассона (μ) величина K будет иной.

Например, при наличии тектонических напряжений, сжимающие напряжения будут в кровле и почве, а растягивающие — в боках выработки. При $\sigma_x = 2\sigma_z$ $K=5$, а при $\sigma_x = 10\sigma_z$ $K=29$.

Т.к. наиболее часто в горных расчетах применяется упруго-гравитирующее распределение напряжений, то в дальнейшем будем рассматривать именно его.

5.3 Типы НДС вмещающих пород при упругогравитирующем распределении напряжений в массиве горных пород

Для осадочных горных пород

$$R_\infty = (0,5 \div 0,8) R_0 \quad (5.1)$$

где: R_0 — предел мгновенной прочности,

R_∞ — предел длительной прочности горной породы.

В зависимости от соотношений $K\gamma H$, R_0 и R_∞ выделяют три типа НДС вмещающих пород :

Для ГП паспорт длительной прочности имеет вид (рис. 5.5)

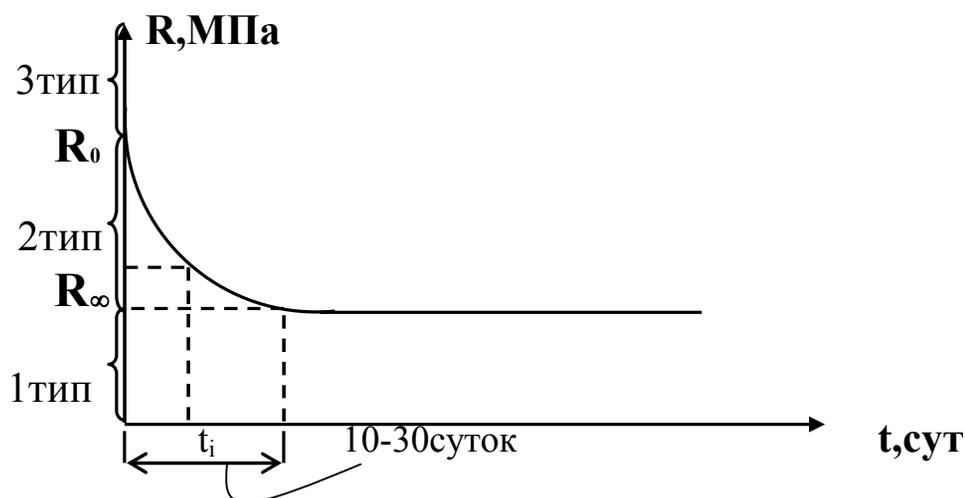


Рисунок 5.5. Паспорт длительной прочности осадочных горных пород.

1 тип НДС вмещающих пород

Характеризуется соотношением $K\gamma H < R_\infty$. В породах протекают упругие деформации, разрушения пород не происходит. Перемещение пород на контуре выработки не превышает $60 \div 80$ мм.

2 тип НДС вмещающих пород

Характеризуется тем, что $R_\infty \leq K\gamma H < R_0$, т.е. после взятия заходки во вмещающих породах на контуре выработки в любой точке величина напряжений с учетом локальной концентрации больше или равна соответствующему пределу длительной прочности (на сжатие или растяжение) и меньше соответствующего предела мгновенной прочности. После взятия заходки в породах сначала протекают упругие и упруговязкие деформации. Спустя время t_i , когда напряжения $K\gamma H$ станут равными длительной прочности R_{dl}

$$K\gamma H = R_{dl}$$

породы разрушаются. Формируется зона неупругих деформаций (ЗНД).

В результате растрескивания, несущая способность пород уменьшается, и максимум напряжений смещается в глубь массива.

Вокруг ЗНД образуется зона повышенного горного давления (ПГД), за ней — нетронутый массив ГП (рис. 5.6).

По данным шахтных наблюдений коэффициент разрыхления K_p на контуре выработки равен 1,16-1,2. На границе ЗНД он равен 1,0. Ширина ЗНД составляет 1,5-3м, перемещения пород на контуре выработки достигают 200мм.

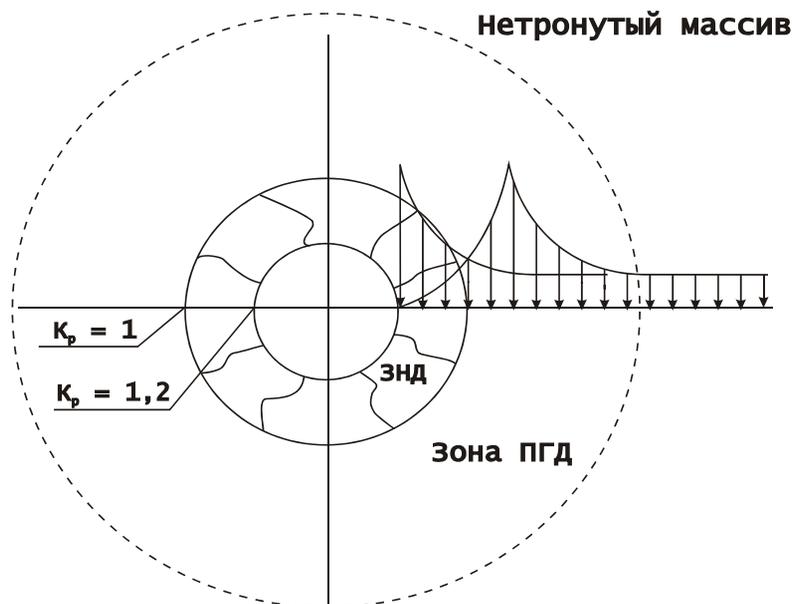


Рисунок 5.6. Распределение σ_z при II типе НДС.

3 тип НДС вмещающих пород

Характеризуется тем, что $K\gamma H \geq R_0$. Поэтому сразу после взятия заходки впереди забоя и вокруг сечения выработки происходит растрескивание, разрушение вмещающих ГП. Формируется подзона условно мгновенных разрушений (а), с течением времени трещины распространяются вглубь массива, формируется подзона длительного разрушения ГП (б). Обе эти подзоны образуют ЗНД. По аналогии со вторым типом НДС максимум концентрации напряжений смещается в глубь массива, образуя зону ПГД (рис. 5.7).

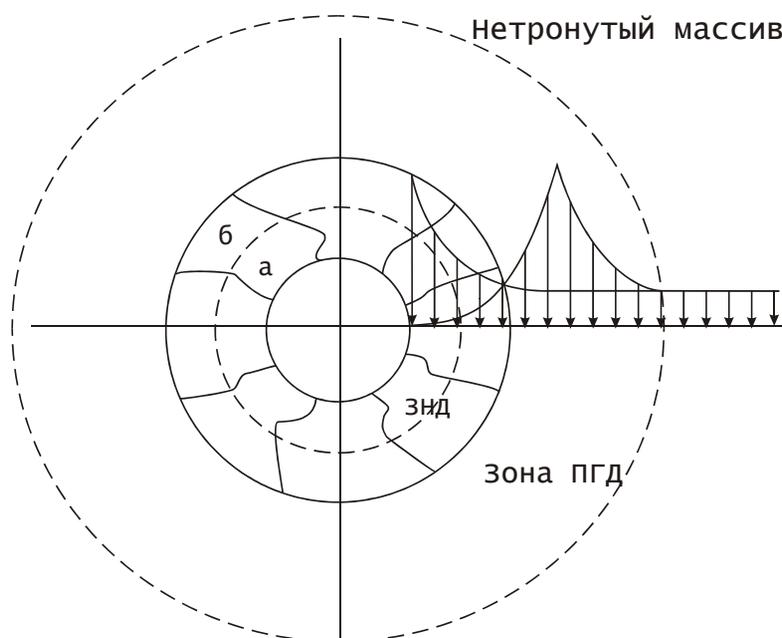


Рисунок 5.7. Распределение σ_z при III типе НДС.

Ширина ЗНД достигает 6-9м, в отдельных случаях 15м. Перемещения пород на контуре выработки многократно превышают 200мм. За весь срок службы выработки они могут достигать нескольких метров.

Первый тип НДС на угольных шахтах Донбасса встречается очень редко — при проведении квершлага или полевых штреков по прочным песчаникам.

5.4 Механизм формирования нагрузки на крепь одиночной выработки

При II и III типе НДС, разрушаясь, породы увеличиваются в объёме и перемещаются во внутрь выработки, вызывая тем самым давление на ее крепь.

При увеличении глубины расположения выработки в два раза при прочих равных условиях в два раза возрастет $K\gamma H$, но нагрузка на крепь по данным шахтных наблюдений возрастет в 1,3-1,6 раза. Это объясняется тем, что с увеличением глубины расположения выработки на 100м увеличивается прочность пород на 5-10% (в зависимости от их типа).

Если предположить, что на арку давит весь столб ГП до земной поверхности, то давление на одну арку (рис. 5.8) составит: $q = \gamma HS$, $q = 800\text{м} * 5\text{м}^2 * 25\text{кН/м}^3 = 100000\text{ кН}$, де $S = B * a = 5\text{м}^2$, $\gamma = 25\text{ кН/м}^3$

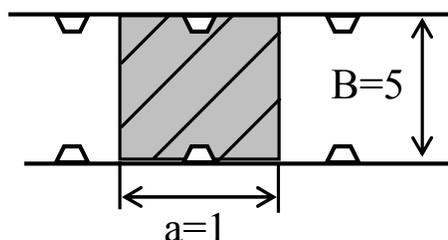


Рисунок 5.8. Схема определения площади, поддерживаемой одной рамой крепи.

Фактическая несущая способность арочной металлической крепи составляет 200÷400кН. Т.о., этот пример подтверждает, что нагрузка на крепь обуславливается только породами, находящимися в зоне влияния выработки, а точнее в ЗНД.

5.5 Роль крепи при различных типах НДС

При I типе НДС постоянную крепь можно не возводить. Для предотвращения травматизма подземных рабочих выработка крепится набрызгбетонной или анкерной крепью.

При II типе НДС постоянная крепь может возводиться с отставанием во времени после взятия заходки, не превышающем t_1 . Согласно ПБ при рамной крепи это отставание не должно превышать трех метров, а при возведении монолитной крепи — не более 30 суток.

В любом случае участок выработки от забоя до возведеи должен быть закреплен временной крепью.

При III типе НДС, сразу же после взятия заходки, должна возводиться постоянная крепь.

5.6 Средства контроля уровня усвоения материала раздела.

5.6.1. Дать характеристику факторов, от которых зависит величина локальной концентрации напряжений в массиве.

5.6.2. Привести соотношение для расчетов локальной концентрации напряжений в границах продолжительной и мгновенной прочности вмещающих пород.

5.6.3. Охарактеризовать величины перемещений пород при разных типах НСМГП.

5.6.4. Раскрыть механизм формирования нагрузка на крепление горной выработки.

6. УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ ПОРОДНОГО МАССИВА С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, НЕ ПОДВЕРЖЕННОЙ ВЛИЯНИЮ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен самостоятельно определить мероприятия по повышению стойкости горных выработок, не подверженных влиянию очистных работ.

Для повышения устойчивости горной выработки необходимо уменьшить смещения пород на ее контуре. Для этого нужно уменьшить размер ЗНД. Из соотношений:

$$K\gamma H < R_{\infty}; R_{\infty} \leq K\gamma H < R_0; K\gamma H \geq R_0$$

вытекает, что для этого необходимо перевести породы из III-го типа НДС во II-й, или из II-го в I-й.

Это можно осуществить путем снижения коэффициента локальной концентрации напряжений (K) или увеличением (сохранением или восстановлением) прочности вмещающих пород (R_0 , R_{∞}). Кроме этого существуют и другие мероприятия. Рассмотрим их:

6.1 Использование благоприятных горно-геологических условий

Горные выработки с большим сроком службы целесообразно проводить вне зон геологических нарушений по прочным породам. Увеличение стоимости сооружения выработки окупится за счет уменьшения затрат на её поддержание.

При проведении выработки слабый слой необходимо располагать так, чтобы он находился в боках выработки (положение 3 на рис. 6.1).

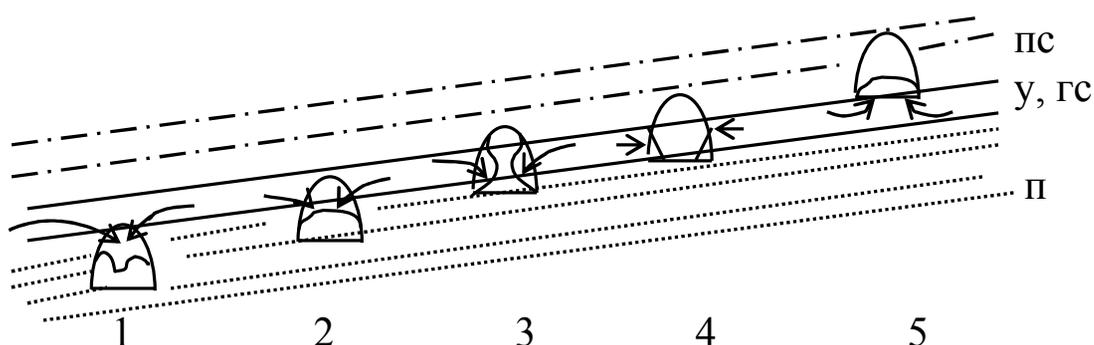


Рисунок 6.1. Расположение поперечного сечения выработки относительно слабого слоя.

В боках выработки возникают, как правило, сжимающие напряжения. Предел прочности пород на сжатие значительно выше, чем на растяжение. Поэтому устойчивость выработки будет выше.

При этом для уменьшения деформаций ножек крепи целесообразно в пределах слабого слоя затяжку устанавливать вразбежку. Выдавленная порода легко убирается.

При пересечении стволом слабого слоя в монолитной ж/б крепи делают окна, размером 0,4х0,4 или 0,5х0,5м. Через эти окна породы слабого слоя выдавливаются в ствол, не нарушая целостность крепи (рис. 6.2,а).

Разновидностью данного мероприятия является устройство компенсационных поясов (рис.6.2,б).

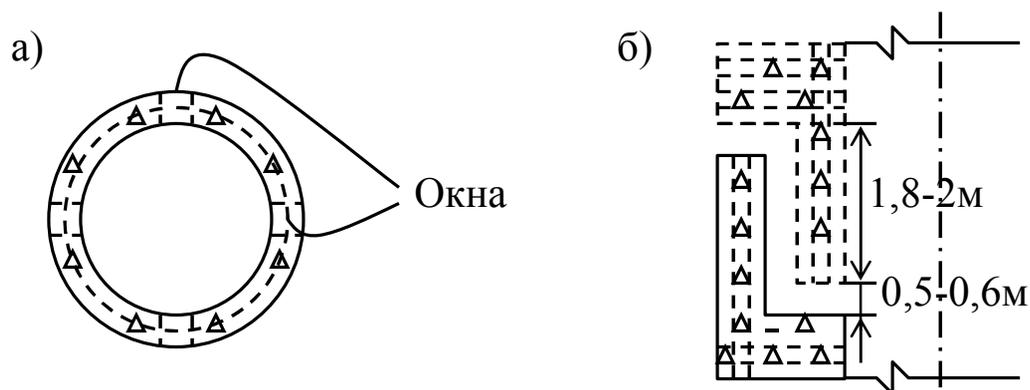


Рисунок 6.2. Устройство компенсационных окон и поясов в монолитной крепи.

При подработке ствола в Чехии, пластом мощностью более 2м, ствол остался в эксплуатационном состоянии.

6.2 Сохранение или восстановление прочности вмещающих пород

Предел прочности на растяжение ГП на порядок меньше предела прочности на сжатие.

Чем больше жесткость слоя ГП (больше его мощность, прочность, или и то, и другое одновременно), тем меньше прогиб этого слоя, меньше растягивающие напряжения, а, следовательно, меньше вероятность его разрушения.

Отдельные слои ГП, «сшитые» между собой, работают как более мощный, т.е. более жесткий слой. На этом принципе основано повышение устойчивости выработки, проведенной в слоистых породах

При наличии в непосредственной близости от выработки прочного песчаника или известняка слои ГП «подшиваются» к нему металлическими клиновыми анкерами длиной до 2,5-3м (рис. 6.3).

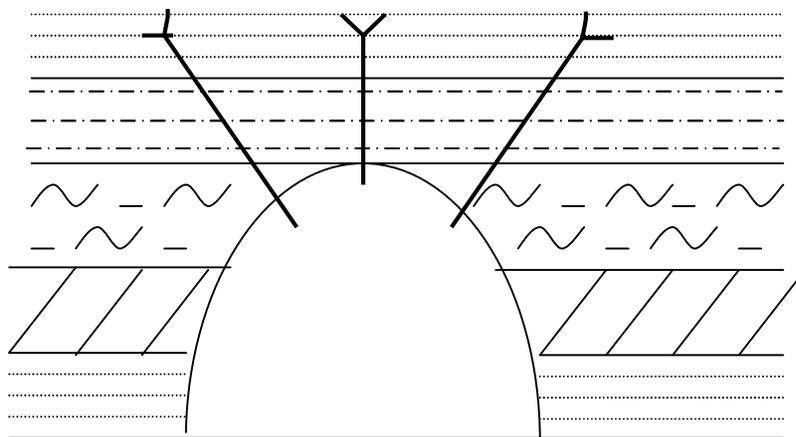


Рисунок 6.3. Упрочнение слоистых пород металлическими анкерами.

В том случае, когда над выработкой залегают слои в основном песчаного сланца, применяют металлические или полимерные анкера с химическим закреплением. Время затвердения составляет 15-40 мин. при применении двухкомпонентных и 7-15 мин. — трёхкомпонентных связующих составов.

Если над выработкой залегают слои глинистых сланцев, то применяют анкера из витой буровой стали. Диаметр шпура на 4-8мм меньше максимального диаметра буровой стали.

Анкер ввинчивается в шпур СЭР19 с редуктором, уменьшающим скорость вращения и увеличивающим вращающий момент в 10 раз.

В Кузбассе закреплены десятки тысяч метров выработок данной крепью. Опыт показал, что анкер длиной 1,5-2м выдерживает усилия 120-150кН.

Применение химических анкеров в этом случае не целесообразно, т.к. низка адгезия (прилипание) применяемых смол с глинистыми породами и высока вероятность выпадения из шпура анкера вместе с цилиндром из смолы.

Если породы, вмещающие горную выработку, трещиноваты или весьма трещиноваты (расстояние между трещинами менее 0,3-0,1м) применение различных типов анкеров не целесообразно. В этом случае применяется упрочнение ГП путем нагнетания в них вяжущих составов.

При наличии слабых глинистых сланцев применение цементно-песчаных растворов даже с различными ускорителями схватывания не целесообразно, т.к. вода приведет к размоканию глинистых пород.

В этом случае нагнетают различные химические смолы с отвердителями. По данным ДонУГИ достаточно упрочнить оболочку размером $h_{упр}$ (рис. 6.4).

$$h_{упр} = r \left(\frac{1}{\sqrt{\sin \varphi}} - 1 \right) \quad (6.1)$$

где: r – полупролет выработки в направлении упрочнения; φ - угол внутреннего трения пород в ЗНД .

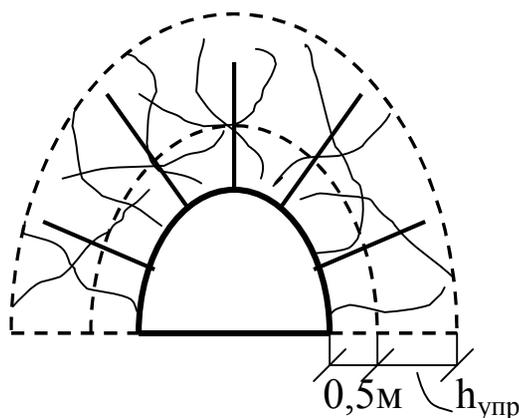


Рисунок 6.4. Схема упрочнения вмещающих пород нагнетанием упрочняющих составов.

При отсутствии экспериментальных данных используют следующие значения φ :

При проведении	БВР	комбайн
В зоне тектонических нарушений	20 ⁰	40 ⁰
Вне зоны тектонических нарушений	30 ⁰	50 ⁰

Согласно рекомендациям ВНИМИ прочность упрочненных ГП принимается равной 60% прочности ГП в образце, но не более прочности упрочняющего состава (материала).

$$R_{упр} \leq 0,6R \quad (6.2)$$

Одна скважина бурится на 2-2,5 м² породного обнажения.

Чаще всего выработки проводятся по слоям ГП с различной прочностью, поэтому достаточно упрочнить слабый слой. При этом породы слабого слоя не выдавливаются в выработку, и не увеличивается пролет вышерасположенных слоев ГП, а, следовательно, не увеличивается их прогиб и они не разрушаются.

Если нагнетание производится по всему периметру выработки, то нагнетание производят снизу вверх. А если имеют место большие переборы породы в процессе проведения выработки, то сначала производят тампонаж закрепного пространства, а затем — инъектаж вмещающих пород

Целесообразно по периметру крепи оставлять буферную полосу шириной равной, примерно, 0,5м. При ее отсутствии после растрескивания уже упрочненного массива в результате перемещения отдельных блоков давление сразу же будет передаваться на рамную крепь. При ее наличии происходит самозаклинивание перемещающихся блоков и крепь сохраняет эксплуатационную характеристику (не требует перекрепления).

Если выработка проводится по слабому слою ГП или в зоне различных горно-геологических нарушений (имеет место третий тип НДС), то необходимо производить опережающее упрочнение (рис. 6.5).

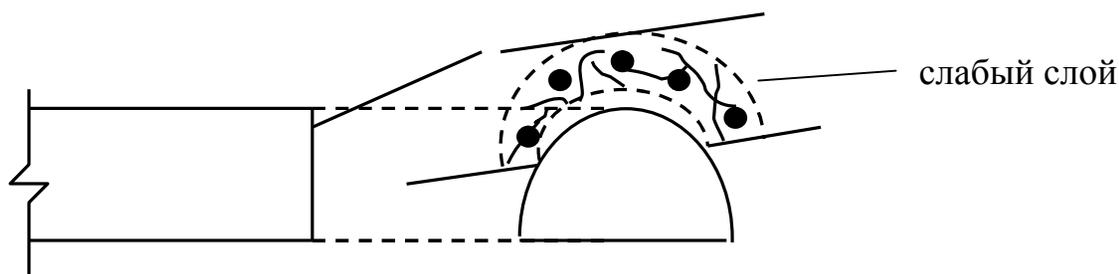


Рисунок 6.5. Схема опережающего упрочнения вмещающих пород.

6.3 Создание локальной зоны разгрузки вокруг выработки

1) Проведение выработки широким забоем (с возведением двухсторонних бутовых полос) показано на рис. 6.6.

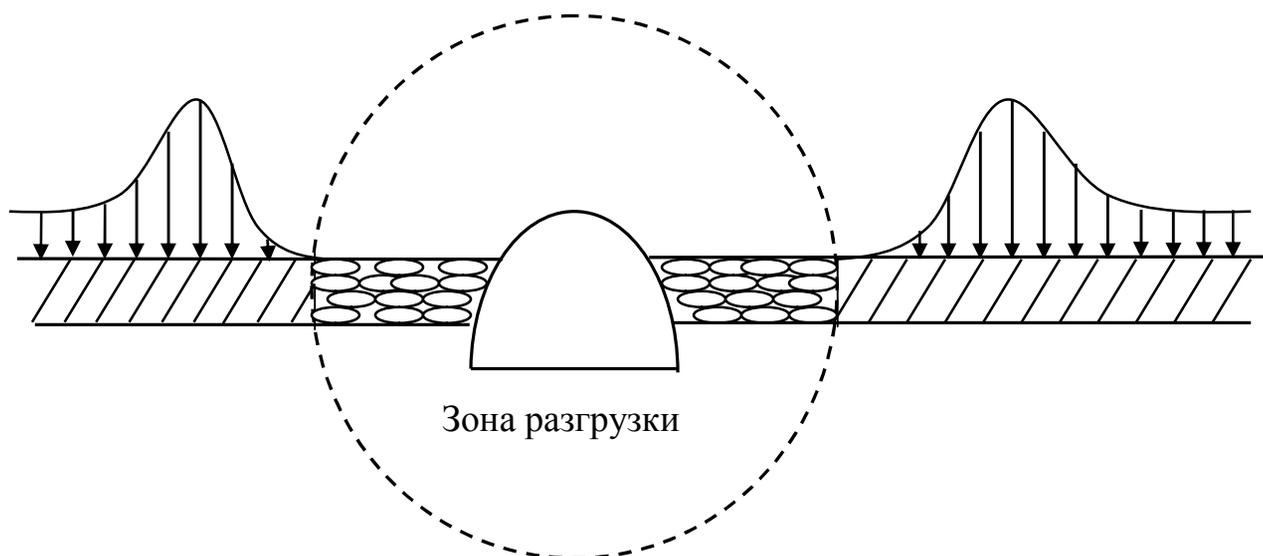


Рисунок 6.6. Проведение выработки с двухсторонней раскоской.

Согласно ПБ при длине раскоски более 5м необходимо проводить параллельную специальную выработку для обеспечения проветривания этой раскоски. Поэтому этот способ применяется при сплошной системе разработки — «лава-штрек».

При обратном порядке обработки лав придется проводить откаточный и вентиляционный просеки и сбойки между просеками и штреками. Эти дополнительные затраты, превышающие затраты на поддержание выработки, а также резкое усложнение схем транспорта и вентиляции сводят на нет эффект от создания зоны разгрузки.

2) Бурение разгрузочных скважин.

Этот метод предложен ДонУГИ (рис. 6.7)

Суть данного метода заключается в бурении разгрузочных скважин со стороны массива угля с указанными на рисунке параметрами. Под воздействием опорного давления целики между скважинами раздавливаются и максимум опорного давления смещается в глубь массива, вокруг выработки формируется локальная зона разгрузки. Породы кровли с обеих сторон выработки оседают примерно на одинаковую величину, крепь работает в податливом режиме. В результате этого, по данным ДонУГИ, трудоемкость поддержания выработки снижается в 2-3 раза (по сравнению с отсутствием скважин). Разгрузочные скважины необходимо бурить впереди лавы, за зоной опорного давления.

Как правило, при прямом порядке обработки лавы бурение скважин и проходческие работы мешают друг другу. Поэтому этот способ целесообразно применять при обратном порядке обработки лавы.

Несмотря на хорошие геомеханические показатели, данный способ практически не применяется по двум основным причинам:

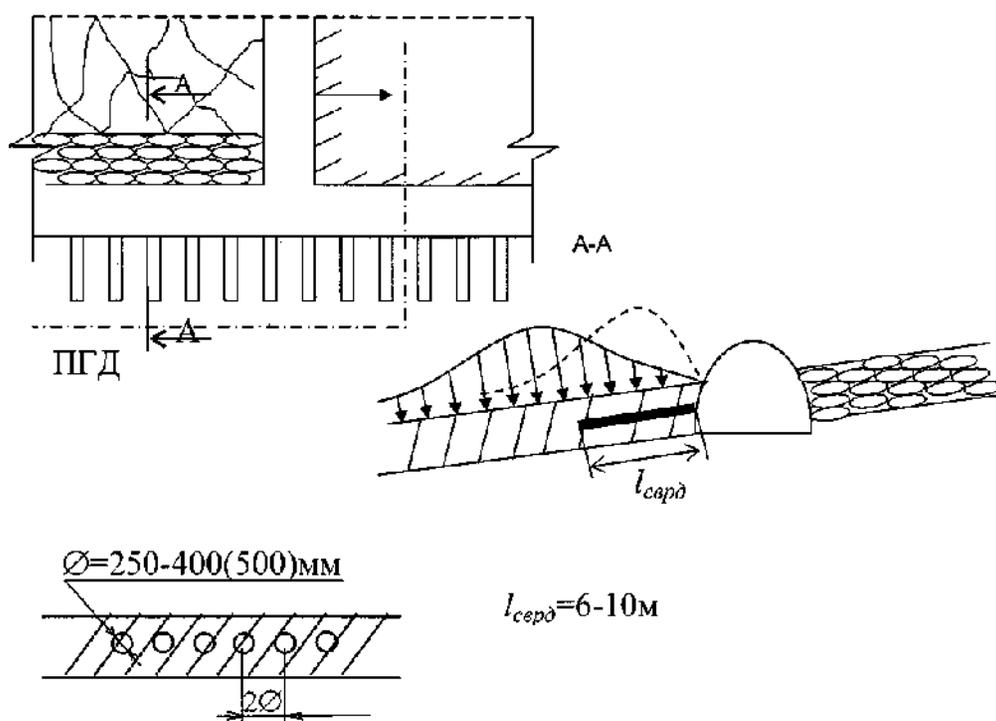


Рисунок 6.7. Создание локальной зоны разгрузки путем бурения разгрузочных скважин.

- 1) в месте бурения разгрузочных скважин мощность пласта уменьшается на $0,5\varnothing$. В связи с этим применяемая по всей длине призабойная крепь может не пройти по типоразмеру (высоте);
- 2) породы кровли в этом месте имеют повышенную трещиноватость. Это приводит к увеличению вывалов и травматизму ГРОЗ. Для исключения этого необходимо упрочнять породы кровли или повышать плотность призабойной индивидуальной крепи. В любом случае это приводит к дополнительным затратам и снижению эффективности данного способа. Можно применять при столбовой системе разработки для борьбы с пучением.
- 3) *Взрывоцелевая разгрузка.*

Суть ВЦР заключается в камуфлетном взрывании зарядов ВВ в разгрузочных шпурах, пробуренных в боках выработки, одновременно со шпурами в проходческом забое (рис. 6.8). В результате взрывания зарядов ВВ возникают зоны повышенной трещиноватости. Они должны накладываться друг на друга.

За счет этого формируется локальная зона разгрузки. Максимум локальной концентрации напряжений смещается в глубь массива. Взрывание зарядов ВВ в шпурах приводит к перерезанию слоев, склонных к пучению, к ускорению формирования ЗНД с меньшими размерами, чем при отсутствии ВЦР, к более равномерному распределению нагрузки по периметру крепи. В результате, согласно шахтным наблюдениям, пучение почвы уменьшается в 2-3 раза, но при этом смещения пород кровли возрастают в 1,1-1,15 раза, смещения боков практически не изменяются. Параметры ВЦР следующие: $l_{ш}=1,5-2,5м \approx (0,5B)$. Расстояние между шпурами 0,5-2 м. Масса ВВ при применении Т-19 — 0,6-0,9кг; а при А-10 — 0,5-1кг. Здесь В — ширина выработки.

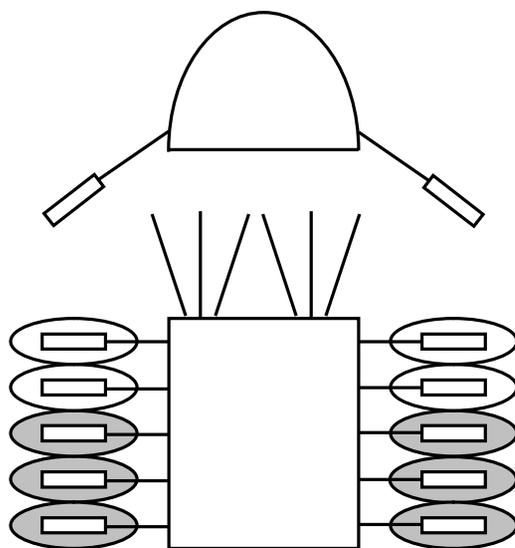


Рисунок 6.8. Создание локальной зоны разгрузки с помощью ВЦР.

Степень замедления в разгрузочных шпурах возрастает в направлении от уже взорванных к забою выработки. При этом степень замедления у них выше, чем в проходческом забое. Одновременно можно взрывать с каждой стороны выработки не более 6 шпуров. Забойка состоит из двух и более гидроампул и не менее 0,5м глиняной забойки.

ВЦР дает экономический эффект до 40-60% на 1 м в год от стоимости проведения. Отставание во времени от взятия заходки до взрывания разгрузочных шпуров не должно превышать 1-3мес. Потому что ВЦР должна проводиться до момента формирования ЗНД. Если проводить ВЦР после формирования ЗНД, ВЦР нарушает установившееся равновесие системы «крепь-порода», приводит к увеличению размеров ЗНД, а, следовательно к увеличению нагрузки на крепь, т.е. к ухудшению её состояния.

4) Проведение компенсационных щелей.

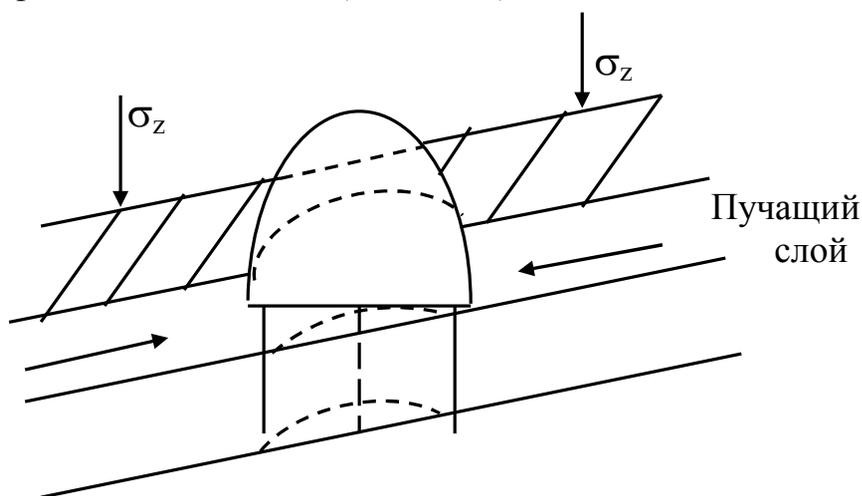


Рисунок 6.9. Схема расположения компенсационных щелей.

Компенсационные щели бурятся вертикально в почву выработки в 1(пунктир) или 2 ряда. Параметры аналогичны ВЦР (рис. 6.9).

На шахтах Воркуты компенсационные щели выполнялись барошнековой машиной (БШМ), изготовленной на базе комбайна ГШ68.(рис. 6.10)

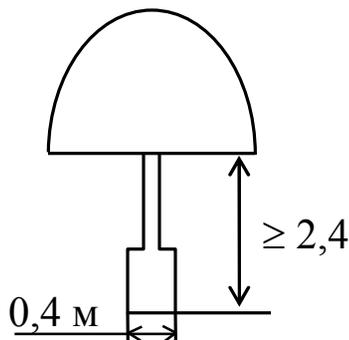


Рисунок 6.10. Параметры компенсационной щели при проведении ее БШМ.

Компенсационные щели перерезают пучающие слои ГП. До тех пор, пока бока этих щелей не будут сомкнуты силами, направленным складкообразованием, т.е. пучение пород почвы, будет отсутствовать.

6.4 Выбор рациональной технологии проведения и крепления горных выработок

1) *Проведение горных выработок с помощью проходческого комбайна*, по сравнению с БВР, позволяет получить более ровный контур обнажения, уменьшить переборы горной породы. Все это обеспечивает более быстрое включение в работу крепи, создание системы «крепь - порода», что в конечном итоге повышает устойчивость выработки.

2) *Выбор рациональной формы поперечного сечения.*

Для горизонтальных и наклонных горных выработок, проведенных в слоистых реальных горных породах, наилучшим сечением является эллиптическое, т.к. в этих условиях ЗНД имеет овальную форму, вытянутую в направлении, перпендикулярном напластованию.

Опыт показывает, что достичь существенного повышения устойчивости горной выработки на больших глубинах ($H > 700-800\text{м}$) только путем выбора формы поперечного сечения выработки не удастся.

Реально на шахтах форма поперечного сечения выработки выбирается исходя из коэффициента использования сечения, а так же типа пород, залегающих в кровле пласта (при залегании в кровле известняка или песчаника, как правило, применяют трапециевидную крепь), чаще всего принимается арочная форма.

3) *Создание системы «крепь-порода».*

Многолетний опыт угледобывающих стран показал, что идти по пути повышения несущей способности крепи (применения более тяжелых спецкрепей, уменьшения шага установки крепи) не целесообразно. Необходимо создавать систему «крепь-порода», т.е. включать в работу вместе с крепью вмещающие ГП. Мировой опыт показывает: качественная забутовка закрепного пространства мелкой породой или его тампонаж увеличивает несущую способность системы в 2-3 раза. При этом смещения пород на контуре выработки уменьшаются в 1,2-1,4 раза.

Чехи применили набрызгбетон по периметру крепи (рис. 6.11) при применении металлической решетчатой затяжки. Это позволило уменьшить смещения на 20-25%.

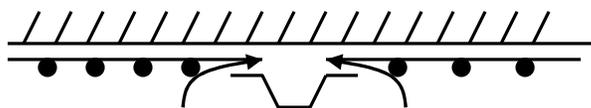


Рисунок 6.11. Применение набрызгбетона по периметру крепи.

В ФРГ применяют рукава «Буллфлекс» (рис. 6.12). Мягкая прочная оболочка вкладывается в желоб арки по всему периметру. В этот рукав насосом подается быстротвердеющий расширяющийся состав. Через несколько минут (до двух часов), происходит его расширение и за

прижимается к массиву, и арка включается в работу. Эффект аналогичен применению набрызгбетона.

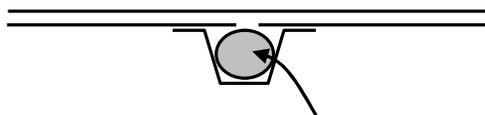


Рисунок 6.12. Схема установки рукавов «Буллфлекс»

4) Двойная проходка.

Сущность проведения выработки в два этапа состоит в том, что сначала проводится опережающая выработка сечением S_1 , составляющим 50 – 60% от проектного S_2 . После образования вокруг нее ЗНД выработка расширяется до проектного сечения (рис. 6.13).

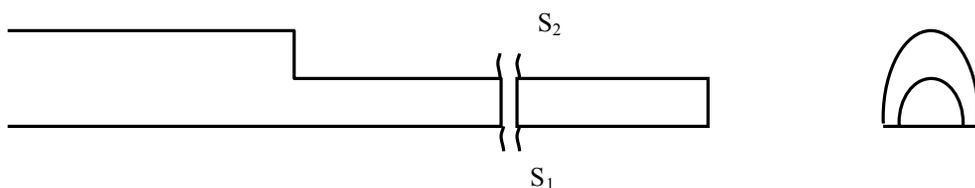


Рисунок 6.13. Схема проведения выработки в два этапа.

Способ обеспечивает хорошую устойчивость горной выработки, но в связи с большой трудоемкостью и невозможностью использовать выработку в течении нескольких месяцев, пока не сформируется локальная зона разгрузки (ЗНД) вокруг опережающей выработки, практически не применяется.

5) Проведение выработки в ранее разгруженном массиве.

Идея способа заключается в бурении скважин из забоя выработки, взрывания в них минных зарядов, образующих зону разгрузки в результате разрушения горных пород, и проведения в этой зоне горной выработки (рис. 6.14).

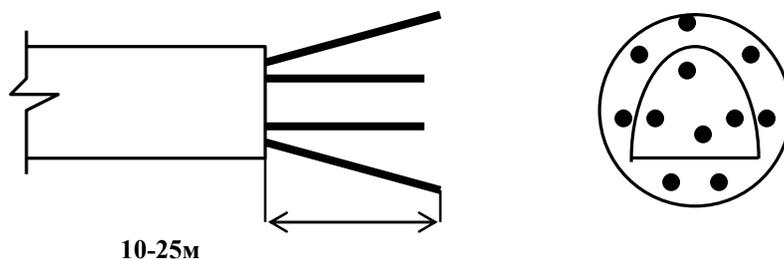


Рисунок 6.14. Проведение выработки по разрушенным породам.

Этот метод не нашел применения из-за большой вероятности вывалов в период проходки и большого объема БВР.

Модификация данной идеи заключается в бурении скважин не по площади, а вокруг выработки. После взрывания в них минных зарядов образуется зона разрушенных пород — пониженных напряжений (рис. 6.15).

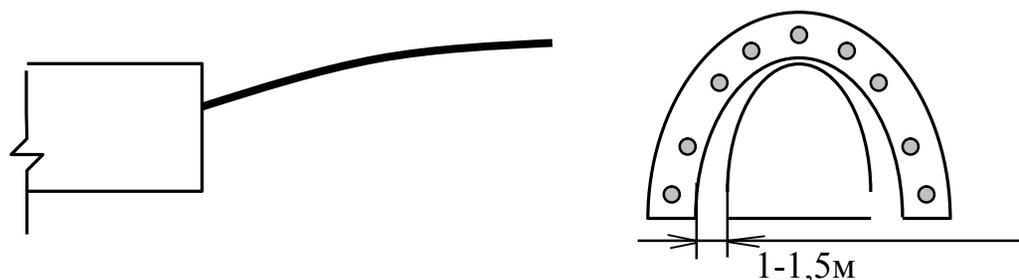


Рисунок 6.15. Создание зоны разгрузки вокруг выработки.

Эта схема лучше предыдущей, т.к. в месте проведения выработки трещиноватость пород практически не увеличивается. Большой объем буровзрывных работ остается. Кроме того, необходимо бурить скважины с их изгибом. На шахтах Донцека успешно испытан станок для направленного бурения скважин.

б) Предварительный распор.

На практике применяются две схемы предварительного распора.

а) Схема ДПИ. (рис. 6.16)

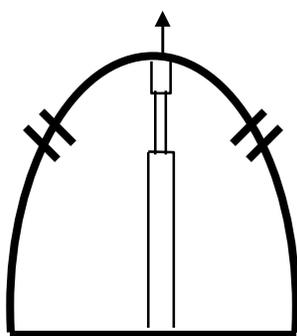


Рисунок 6.16. Схема предварительного распора ДПИ.

Гидравлические стойки с насадками ставятся под возводимую у забоя проводимой горной выработки раму (арку). После создания распора гидравлическими стойками затягиваются замки на арке. З:

усиления. Предварительный распор позволяет быстро включить в работу крепь. Отпор крепи уменьшает размер ЗНД, перемещения пород на контуре выработки и в итоге нагрузку (давление) на крепь, повышая устойчивость выработки.

Применение в схеме а) горизонтальной стойки с насадкой резко усложняет и повышает трудоемкость возведения арки.

б) *Схема МГИ (рис 6.17).*

Схема б) лучше, чем схема а), т.к. она обеспечивает прижатие и верхняка, и ножек к породному обнажению одновременно в вертикальном и горизонтальном направлениях. Создается система «крепь-порода».

Предварительный распор уменьшает смещения на 20-30%.

Способ перспективен.

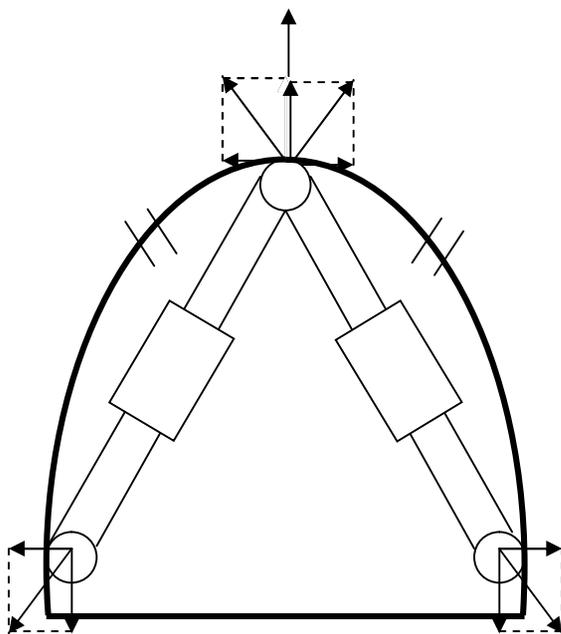


Рисунок 6.17. Схема предварительного распора МГИ.

6.5 Комбинированные способы.

Комбинированные способы представляют собой различные технически целесообразные комбинации ранее рассмотренных способов повышения устойчивости подготовительных горных выработок. Рассмотрим на примере АРПУ.

Активная разгрузка с последующим упрочнением (АРПУ) (рис 6.18).

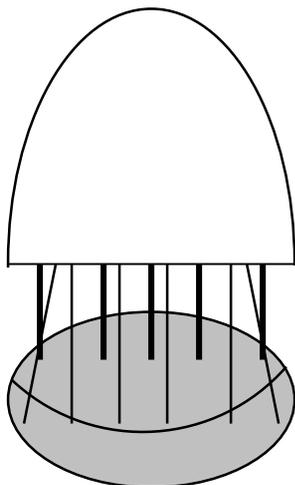


Рисунок 6.18 – Схема АРПУ

Суть способа заключается в следующем: бурятся шпуровые отверстия, в них производится камуфлетное взрывание ВВ. Возникает область разрыхленных пород. Потом бурятся более короткие шпуровые отверстия и в них под давлением нагнетается упрочняющий состав. АРПУ уменьшает пучение почвы в 2-4 раза. По сравнению с ВЦР, метод более эффективен, но он более дорогой, многооперационный, требует спецоборудования, высокой квалификации рабочих. Поэтому применяется в выработках с большим сроком службы.

6.6 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела

6.6.1. Привести условия, при которых используется анкерное крепление.

6.6.2. Обосновать условия использования способа нагнетания укрепляющих соединений.

6.6.3. Охарактеризовать способы, которые используются для создания локальной зоны разгрузки.

6.6.4. Дать характеристику технологии нагнетания укрепляющих соединений.

7. СХЕМА СДВИЖЕНИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД И ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГОГО ПЛАСТА ОДИНОЧНОЙ ЛАВОЙ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь рассчитывать параметры процесса сдвига толщи горных пород при отработке пологого пласта одиночной лавой.

На момент сдачи шахты в эксплуатацию проводится до 40 км и более выработок. На действующих шахтах поддерживается до 60 км и более выработок. Около 90% суммарной протяженности горных выработок испытывают влияние очистных работ. Существует две общепризнанные схемы сдвижения ГП: ДПИ и ВНИМИ. Принципиального отличия между ними нет. В схеме ДПИ выделяют 9 характерных зон (рис. 7.1).

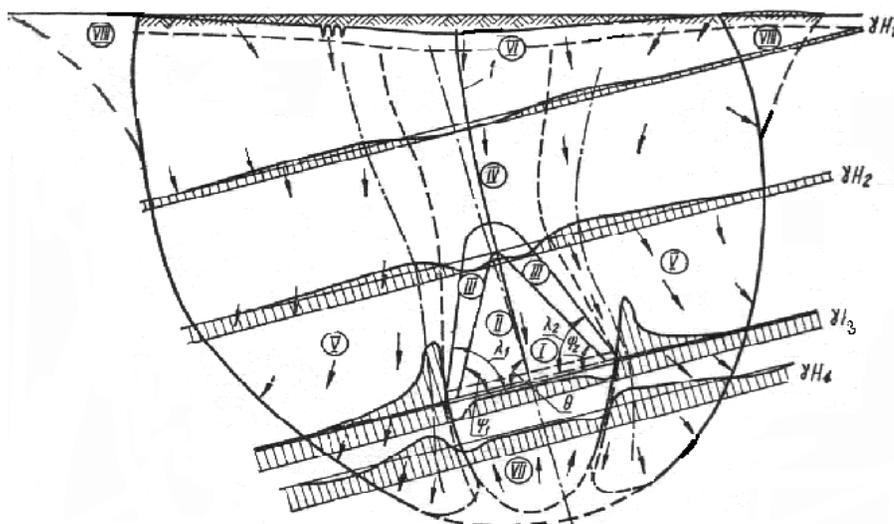


Рисунок 7.1. Схема сдвижения толщи горных пород.

В результате выемки угольного пласта в зоне влияния лавы происходит сдвижение подработанной толщи ГП и изменение напряженного состояния, формируются следующие зоны:

I зона — зона беспорядочного обрушения ГП, $h_I=(2-6)m$

При обрушении ГП дробятся на мелкие куски, образуя подзону мелкодробленых пород. Ее высота равна $(1-2)m$. В этих породах проводятся выработки по обрушенным и уплотненным породам. Вышележащие породы I зоны обрушаются блоками, более крупными кусками. Связь этих пород с окружающими породами отсутствует. При обрушении породы I зоны увеличиваются в объеме ($K_p=1,6-2,2$) и подбучивают вышележащие породы II зоны.

II зона — зона полных сдвижений ГП.

$h_{I+II}=(0,8-1)l$, где l — длина лавы.

В результате разрушения слоев ГП во II зоне возникает боковой распор (за счет увеличения объема). В результате подбучивания породами I зоны и бокового распора отдельные блоки из слоев не выпадают. Поэтому после завершения сдвижения слои ГП II зоны занимают положение, параллельное исходному. Породы II зоны можно сравнить с сухой кирпичной кладкой.

Породы I и II зон составляют ядро свода полных сдвижений. По бокам ядра располагается III зона.

III зона — зона максимальных деформаций и прогибов ГП. Ширина этой зоны: $b_{III}=(1-2)l_{обр. о.к.}$

где $l_{обр. о.к.}$ — шаг обрушения пород основной кровли.

Когда над менее жестким слоем ГП расположен более жесткий слой, тогда происходит расслоение пород в III зоне. В противном случае расслоение не происходит (рис.7.2).

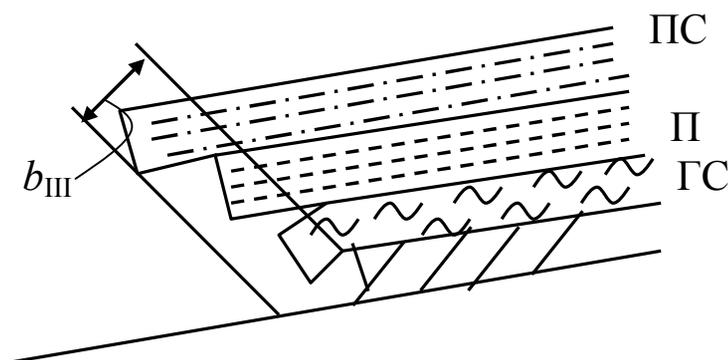


Рисунок 7.2. Характер деформаций горных пород в III зоне.

Забои дегазационных скважин, пробуренных на вышерасположенные спутники, должны попадать в III зону, в которой скапливается метан. При этом эффективность дегазации будет максимальной.

Нельзя располагать выработки выше расположенных пластов или полевые в III зоне, т.к. в результате сдвижения пород III зоны крепь выработки будет полностью деформирована.

I, II и III зоны образуют свод полных сдвижений. Этот свод ограничивается углами полных сдвижений: по падению ψ_1 , по восстанию — ψ_2 и по простиранию — ψ_3 .

На пологом падении для уже отработанной лавы эти углы равны между собой $\psi_1 \cong \psi_2 \cong \psi_3 = 60^\circ - 70^\circ$. Для отработываемой лавы $\psi_1 \cong \psi_2 = 60^\circ - 70^\circ$, а $\psi_3 = 45^\circ - 55^\circ$.

В вершине свода полных сдвижений залегает плита (слой прочных пород), конфигурация которой в уменьшенном масштабе повторяет форму выработанного пространства. Длина этой плиты по падению l_0 — предельный пролет, составляет 10-50м.

Над сводом полных сдвижений расположена IV зона.

IV зона — зона плавных прогибов слоев без их деления на отдельные блоки (нет трещин в слоях, т.к. прогибы малы). По анало

зоне возможно расслоение ГП. Границы IV зоны установлены на моделях из эквивалентных материалов. Определить их в шахтных условиях невозможно.

V зона — зона проявления опорного давления.

Опорное давление обуславливается весом зависающих над выработанным пространством консолей (I) и пород IV и VI зон (II). Для слоев ГП с одинаковой жесткостью место защемления консолей будет находиться на перпендикуляре, проведенном через кромку угольного пласта (рис. 7.3).

Для идеально упругого угольного пласта максимум опорного давления находился бы над кромкой массива (эпюра 1). В реальных условиях, в результате отжима угля максимум опорного давления смещается в глубь массива на величину a (эпюра 2). Для условий Донбасса

$$a=1/3*L_{оп.}$$

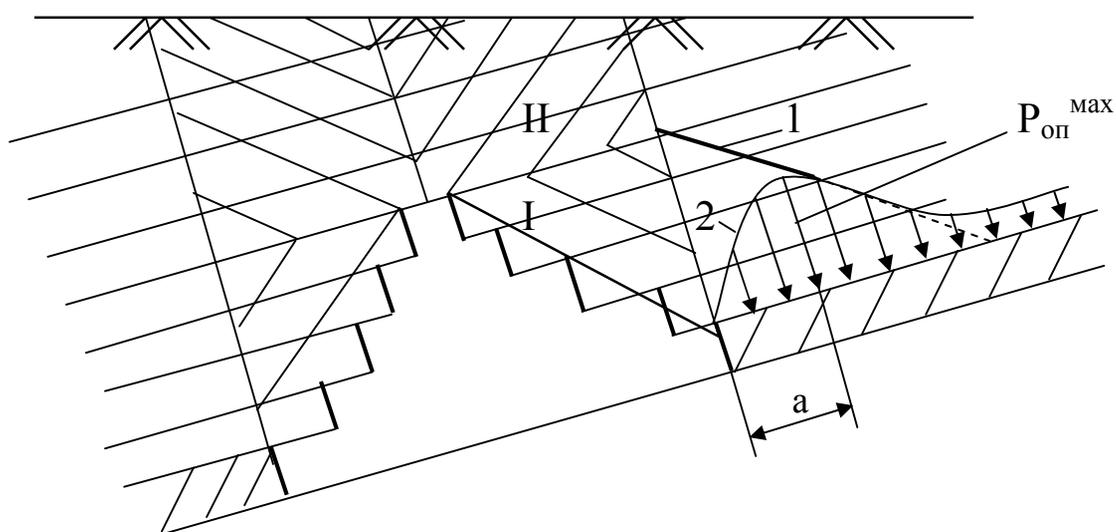


Рисунок 7.3. Схема, объясняющая возникновение опорного давления.

В почву пласта опорное давление распространяется на расстояние равное $(1 \div 2) L_{оп.}$. По мере удаления от пласта в кровлю размер зоны опорного давления $L_{оп}$ возрастает, а $P_{оп}^{max}$ уменьшается.

При удалении от разрабатываемого пласта в почву и $L_{оп}$ и $P_{оп}$ уменьшаются. Это объясняется поглощением энергии, затраченной на сжатие слоев ГП, а также рассеиванием энергии при отсутствии в узлах кристаллической решетки ионов, т.е. при дефекте кристаллической решетки.

При необходимости расположить полевую выработку в зоне опорного давления, исходя из вышеописанного изменения параметров опорного давления, ее лучше расположить как можно дальше от пласта. Однако, соединяющая пластовый и полевой штреки сбойка будет «задавлена» при любом расположении штрека. Кроме того, с технологической точки зрения, полевые выработки проводятся на расстоянии от пласта, равном 10-40м.

Согласно ПБ при угле наклона сбойки более 10° , ее длина не должна превышать 30м.

Таким образом, располагать полевые выработки в зоне опорного давления не целесообразно.

Зона проявления опорного давления характеризуется двумя параметрами: L_{on} и K_{on}^{max} .

$$L_{on} = 250 \sqrt{mH} \left(\frac{1 + \frac{1}{f}}{90 + f^2} \right) * n \quad (7.1)$$

где m — вынимаемая мощность пласта, м;

H — глубина разработки, м;

f — коэффициент крепости вмещающих пород на контуре горной выработки;

n — коэффициент, учитывающий обрушаемость пород основной кровли.

Он имеет следующие значения:

легкообрушаемая	$l_{обр. о.к.} \leq 10\text{м}$	$n=0,6$
среднеобрушаемая	$l_{обр. о.к.} = 10-30\text{м}$	$n=0,8$
труднообрушаемая	$l_{обр. о.к.} > 30\text{м}$	$n=1,0$

$$K_{on}^{max} = P_{on}^{max} / (\gamma H) \quad (7.2)$$

Для шахт Донбасса $K_{on}^{max} = 2,5 \div 4,5$. По данным И.Л.Черняка — до 9.

VI, VIII, и IX зоны (на разрезе по простиранию) детально изучаются в курсе маркшейдерии. Для охраны подземных горных выработок значения не имеют. Поэтому в данном курсе они не рассматриваются.

VII зона — зона разгрузки.

Глубина зоны разгрузки составляет $h_{VII} = (0,5-0,8)l_{л.}$

В нетронутом массиве давление на единичную площадку почвы пласта сверху равно γH , реакция снизу равна этой же величине. После выемки угольного пласта на эту единичную площадку сверху давят только лишь породы свода полных сдвижений (давление резко уменьшилось), реакция снизу остается прежней, т.е. γH , происходит нарушение равновесия ГП. В результате этого породы почвы пласта поднимаются в выработанное пространство лавы. Происходит расслоение и увеличение в объеме этих пород и, как следствие, уменьшение величины напряжения в них, формируется зона разгрузки. По данным М.П.Зборщика поднятие пород почвы в средней части лавы в выработанном пространстве достигает 300мм.

Полевые выработки необходимо располагать в зоне разгрузки.

7.1 Контрольные вопросы для диагностики уровня усвоения материала.

7.1.1. Определить зоны, которые входят в свод полных сдвигов.

7.1.2. Привести характеристики факторов возникновения опорного давления.

7.1.3. Выполнить расчет длины зоны проявления опорного давления.

7.1.4. Охарактеризовать изменение опорного давления при отдалении от угольного пласта.

8. ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПО ПЕРИМЕТРУ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА. ИЗМЕНЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ЗОН ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И РАЗГРУЗКИ ПО МЕРЕ РАЗВИТИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь определять параметры свода полных сдвигов, зон опорного давления и разгрузки при разных вариантах развития очистных работ.

Выше рассмотренная схема сдвижения толщи ГП дана в статике для одиночной лавы, при отходе лавы от разрезной печи значительно большем ее длины. В реальных условиях в крыле панели или шахтного поля отрабатывается несколько лав. При этом схема сдвижения подработанной толщи ГП и перераспределения напряжений имеет отличия. Выделяют 4 варианта развития горных работ:

8.1. I вариант

Отрабатывается одиночная лава. При этом размеры выработанного пространства по падению L меньше, а по простиранию S больше средней глубины разработки H , т.е. имеет место неполная подработка земной поверхности. По мере отхода лавы от разрезной печи увеличивается высота свода полных сдвижений, увеличивается длина и масса зависающих над выработанным пространством консолей, увеличивается масса пород IV и VI зон, залегающих над плитой и консолями свода. Все это приводит к увеличению значений опорного давления $P_{оп}$ и длины проявления зоны опорного давления $L_{оп}$. Это увеличение будет происходить до тех пор, пока отход лавы от разрезной печи станет равен ее длине, пока выработанное пространство наберет «квадрат», т.е. $S=L$ (рис. 8.1).

В этом положении II происходит незначительное перераспределение опорного давления, а именно, увеличивается по восстанию и падению и уменьшается по простиранию выработанного пространства. Это изменение обуславливается весом ГП, показанных на разрезах горизонтальной штриховкой. При дальнейшем продвижении лавы (положение III) $P_{оп}$ и $L_{оп}$ остаются постоянными.

8.2. II вариант

При отработке очередной лавы, примыкающей к ранее выработанному пространству, своды полных сдвижений объединяются. Размеры суммарного выработанного пространства $S \geq H$; $L = (L_1 + l) < H$ обуславливают неполную подработку земной поверхности. В результате увеличения высоты суммарного свода полных сдвижений увеличиваются вес зависающих пространством консолей и вес выше лежащих пород. Это при

первым вариантом, к значительному увеличению $P_{оп}$ и $L_{оп}$. Увеличение $P_{оп}$ и $L_{оп}$ будет происходить до тех пор, пока отход лавы от разрезной печи станет равен суммарному размеру выработанного пространства по падению, т.е. $S_1=L=L_1+1$.

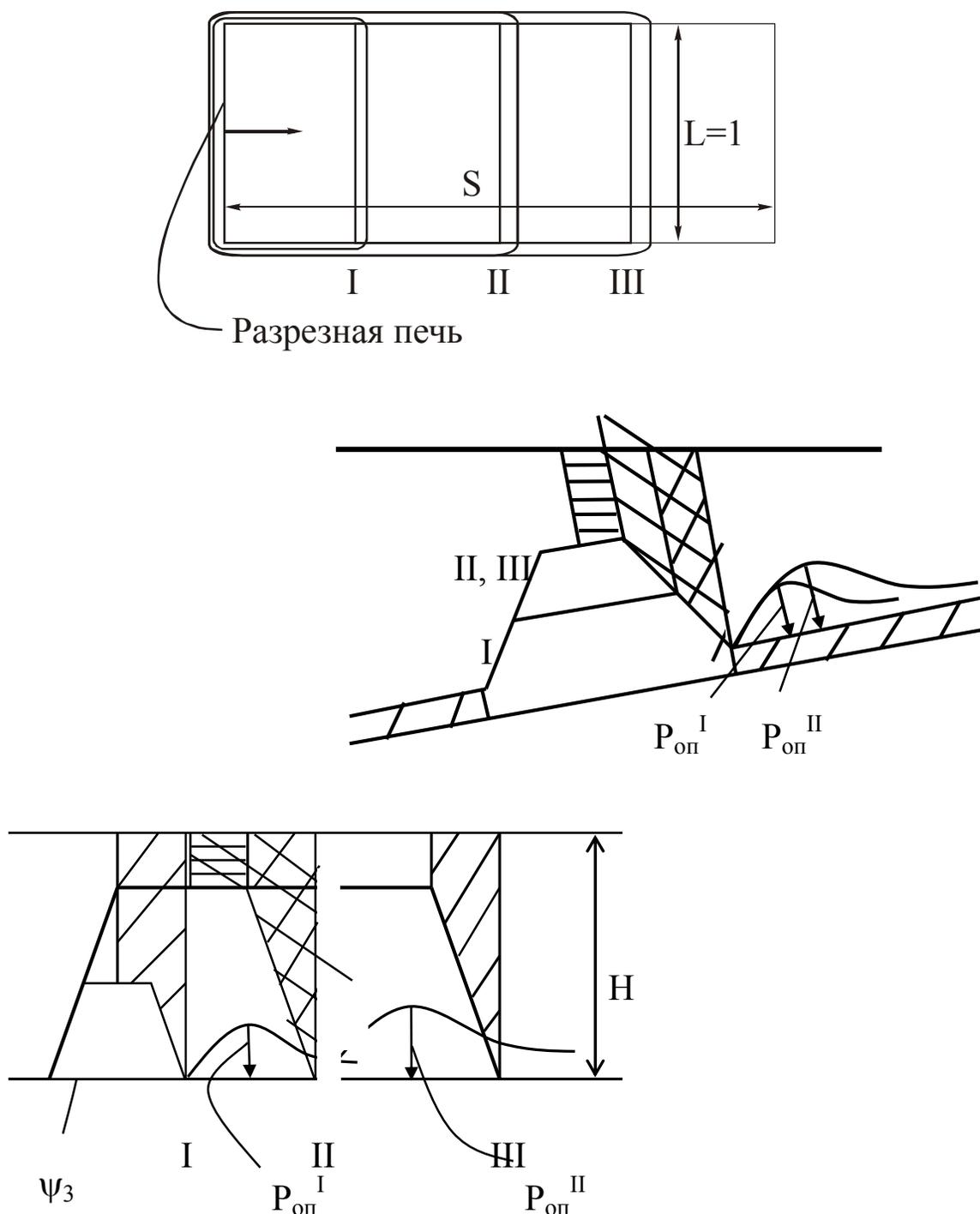


Рисунок 8.1. Перераспределение опорного давления в I варианте.

При отходе лавы от разрезной печи на величину равную ее длине $P_{оп}$ и $L_{оп}$ будут большими, чем в I варианте, а при

значения будут максимальными и при дальнейшем продвижении лавы остаются постоянными (рис. 8.2).

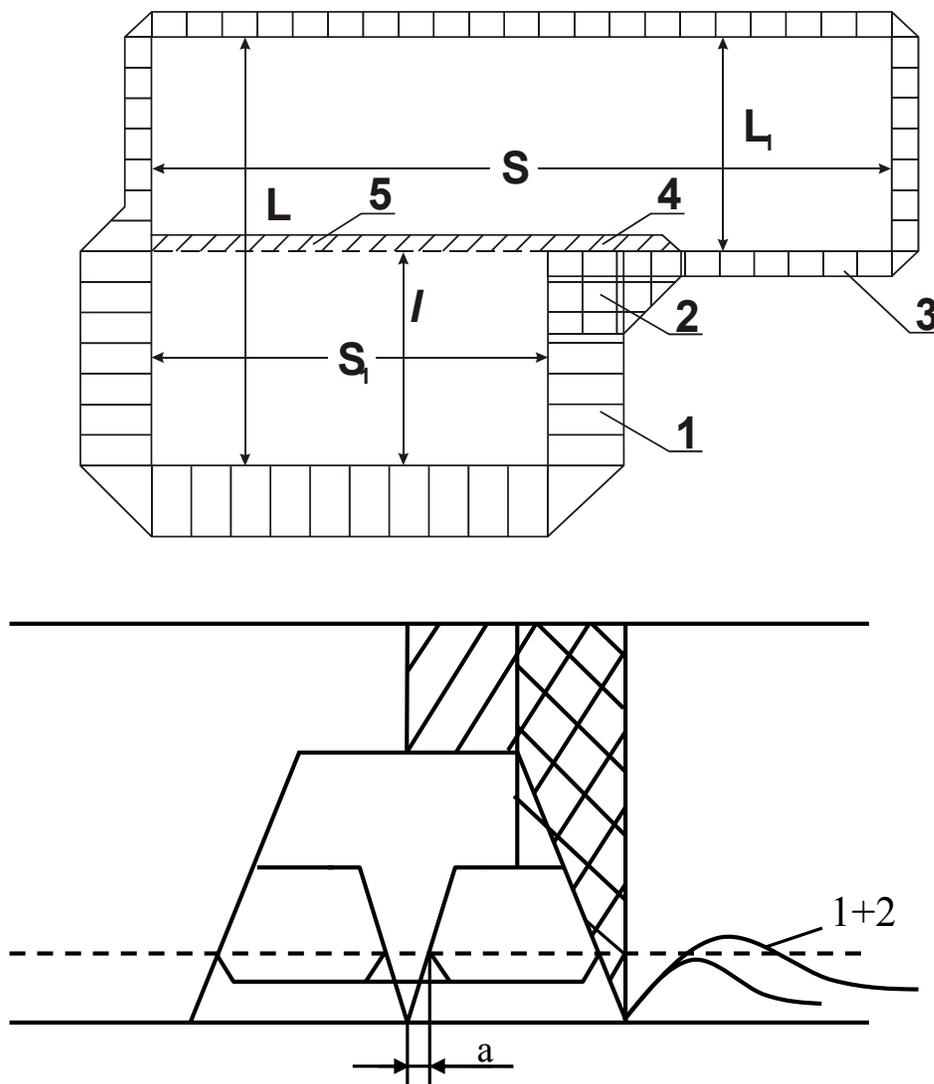


Рисунок 8.2. Перераспределение опорного давления во II варианте.

На вышеприведенном рисунке изображены:

- 1 — зона временного опорного давления впереди движущейся лавы.
- 2 — зона суммарного опорного давления (временное+стационарное) впереди движущейся лавы. Ее длина примерно в 1,5-2 раза больше, чем в зоне 1.
- 3 — зона стационарного опорного давления в окрестности ранее выработанного пространства.
- 4 — зона активизации (дополнительных сдвижений пород) впереди движущейся лавы.

5 — зона активизации сдвижений пород позади движущейся лавы над ранее выработанным пространством.

Длина по простиранию участка активного оседания пород над выработанным пространством позади движущейся лавы примерно равна длине обрабатываемой лавы.

8.3. III вариант

Характеризуется тем, что при отработке очередной лавы наступает полная подработка земной поверхности, т.е. $L=(L_1+1)\geq H$ и $S>H$. В этом случае по мере отхода лавы от разрезной печи $P_{оп}$ и $L_{оп}$ возрастают до тех пор, пока свод полных сдвижений не выйдет на поверхность, т.е. $S_1=H$, $L\geq H$ (рис. 8.3).

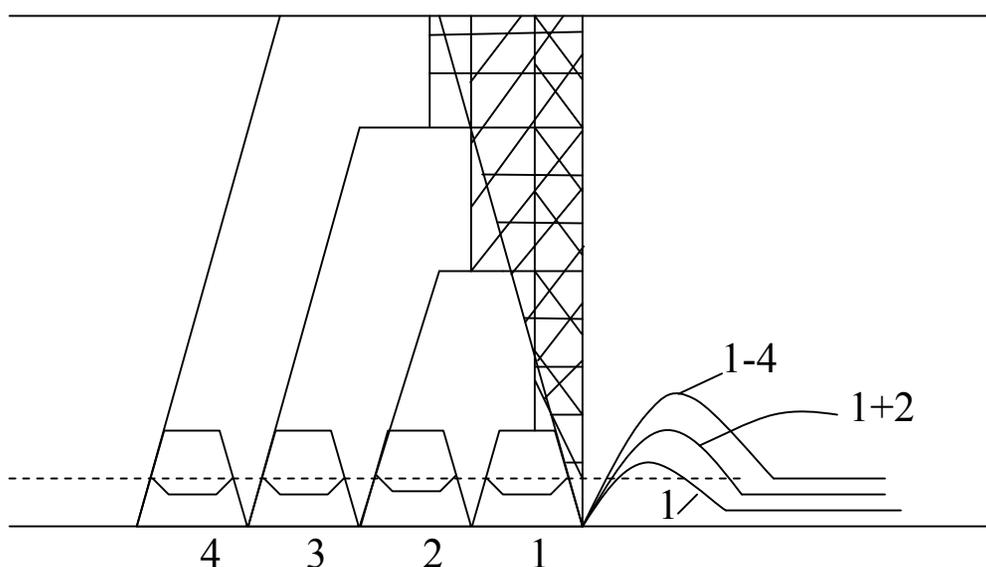


Рисунок 8.3. Изменение параметров свода полных сдвижений и зоны опорного давления в III варианте.

По мере увеличения выработанного пространства по падению увеличивается высота свода полных сдвижений, а, следовательно, и давление пород этого свода на почву отработанного пласта. Размер зоны разгрузки по падению возрастает каждый раз на длину лавы, высота зоны разгрузки возрастает более медленно. При выходе свода полных сдвижений на земную поверхность зона разгрузки примерно в середине выработанного пространства исчезает, так как на почву пласта сверху давит весь столб ГП до земной поверхности. Она сохраняется только под зависающими консолями. Причем глубина зоны разгрузки и эффект разгрузки у границ выработанного пространства больше, чем в средней части его (рис. 8.4).

8.4 IV вариант

Характеризуется соотношениями:

$$S > H; L_1 > L + l > H$$

В окрестности выработанного пространства опорное давление полностью стабилизируется. Подработанная толща полностью осела на почву пласта. При отработке каждой последующей лавы увеличивается площадь выработанного пространства, где зона разгрузки исчезла. Параметры зоны опорного давления $L_{оп}$ и $P_{оп}$ будут практически такими же, как и в III варианте.

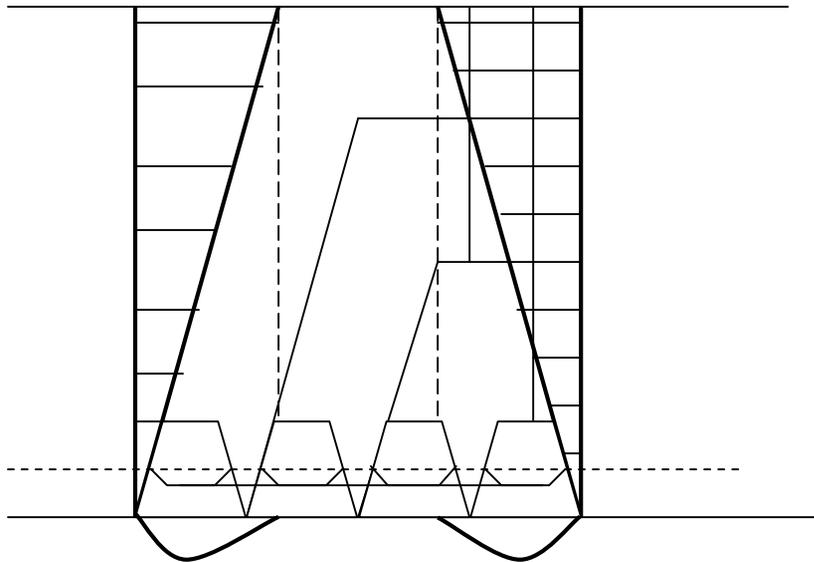


Рисунок 8.4. Зона разгрузки сохраняется под зависающими консолями горных пород.

8.5. Средства контроля уровня усвоения материала раздела.

8.5.1. Определить характер изменения параметров свод полных сдвигов в зависимости от варианта развития очистительных работ.

8.5.2. Определить соотношение размеров отработанного пространства к средней глубине разработки, при котором наступает полная подработка земной поверхности.

8.5.3. Привести характеристику изменения параметров зоны разгрузки при развитии очистительных работ.

9. МЕХАНИЗМ И ОСОБЕННОСТИ СДВИЖЕНИЯ ТОЛЩИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗРАБОТКЕ СВИТЫ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен самостоятельно установить порядок отработки пластов в свите.

Пласты в свите обрабатывают в нисходящем (сверху вниз) или в восходящем порядке (снизу вверх). Чаще пласты обрабатываются в нисходящем порядке.

Пласты разрабатывают в свите последовательно, и стремятся разрабатывать одновременно как можно меньшее их количество.

При одновременной отработке двух и более пластов горные работы по одному из пластов существенно опережают по падению или простиранию горные работы в смежном пласте. Имеет место подработка или надработка пластов.

Рассмотрим пример разработки двух пластов. Пласты обрабатываются в свите последовательно.

9.1 Особенности схемы сдвижения при разработке пластов в нисходящем порядке.

При отработке надработанного пласта m_1 сдвижение толщи пород междупластья будут практически такими же, как и при разработке одиночного пласта (рис. 9.1).

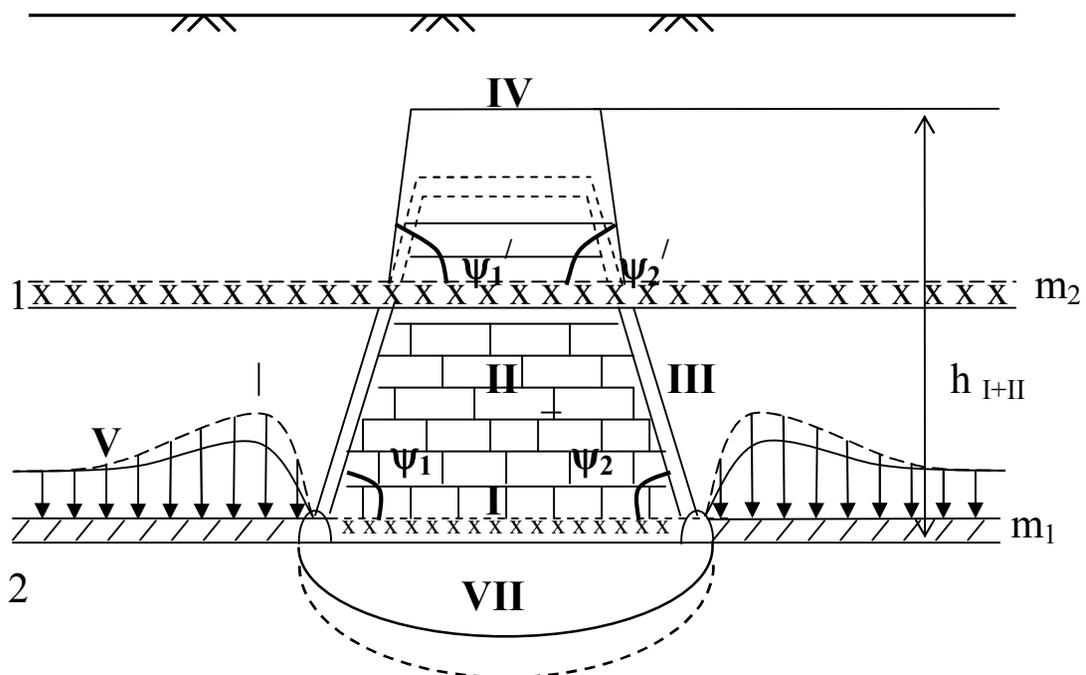


Рисунок 9.1. Особенности схемы сдвижения при разработке свиты пластов в нисходящем порядке.

На рис. 9.1 пунктиром показана картина при отработке пласта m_1 первым, т.е. при отработке одиночного пласта, а сплошной – при отработке свиты пластов в нисходящем порядке.

Породы, залегающие над верхним пластом, претерпевают повторную подработку, поэтому длина зависающих консолей уменьшится и углы полных сдвижений будут больше, чем при первичной подработке $\psi_1' \cong \Psi_2' \cong 70^\circ - 80^\circ$. Высота свода полных сдвижений и давление пород на почву пласта увеличатся.

В пределах области полных сдвижений в ранее подработанной толще сдвижения во времени будут происходить быстрее, чем сдвижения пород междупластья.

В зоне IV (плавных прогибов) сдвижения во времени будут протекать быстрее в связи с повторной подработкой, и площадь зоны IV на разрезе вкрест простирания будет больше по сравнению с разработкой одиночного пласта.

V зона — зона опорного давления. Опорное давление у границ выработанного пространства надработанного пласта будет меньше, чем при разработке одиночного пласта свиты. В связи с уменьшением длины, а, следовательно, и веса зависающих консолей и вышележащих пород.

Длина зоны проявлений опорного давления и коэффициент концентрации опорного давления будут меньше.

VII зона— зона сдвижений в сторону выработанного пространства (поднятия пород) или зона разгрузки.

При разработке надработанного пласта при прочих равных условиях зона VII будет меньше, чем при разработке одиночного пласта, так как увеличится давление на почву отработанного пласта пород свода полных сдвижений. Но степень разгрузки пород в зоне VII по величине будет больше, чем при разработке одиночного пласта.

9.2 Восходящий порядок отработки пластов в свите.

Породы, залегающие выше пласта m_2 , повторно подрабатываются. Поэтому углы полных сдвижений будут большими, чем при отработке одиночного пласта. Это приведет к увеличению высоты свода полных сдвижений по сравнению с отработкой одиночного пласта. На рис. 9.2 пунктиром показаны свод полных сдвижений, эпюра опорного давления и граница зоны разгрузки при отработке пласта m_2 как одиночного, а сплошной линией – как подработанного.

Опорное давление у границ подработанного пласта при прочих равных условиях будет меньше, чем у границ одиночного пласта.

Длина зоны проявления опорного давления у границ подработанного пласта по данным моделирования эквивалентными материалами примерно в 1,5-2 раза меньше, чем при разработке одиночного пласта. $P_{оп}$ также будет меньше.

По площади зона VII будет меньше, но эффект разгрузки будет больше.

При весьма малой мощности междупластья можно считать опорное давление практически одинаковым у границ наработанного и подработанного пластов.

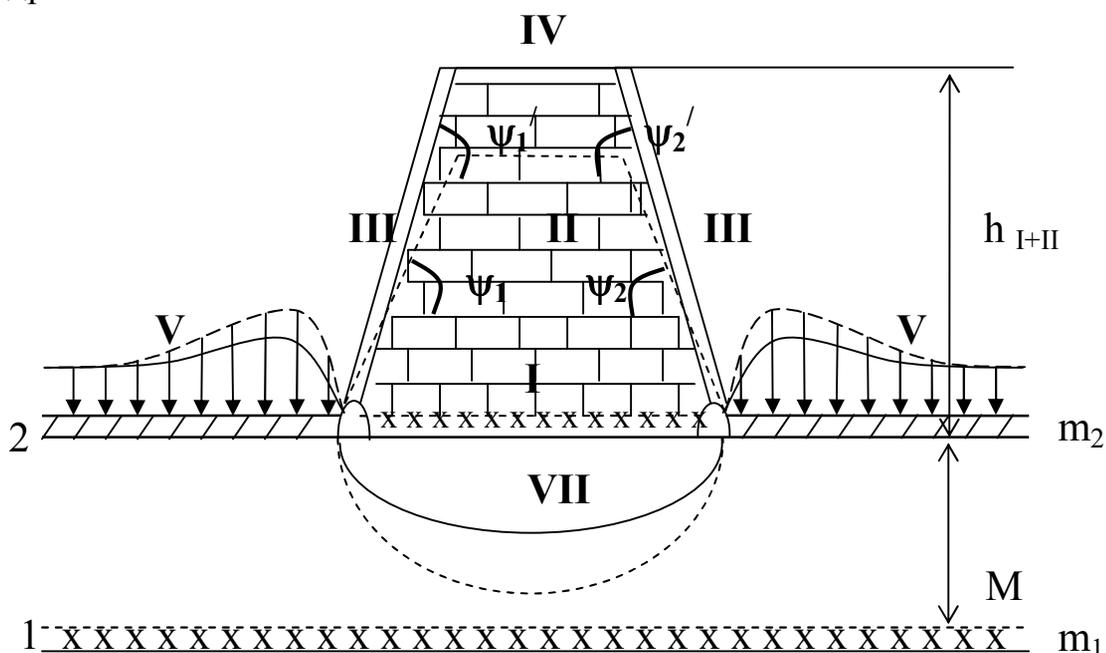


Рисунок 9.2. Схема сдвижения при разработке свиты пластов в восходящем порядке.

При одинаковых вмещающих породах пластов, как правило, применяется нисходящий порядок их отработки.

При разнопрочных вмещающих породах в первую очередь необходимо разрабатывать пласт с более прочными породами. Если более прочные вмещающие породы имеет нижний пласт, то необходимо учитывать, что подработка верхнего пласта допускается при $M \geq 6m_1$. Не допускается при этом подработка горных выработок верхнего пласта.

Опыт отработки пластов k_8 и l_1 на шахте «Новгородовская № 2» в восходящем порядке показал, что суммарные затраты на поддержание выемочных штреков этих пластов уменьшились по сравнению с нисходящим порядком в 1,5–2,0 раза.

9.3 Средства контроля уровня усвоения материала раздела.

9.3.1. Охарактеризовать особенности схемы сдвига при разработке пластов в нисходящем порядке.

9.3.2. Объяснить особенности схемы сдвига при разработке пластов в восходящем порядке.

9.3.3. Выполнить расчет параметра отдаленности между пластами, при котором возможно использовать восходящий порядок отработки свиты пластов.

10. ОСОБЕННОСТИ СХЕМЫ СДВИЖЕНИЯ ПРИ ОТРАБОТКЕ КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь правильно учесть особенности схемы сдвижения при отработке крутопадающих пластов по сравнению с пологими и их влияние на стабильность горных выработок.

На крутом падении процесс сдвижения подработанной толщи горных пород начинается с ее расслоения. Породы перемещаются в направлении, перпендикулярном напластованию. Тангенциальная составляющая силы веса, способствует отрыву кусков, блоков пород. Обрушившиеся породы скатываются в нижнюю часть лавы и подбучивают породы кровли, верхняя часть лавы остается практически не подбученной. В связи с этим схема сдвижения имеет, по сравнению с пологим падением, следующие особенности (рис.10.1):

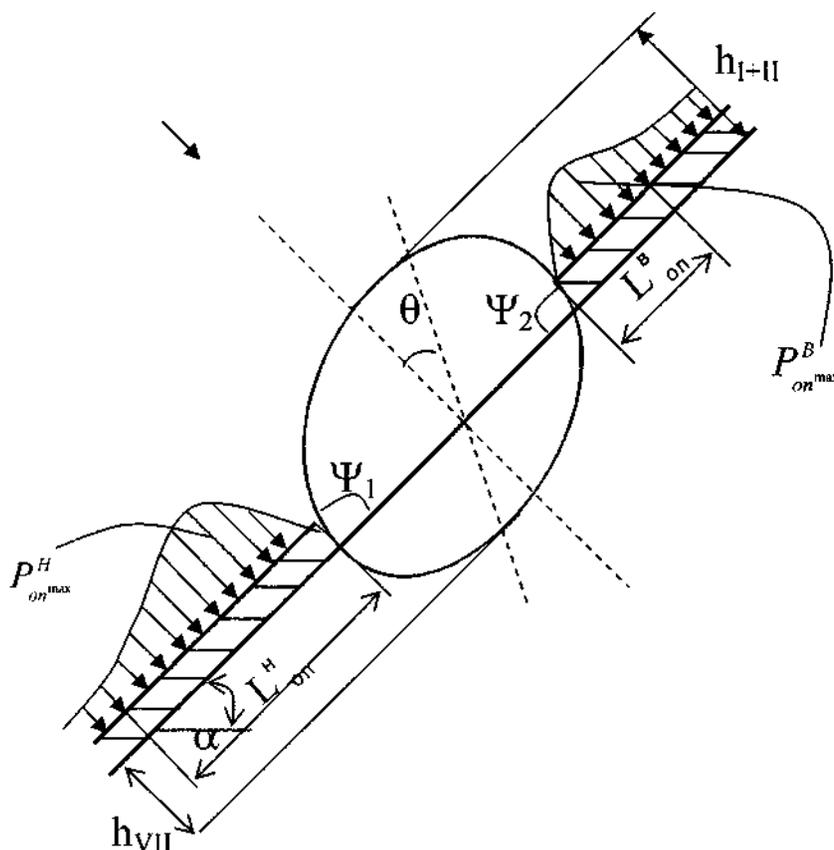


Рисунок 10.1. Схема сдвижения при отработке крутопадающего пласта.

- 1). $\Psi_2 > \Psi_1$. При этом Ψ_2 может быть больше 90° .
- 2). Т.к. длина зависящих консолей у откаточного штрека и глубина расположения откаточного штрека будут больше, чем у вентиляционного штрека, то и $L_{оп}^H > L_{оп}^B$, а так же $P_{оп}^{H max} > P_{оп}^{B max}$.

3). Максимум свода полных сдвижений и зоны разгрузки находятся на линии, проведенной к перпендикуляру к напластованию, восстановленному в центре лавы, под углом θ . Причем, при увеличении угла падения пласта (α) до 60° , θ увеличивается от 0 до 26° , и при дальнейшем увеличении угла падения от 60° до 90° происходит снижение θ от 26° до 0° ;

4). Уменьшаются высота свода полных сдвижений и глубина зоны разгрузки. $h_{I+II}=(0,6-0,8)l$; $h_{VII}=(0,5-0,7)l$.

5). На крутом падении на призабойную крепь в лаве или крепь подготовительной горной выработки оказывает влияние нормальная составляющая силы веса N (рис.10.2).

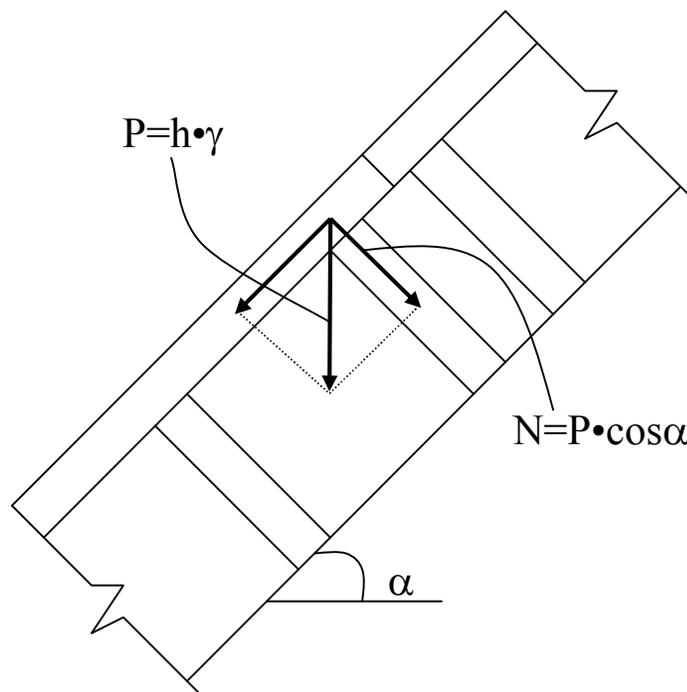


Рисунок 10.2. Силы, действующие на призабойную индивидуальную крепь в лаве.

Здесь: h — мощность пород, участвующих в пригрузке крепи. $h \leq 10-30$ м.

Т.к. средний угол разрабатываемых крутых пластов равен 60° , то при прочих равных условиях давление на крепи, а также $P_{оп}$ и $L_{оп}$ на крутом падении примерно в 2 раза меньше, чем на пологом.

В связи с этим состояние штреков на крутом падении, по сравнению с пологим падением, на первый взгляд должно быть лучшим. Однако, практически все штреки крепятся арочной крепью, имеющей вертикальное направление, а перемещение пород проис

перпендикулярном напластованию (рис.10.3). Поэтому происходит заклинивание замка и деформация крепи.

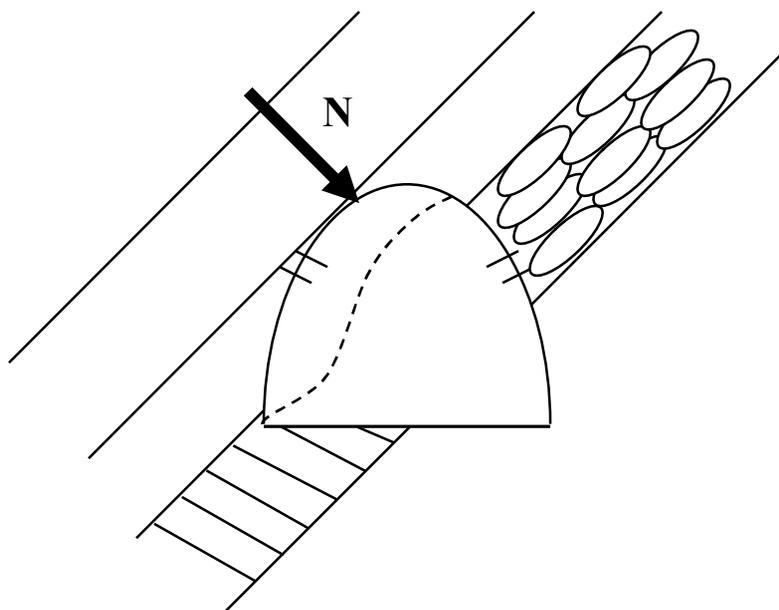


Рисунок 10.3. Направление действия нагрузки на крепь выработки.

Для того, что бы исключить перекрепление выработки, ее необходимо крепить четырехзвенной крепью, имеющей податливость как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях. В ДПИ была разработана четырехзвенная, податливая арочная крепь ПАК 4.

Она представляет собой четыре одинаковых элемента (сегмента). Многолетние шахтные испытания показали ее хорошую работоспособность.

10.1 Контрольные вопросы и задача.

10.1.1. Пересчитать особенности схемы сдвига при отработке крутопадающих пластов.

10.1.2. Охарактеризовать зависимость состояния выработок от изменения нагрузки при разработке крутоспадных пластов.

10.1.3 Привести способы улучшения состояния выемочных выработок крутых пластов.

11. ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ОЧИСТНЫХ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Опираясь на материалы раздела и справочную литературу, студент должен уметь рассчитать параметры взаимодействия локальной концентрации напряжения и опорного давления.

Ранее отдельно рассматривалось изменение напряженно – деформированного состояния ГП, вмещающих подготовительную выработку и возникновение локальной концентрации напряжений, а также схема сдвижения подработанной толщи ГП и возникновение опорного давления при отработке лавы.

При ведении очистных работ имеет место взаимное влияние очистных и подготовительных горных работ (рис. 11.1).

Рассмотрим для удобства изображения горизонтальное залегание пласта и II тип НДС.

На разрезе А-А изображена локальная концентрация напряжений непосредственно в забое откаточного штрека, вызванная его проведением. На разрезе по Б-Б изображены сформировавшаяся зона неупругих деформаций и смещение максимума локальной концентрации вглубь массива горных пород за ЗНД. На разрезе по В-В видно, что вдоль штрека опорное давление увеличивается от границы зоны опорного давления до максимума и далее остается постоянным. На эту эпюру накладывается локальная концентрация напряжений. Т.е., суммируются эпюры, изображенные на разрезах по В-В и по Б-Б. В итоге получаем суммарную эпюру напряжений, изображенную на разрезе по Г-Г.

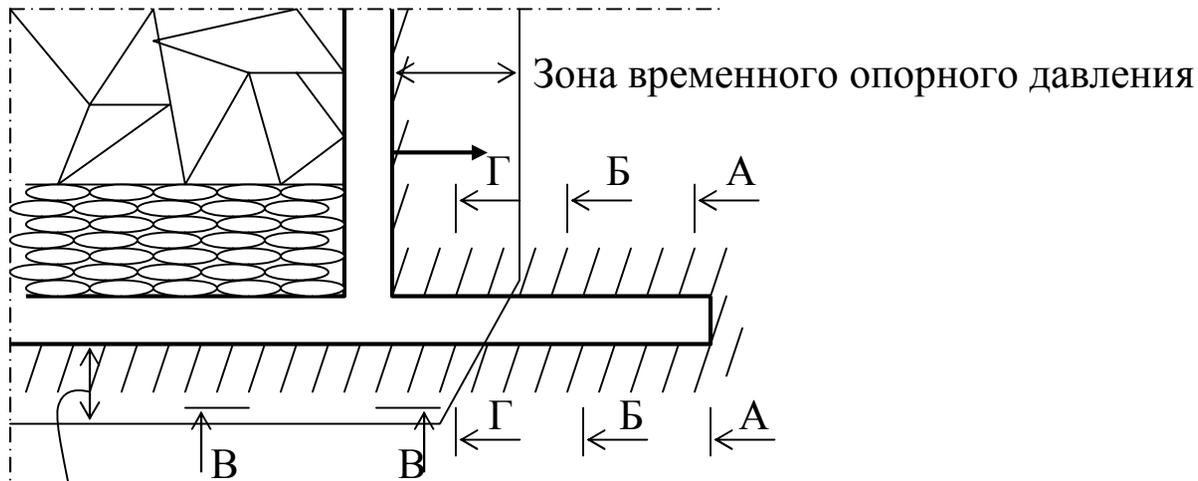
При отработке лавы по любой системе разработки происходит наложение зоны локальной концентрации напряжений, вызванной проведением подготовительной выработки, с зоной опорного давления, обусловленной отработкой лавы. В результате наложения эпюры локальной концентрации напряжения с эпюрой опорного давления в зоне влияния лавы происходит резкое увеличение значения напряжения в породах, вмещающих подготовительную выработку (см. разрез по Г – Г на рис. 11.1).

В результате наложения эпюр НДС вмещающих пород изменяется, увеличивается давление на крепь подготовительной горной выработки, ухудшается ее состояние.

11.1 Контрольные задачи.

11.1.1. Провести графоаналитический расчет взаимодействия локальной концентрации напряжений и опорного давления.

11.1.2. Дать прогноз следствий наложения локальных напряжений на опорное давление.



Зона стационарного опорного давления

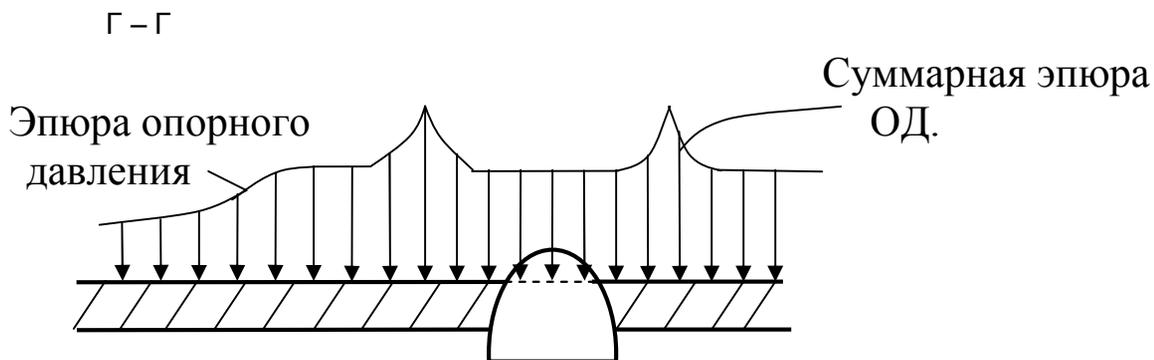
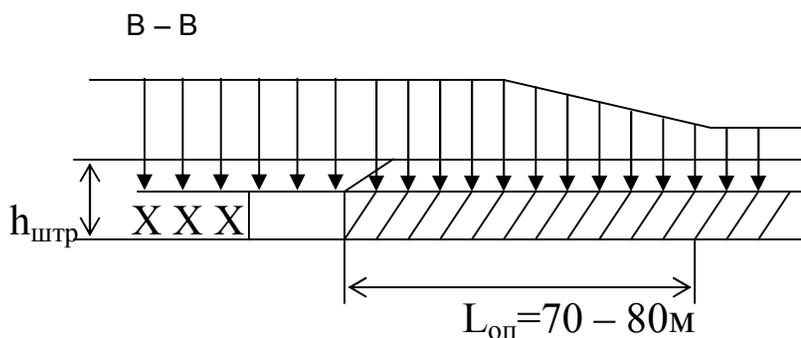
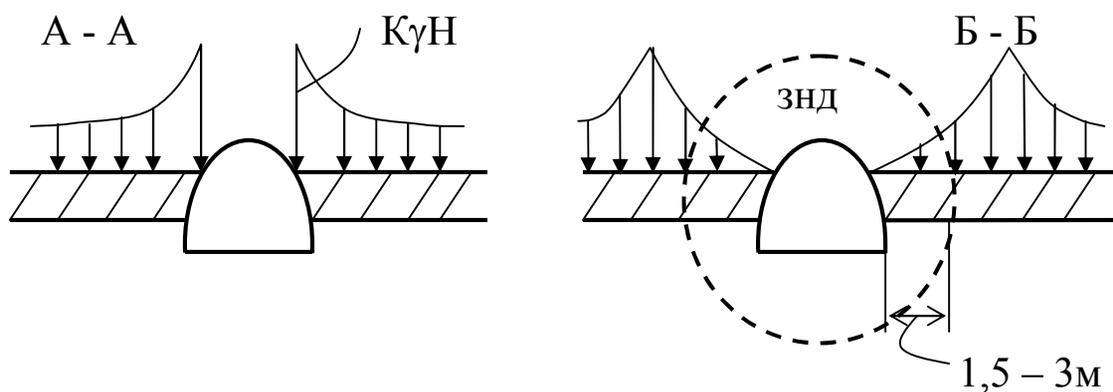


Рисунок 11.1. Взаимовлияние очистного и подготовки.

12. СТРУКТУРНАЯ ФОРМУЛА НАКОПЛЕНИЯ СМЕЩЕНИЙ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКЕ, ПРИЛЕГАЮЩЕЙ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ

Опираясь на материалы раздела и справочную литературу, студент должен уметь самостоятельно определять структуру накопления смещений в подготовительной горной выработке в зависимости от системы разработки.

В зависимости от принятой системы разработки величина смещений на контуре подготовительной выработки будет различной. Смещения рассчитываются для начала и конца выработки за весь срок ее службы. Рассмотрим структурные формулы напряжения смещений пород кровли.

Для откаточного штрека, проводимого с опережением по отношению к очистному забою большим, чем $L_{оп}$, смещения кровли равны (рис. 12.1):

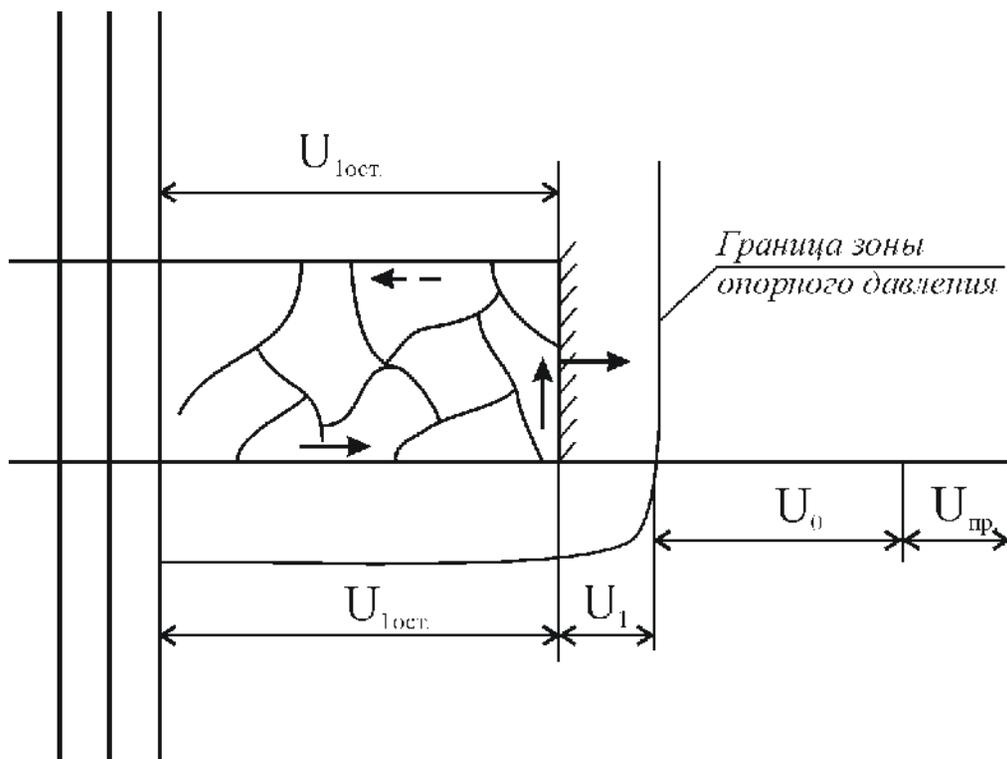


Рисунок 12.1. Сплошная система разработки без повторного использования штреков.

$$U_k = U_{пр} + U_0 + U_1 + U_{1ост}. \quad (12.1)$$

Для вентиляционного штрека, проводимого вслед за лавой и повторно не используемого

$$U_k = U_{1ост}. \quad (12.2)$$

$$U_k = U_{пр.} + U_0 + U_1 + U_{1ост.} + U_2 \quad (12.4)$$

В том случае, когда вентиляционный штрек вслед за лавой не погашается, необходимо в последней формуле добавить слагаемое $U_{2ост.}$.

В выше приведенных формулах приняты следующие сокращения:

$U_{пр.}$ — смещения, вызванные проведением выработки. В зависимости от технологии проведения они составляют от нескольких десятков до нескольких сот мм (примерно, до 280мм).

$U_0 = V_0 \cdot t_0$ — смещения вне зоны влияния очистных работ т.е., в массиве, где V_0 — скорость смещений в массиве (до 20-30мм\мес)

t_0 — время поддержания выработки в массиве, мес.

t_0 зависит от длины крыла и скорости подвигания лав.

U_1, U_2 — смещения в зонах влияния временного опорного давления соответственно при отработке 1-й и 2-й лав. Они составляют несколько сот мм (200-900).

$U_{1ост.}, U_{2ост.}$ — смещения в выработанном пространстве соответственно при отработке 1-й и 2-й лав

$$U_{1ост.} = m \cdot K_{охр.}, \quad (12.5)$$

где m — вынимаемая мощность пласта в мм.

$K_{охр.}$ — коэффициент, учитывающий податливость искусственных сооружений, возводимых для поддержания повторно используемой выработки.

$$K_{охр.} = 0,1 \div 0,6.$$

В Указаниях ВНИМИ 1978г. издания принималась $U_2 = 1,4U_1$. В последних Указаниях - $U_1 = U_2$, что не совсем правильно отражает реальность.

Для повышения устойчивости выработки, примыкающей к очистному забою, необходимо уменьшить значение суммарных смещений за весь срок ее службы. Этого можно достичь путем применения рациональной системы разработки (при сплошной — проведение штрека вслед за лавой. При столбовой — погашать штреки вслед за лавой. При комбинированной с преобладанием признаков столбовой — погашать вентиляционный штрек по мере отработки второй лавы), применением проходческого комбайна вместо БВР и т.д.

Для уменьшения смещений в нетронутым массиве U_0 необходимо применить наиболее подходящие мероприятия из рассмотренных ранее применительно к одиночной выработке (качественная забутовка или тампонаж закрепного пространства, применение рукавов “Буллфлекс” или набрызгбетона по периметру арки, ВЦР, предварительный распор). Все эти мероприятия выполняются в забое проводимой выработки. Сюда же относятся проведение выработки широким забоем или проведение в два этапа:

очистного забоя, за зоной опорного давления, т.е. в массиве, целесообразно применять упрочнение пород анкерами, проведение компенсационных щелей БВР или барошнековой машиной.

В зонах влияния опорного давления, а так же за лавой в зоне активного сдвижения подработанной толщи горных пород на участке (0,6-0,8)I лавы — устанавливать крепь усиления. Установка гидравлических стоек с насадками в качестве крепи усиления предпочтительнее установки деревянных ремонтин, т.к. при деревянных ремонтинах происходит концентрация опорного давления на меньшем протяжении выработки, чем при гидравлических стойках.

В случае поломки деревянной ремонтины возникает динамическая нагрузка на несколько рам, что может привести к их поломке.

Для уменьшения смещений в выработанном пространстве желательно применять искусственные сооружения с минимальной податливостью (ее имеют литые полосы, возводимые из быстротвердеющего материала). Однако жесткие искусственные сооружения применяются при вмещающих породах не ниже средней устойчивости. При слабых породах они не применяются.

Поэтому необходимо применять рациональные способы охраны выработки с целью ее повторного использования.

12.1 Контрольные вопросы и задача.

12.1.1. Определить точки и период расчетов сдвигов в горных выработках.

12.1.2. Сформулировать методику расчета структуры накопления сдвигов пород кровли соответственно системе разработки.

13. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК, ПРИМЫКАЮЩИХ К ОЧИСТНОМУ ЗАБОЮ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь самостоятельно выбрать рациональный способ охраны подготовительных горных выработок, которые прилегают к очистным забоям, и рассчитывать параметры элементов охраны.

Для повторного использования выработки или оставляют угольные целики, или возводят различные искусственные сооружения.

Рассмотрим способы охраны на примере пластового откаточного штрека.

13.1 Охрана выработки целиками угля (рис. 13.1)

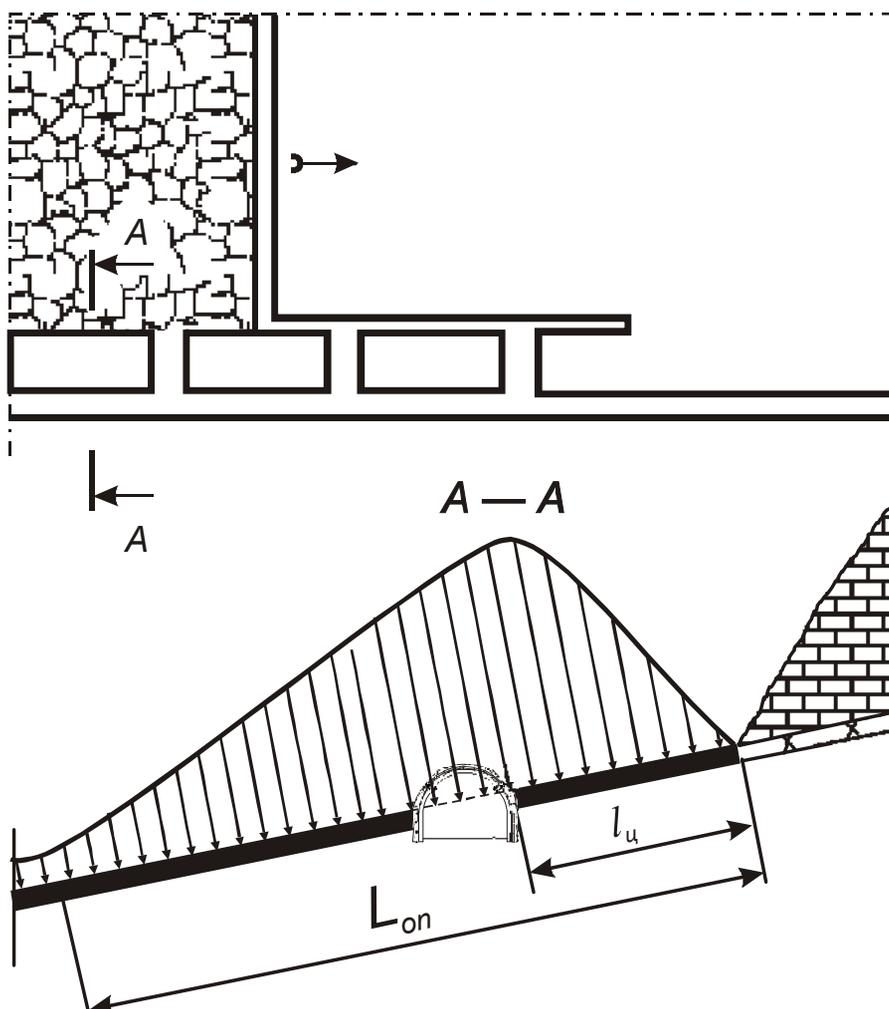


Рисунок 13.1. Охрана выработки угольными целиками

Данный способ охраны применяется при любой системе разработки. Для каменных углей размер целика определяется по формуле:

$$l_y = 0,04m \cdot H + 6, \text{ м} \quad (13.1)$$

Для антрацитов: $l_y = 0,03m \cdot H + 6, \text{ м}, \quad (13.2)$

где: m — вынимаемая мощность пласта, м;

H — глубина расположения охраняемой выработки, м.

Для средних условий Донбасса $l_y = 38 \text{ м}, L_{on} \approx 70 \text{ м}, a = 23 \text{ м}.$

Согласно закона о сохранении недр потери угля не должны превышать 10%. Из приведенных выше величин вытекает, что размер целика в 1,5÷2,0 раза превышает допустимые значения. Несмотря на большие размеры оставляемых целиков угля, охраняемая выработка располагается в зоне, в которой величина опорного давления близка к максимальному значению. Величина нагрузки на крепь и ее деформации будут большими. Поэтому данный способ охраны целесообразно применять на каменных углях до глубины 400-500 м, а на антрацитах — не более 500-600м.

Согласно ПБ, норм технологического проектирования, оставление угольных целиков не рекомендуется или запрещается на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа, опасным по горным ударам, на защитных пластах, а также на пластах, склонных к самовозгоранию.

Для современных шахт Донбасса этот способ не перспективен.

В настоящее время на шахтах Донбасса более 50% лав работают по безцеликовой технологии. Для повторного использования выработки возводятся податливые (бутовые полосы, костры), жесткие (органный ряд, БЖБТ, литые полосы из быстротвердеющего материала) и ограниченно податливые (бутокостры и накатные костры) искусственные сооружения.

Область применения различных искусственных сооружений приведена в таблице 13.1.

Таблица 13.1

Средства охраны повторно используемых выработок

Вид ограждения	Мощность пласта, м	Угол падения пласта, град	Свойства кровли		Предел прочности пород почвы на одноосное сжатие, МПа
			непосредственной	основной	
1	2	3	4	5	6
Литые полосы из быстротвердеющих материалов	до 2,5	до 18	устойчивая и средней устойчивости	любой обрушаемости	более 30
Литые полосы из быстротвердеющих материалов	до 2,5	до 35	неустойчивая и средней устойчивости	любой обрушаемости	более 30
Литые полосы в сочетании с отсечным торпедированием	до 2,5	до 18	устойчивая и средней устойчивости	трудно-обрушающаяся	более 30
Тумбы из железобетонных блоков	до 1,5	до 18	неустойчивая и средней устойчивости	легко и средне-обрушающаяся	более 30
Тумбы из железобетонных блоков в сочетании с отсечным торпедированием	до 1,5	до 18	устойчивая и средней устойчивости	трудн обруц	

1	2	3	4	5	6
Органная крепь (деревянная и металлическая)	до 2,5	до 35	устойчивая и средней устойчивости	легко и среднеобрушающаяся	более 10
Органная крепь в сочетании с отсечным торпедированием	до 3,5	до 18	устойчивая и средней устойчивости	труднообрушающаяся	более 10
Односторонняя бутовая полоса в сочетании с кострами	до 1,5	до 35	устойчивая и средней устойчивости	любой обрушаемости	любой
Двухсторонняя бутовая полоса	до 1,5	до 35	неустойчивая и средней устойчивости	любой обрушаемости	любой
Костры из круглого леса или шпального бруса	до 3,5	до 35	Любая	легко- и среднеобрушаемые	любой
Бутокостры	до 3,5	до 35	устойчивая и средней устойчивости	труднообрушающаяся	любой

13.2 Охрана штрека односторонней бутовой полосой (рис. 13.2)

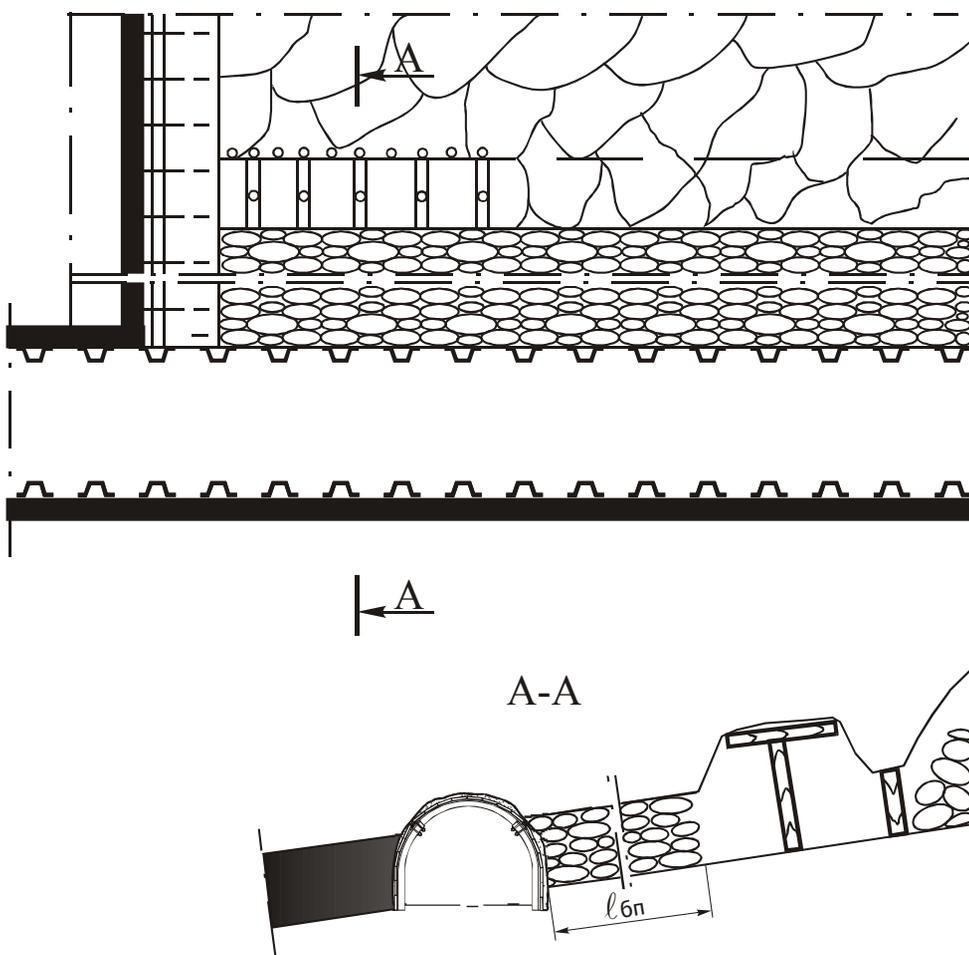


Рисунок 13.2. Охрана выработки односторонней бутовой полосой

Данный способ охраны может применяться при любой системе разработки.

При сплошной системе разработки с большим опережением штрека относительно лавы, а также при столбовой системе разработки чаще всего порода для возведения бутовых полос берется из бутового штрека. При проведении штрека вслед за лавой или с небольшим опережением (30-50м) порода от проведения штрека может закладываться в бутовую полосу пневмозакладочными или реже скреперными установками. $L_{\text{оп}} \geq (8 \div 10)\text{m}$, но не менее 5 метров.

При возведении бутовой полосы породой, получаемой в бутовом штреке, закладка производится, как правило, скреперной установкой.

Усадка бутовой полосы при возведении пневмозакладочной установкой составляет $(0,2 \div 0,25)\text{m}$, скреперной установкой ЗУ- $(0,3 \div 0,4)\text{m}$ и при возведении вручную — $(0,5 \div 0,6)\text{m}$.

В результате усадки бутовой полосы и оседания залегающих над ней пород кровли возникает косонаправленная нагрузка, действующая на крепь штрека. Как правило, она приводит к деформации крепи и необходимости перекрепления выработки.

С целью уменьшения усадки бутовых полос, возводимых вручную, и повышения их несущей способности на кафедре РПИИ ДонНТУ разработана технология возведения полос из мешков, заполненных породой. Лабораторные испытания показали, что усадка не превышает $(0,15 \div 0,20)\text{m}$.

Для улучшения состояния охраняемой выработки необходимо обеспечить примерно одинаковую усадку пород кровли с обеих сторон выработки.

Этого можно достичь следующим образом:

- 1 – проведением выработки с двухсторонней раскоской;
- 2 – бурением разгрузочных скважин со стороны массива при односторонней бутовой полосе;
- 3 – возведением в выработанном пространстве лавы жестких искусственных сооружений.

13.3 Охрана двусторонней бутовой полосой (рис. 13.3)

Порода из бутового штрека закладывается в верхнюю полосу, а от подрывки в штреке — в нижнюю полосу (чаще всего скреперными установками). Длина верхней бутовой полосы принимается не менее $(8-10)\text{m}$, а нижней — $(8-10)\text{m}$. Вся порода от подрывки в штреке размещается в нижней бутовой полосе.

Согласно ПБ отставание породного забоя в штреке от угольного забоя лавы в зависимости от применяемого оборудования в лаве должно быть не более 5;8 или 11м.

Крепь устанавливается в зоне активных сдвижений горных пород. Поэтому для обеспечения устойчивости штрека необходимо устанавливать крепь с податливостью, превышающей усадку бутовых по КМП А-5.

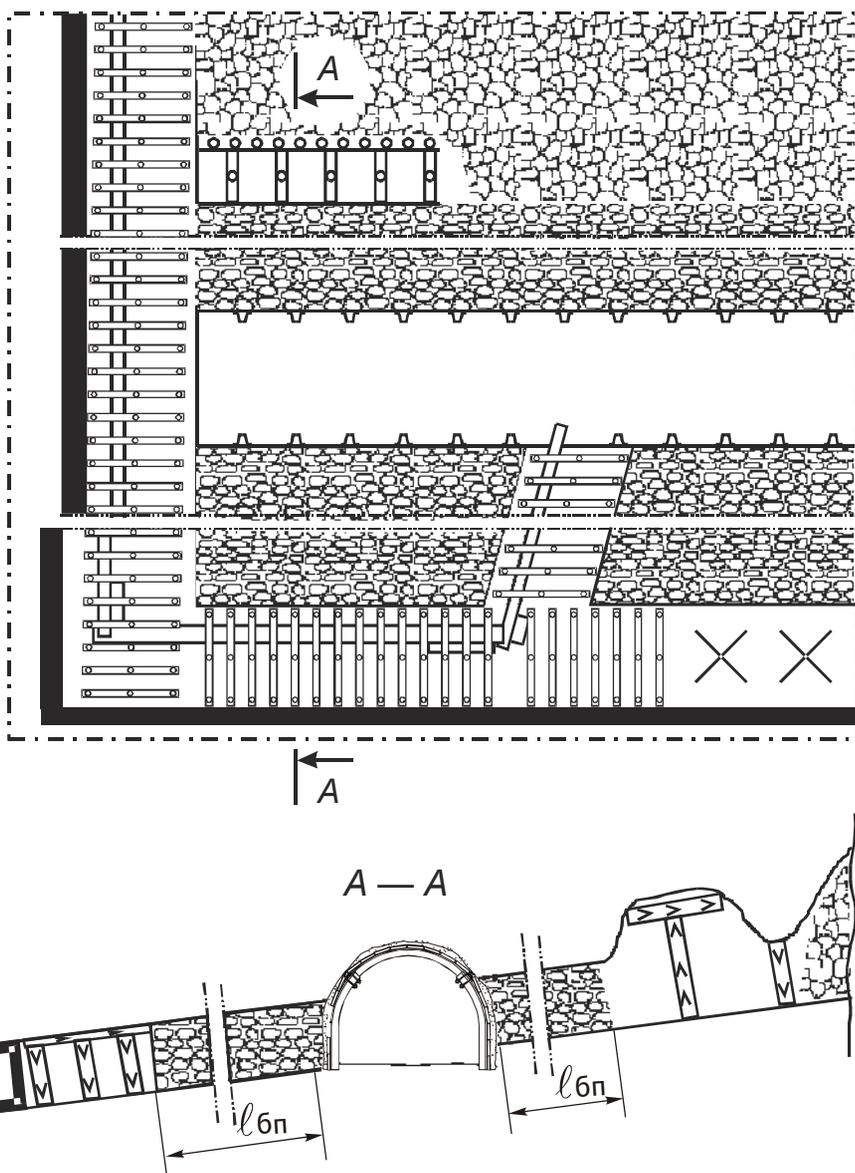


Рисунок 13.3 — Охрана выработки двусторонней бутовой полосой

Несмотря на значительные усложнения по сравнению с односторонней бутовой полосой схем транспорта и вентиляции, данный способ охраны получает все большее распространение на шахтах с большой глубиной разработки, на пластах со слабыми вмещающими породами и, особенно, на пластах с породами почвы, склонными к пучению.

Этот способ охраны применяется при сплошной системе разработки “лава-штрек”. Как односторонняя, так и двусторонняя бутовые полосы применяются при следующей мощности пласта:

- 1) при возведении бутовых полос вручную до 0,8-1м;
- 2) при возведении ЗУ до 1-1,2м;
- 3) при возведении пневмозакладочной установкой до 1,5м.

Применение разгрузочных скважин детально описано в разделе 6, поэтому здесь не рассматривается.

13.4 Охрана штрека БЖБТ и литой полосой из быстротвердеющего материала.

Охрана БЖБТ применяется при любой системе разработки, при вмещающих породах не ниже средней устойчивости и при мощности пласта до 1,5м, при α до 18° .

Количество тумб, возводимых на один погонный метр выработки, рассчитывается по формуле

$$n = P / (P_T \cdot F), \quad (13.3)$$

где P – расчетная нагрузка на железобетонные тумбы, кН/м, принимается по таблице 13.2.;

P_T – нормативная прочность материала тумбы, для бетона марок М-200, М-300 и М-400 соответственно равна 40000, 60000 и 80000 кН,м²;

F - площадь тумбы, м². Тумбы выкладываются из блоков, которые выпускаются с размерами 0,40х0,50х0,10 м (46 кг) или 0,40х0,50х0,15 (75 кг). Соответственно $F = 0,20$ м².

Таблица 13.2

Расчетная нагрузка на железобетонные тумбы

Мощность разрабатываемого пласта, м	Расчетная нагрузка P , кН/м, на железобетонные тумбы при кровлях	
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся
до 1	4000	7000
1-1,5	7000	10000

При легкообрушающихся породах кровли возводится один сплошной ряд, при среднеобрушающихся породах — ближайший к выработке ряд возводится всплошную, а второй ряд — через тумбу, т.е. на один погонный метр выработки выкладывается 3 тумбы.

При труднообрушаемых породах кровли возводится два сплошных ряда (рис. 13.4).

Тумбы расклиниваются деревянными клиньями.

Во избежание раздавливания БЖБТ со стороны выработанного пространства пробивается органый ряд. Податливость тумб составляет 0,15м, то есть, $K_{\text{опр}}=0,15$. Расстояние от крепи охраняемой выработки до тумбы (a) принимается от 0 до 1,5м. Во избежание выдавливания призмы сползания, a , следовательно, и ножек крепи принимается $a \geq h$. Где h – высота нижней подрывки в штреке со стороны лавы.

При слабых породах почвы БЖБТ будут вдавливаются в нее, а при слабых породах кровли БЖБТ будут «обыгрываться», т.е. породы кровли будут осыпаться по бокам БЖБТ.

Способ хороший, но имеет большую трудоемкость при выполнении разгрузочных работ.

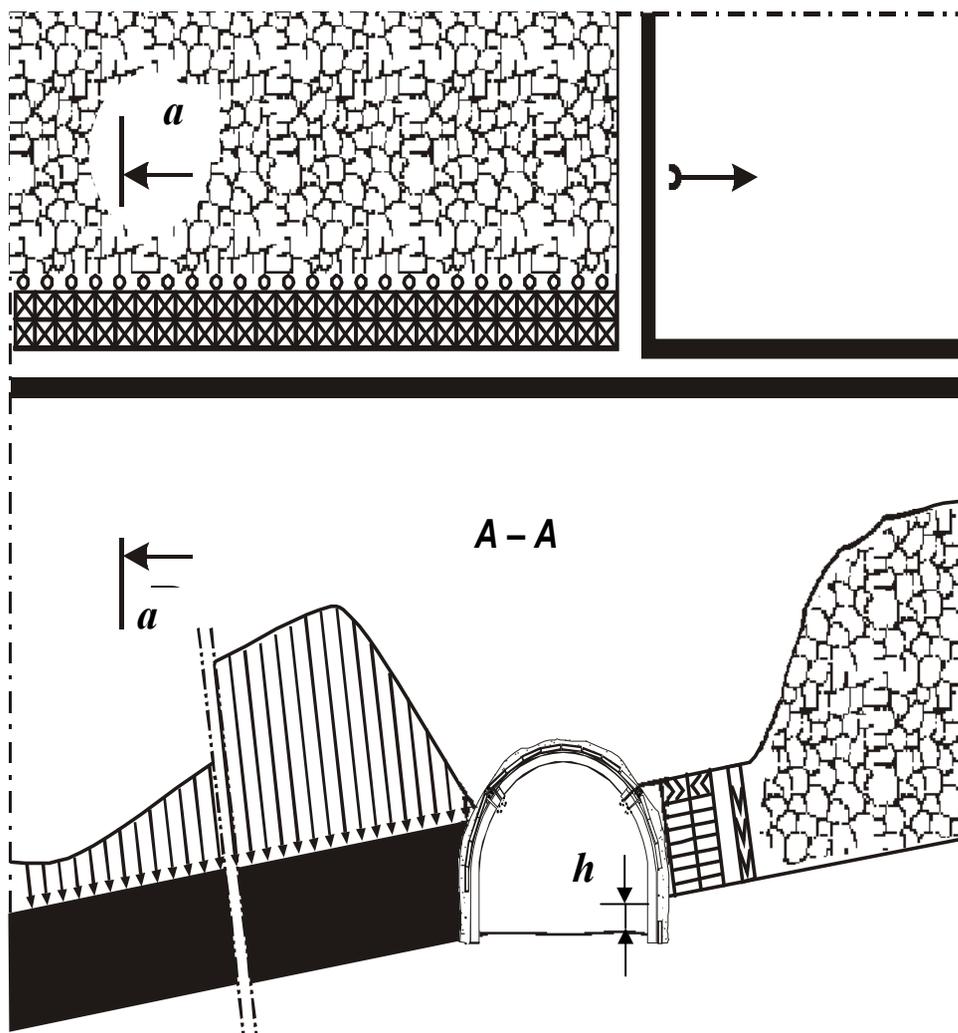


Рисунок 13.4. Охрана выработки БЖБТ

Устранить этот недостаток можно путем возведения литых полос из быстротвердеющих материалов. Для этого применяются песочно-цементные смеси, фосфогипс, ангидрид, мелкоизмельченный доменный шлак. Есть опыт закладки мелкодробленой породы с нагнетанием в нее специальных ускорителей схватывания.

Ширина литой полосы должна приниматься в соответствии с расчетом, но не менее 1 м. Ширина литой полосы из быстротвердеющего материала рассчитывается по формуле:

$$b = P / P_{\text{лп}}, \quad (13.4)$$

где: P – расчетная нагрузка на литые полосы, кН/м, принимается по таблице 13.3;

$P_{\text{лп}}$ – нормативная прочность быстротвердеющего материала через сутки после возведения литой полосы. Можно принимать $P_{\text{лп}} = 14000$

Расчетная нагрузка на литые полосы.

Мощность разрабатываемого пласта m, м	Расчетная нагрузка Р, кН/м, на литые полосы при кровлях	
	среднеобрушающихся или труднообрушающихся с разупрочнением	труднообрушающихся
до 1	10000	15000
1 – 2	12000	17000
2 – 2,5	14000	20000

Расстояние от контура выработки до литой полосы (ширина бермы) при устойчивой кровле должно быть не менее высоты нижней подрывки в выработке. При неустойчивой кровле литую полосу следует возводить непосредственно за контуром выработки (рис.13.5).

Процесс возведения литой полосы механизирован на 70-80%.

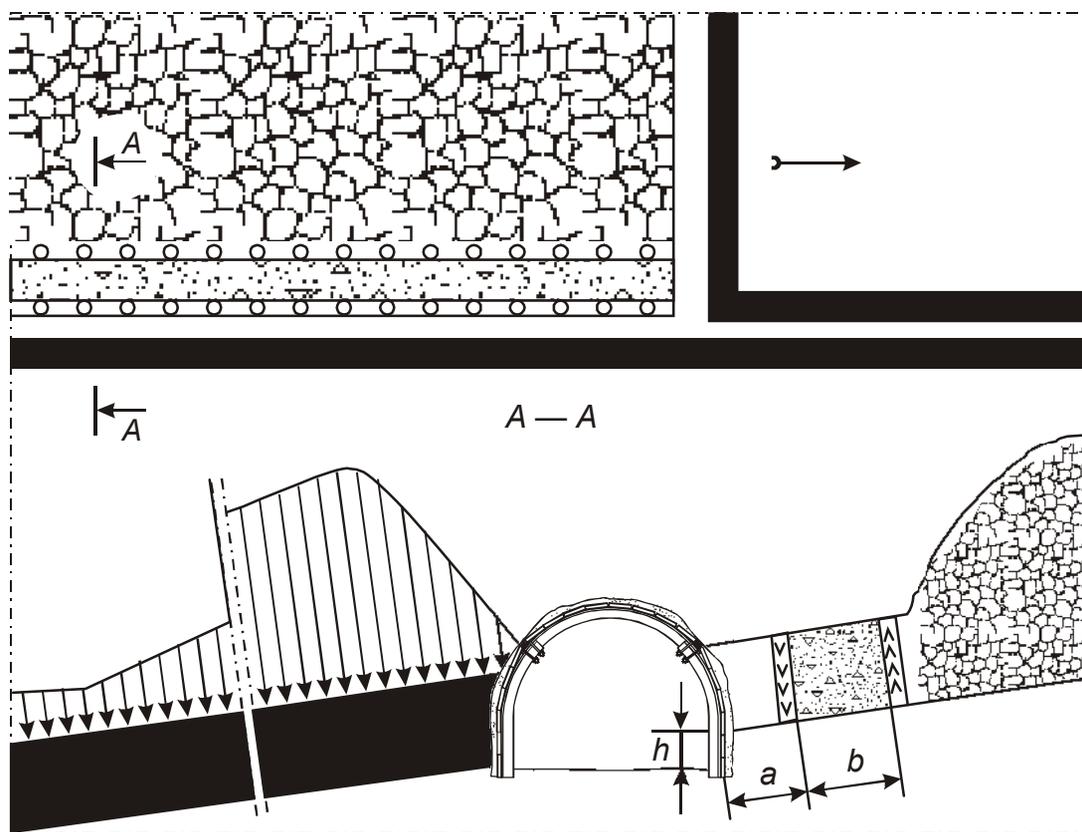


Рисунок 13.5. Охрана выработок литой полосой из быстротвердеющих материалов

Отставание БЖБТ и литой полосы от забоя минимальным, с тем, чтобы породы кровли не ус

прогнуться. В противном случае косонаправленной нагрузки на крепь не избежать. Недостатком охраны литой полосой является большой расход лесоматериала для возведения опалубки, необходимость промывки шлангов и оборудования после каждого цикла возведения литой полосы.

ДонУГИ разработал и испытал передвижную металлическую опалубку, которая сокращает расход лесоматериалов. Но она не получила распространение на шахтах Донбасса.

Литая полоса применяется при любой системе разработки, при мощности пласта до 2,5м, при α до 35° и при вмещающих породах не ниже средней устойчивости. Это прогрессивный способ охраны.

В последние годы вместо БЖБТ стали применять газобетонные блоки. Они в 1,5 раза легче БЖБТ и имеют практически такую же несущую способность, а вместо литой полосы – так называемую, бикрепль. На расстоянии, равном 1 м, пробивается два ряда органки. С внутренней стороны к деревянным стойкам прибивается металлическая сетка. В полученное пространство заводится прочная оболочка, так называемый, мешок. В него, по гибкому шлангу сжатым воздухом подается приготовленная в штреке смесь – бикрепль. После заполнения всего объема оставшаяся смесь сжатым воздухом выдувается в выработанное пространство. Таким образом очищаются и пневмонагнетательная машина и шланг. Эта технология позволяет значительно снизить расход лесоматериалов и повысить производительность труда.

13.5 Охрана выработки деревянными органными рядами.

Стойки устанавливаются в 1 или 2 ряда. Количество стоек на 1м выработки рассчитывается по формуле

$$n = P / P_{\text{орг}}, \quad (13.5)$$

где: P – расчетная нагрузка на органку, кН/м, принимается по таблице 13.4;

$P_{\text{орг}}$ – несущая способность одной стойки органной крепи, кН.

Для металлических податливых тумб и стоек $P_{\text{орг}}$ принимается по данным их паспортов, а для деревянных стоек – диаметром 20 см при их длине 1 м – 300 кН, 1-2 м – 250 кН и 2,0-2,5 – 200 кН.

При мощности пласта от 1 до 2м стойки устанавливаются под брус толщиной 15 см, а от 2 до 2,5м — под брус и лежень такой же толщины.

Стойки органной крепи на пластах тонкой и средней мощности следует устанавливать на зачищенную почву пласта, по нормали к напластованию пород на расстоянии 0,5÷1,5м от крепи охраняемой выработки. Чем слабее породы почвы пласта, тем указанное расстояние должно быть больше.

Расчетная нагрузка на органку.

Мощность разрабатываемого пласта m, м	Расчетная нагрузка P, кН/м, при кровлях	
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся или труднообрушающихся с разупрочнением
до 1	900	1400
1 – 2	1200	1800
2 – 2,5	1500	2200

При прочности пород почвы менее 20МПа стойки органной крепи нужно устанавливать на продольные лежни.

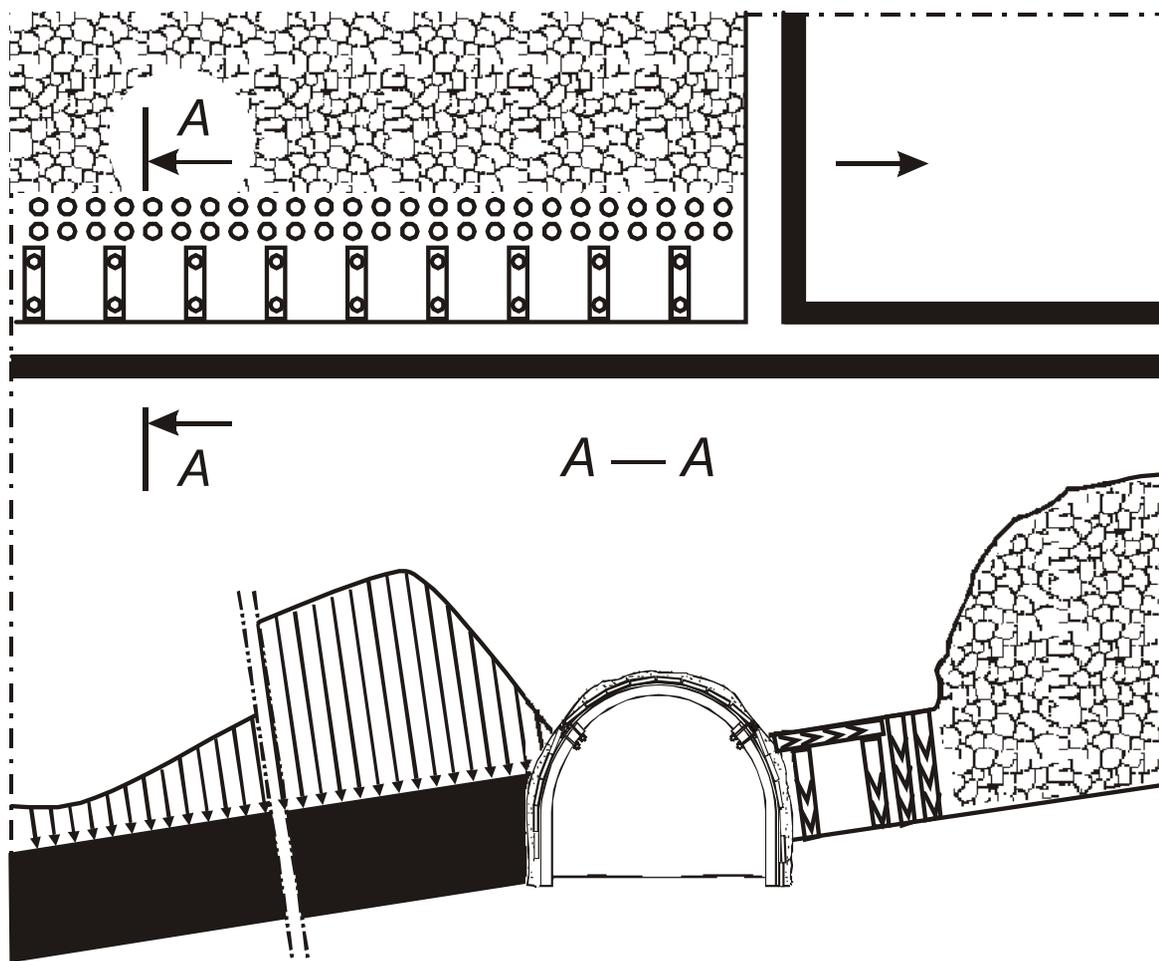


Рисунок 13.6. Охрана выработки деревянными органными рядами

На пластах с неустойчивой почвой необходимо применять деревянную органную крепь с “карманами” — нишами. При этом д
крепь на пластах тонких и средней мощности устанавли

пространстве в $1,2 \div 2,0$ м от выработки, а перпендикулярно органной крепи в сторону выработки под деревянные брусья пробивают ряды стоек диаметром $12 \div 16$ см. В образующихся "карманах" при необходимости размещают породу от подрывки почвы в выработке (рис. 13.6).

В связи с острым дефицитом лесоматериалов применяется редко.

13.6 Охрана выработки бутокострами.

Этот способ охраны на шахтах Донбасса применялся еще в 30-х годах XX века. В клетки, возводимые постепенно, вручную закладывается мелкая порода.

Бутокостры обеспечивают большую жесткость (меньшую усадку), чем бутовые полосы, возводимые вручную и даже скреперной установкой. Они имеют большую площадь опоры, чем литая полоса из быстротвердеющих материалов или органные ряды. Это уменьшает оседание пород кровли над выработанным пространством и улучшает состояние охраняемой выработки.

Однако из-за высокой трудоемкости работ и большого расхода леса в настоящее время этот способ охраны применяется очень редко.

13.7 Охрана выработок деревянными кострами.

Костры из круглого леса или шпального бруса применяются при мощности пласта до 3,5 м и угле падения до 35° при любых вмещающих породах.

При мощности пласта до 2,5 м костры устанавливаются в один ряд (рис. 13.7), а при мощности $2,5 \div 3,5$ м — в два ряда. Размеры костра в плоскости пласта принимаются не менее 2 м. Расстояние между кострами принимается равным $1 \div 3$ м в зависимости от устойчивости кровли. Чем слабее породы кровли, тем указанное расстояние меньше.

В чистом виде охрана выработки только деревянными кострами на шахтах Донбасса применяется редко.

Чаще применяется в сочетании с бутовой полосой или органическим рядом. В этом случае костры выкладываются по бровке между крепью выработки и бутовой полосой или органическими рядами.

Есть опыт применения костров, возводимых из кусков рельс или спецпрофиля, а также из железобетонных шпал. Это позволяет утилизировать извлекаемые при погашении выработок непригодные для повторного использования крепи, рельсы и шпалы.

В том случае, когда ни одним из выше рассмотренных способов не удастся обеспечить устойчивость выработки для повторного ее использования, выработки за лавой погашаются, а для отработки следующей лавы проводятся вприсечку к выработанному пространству новые выработки.

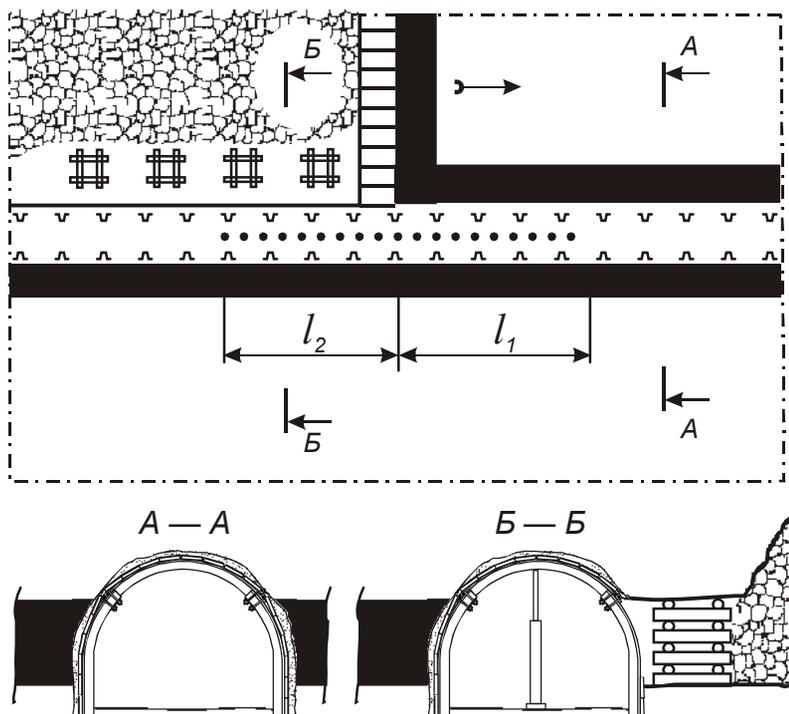


Рисунок 13.7. Охрана шторека кострами

13.8 Проведение выработки вприсечку к выработанному пространству.

Существует 3 схемы проведения выработки вприсечку к выработанному пространству (рис. 13.8):

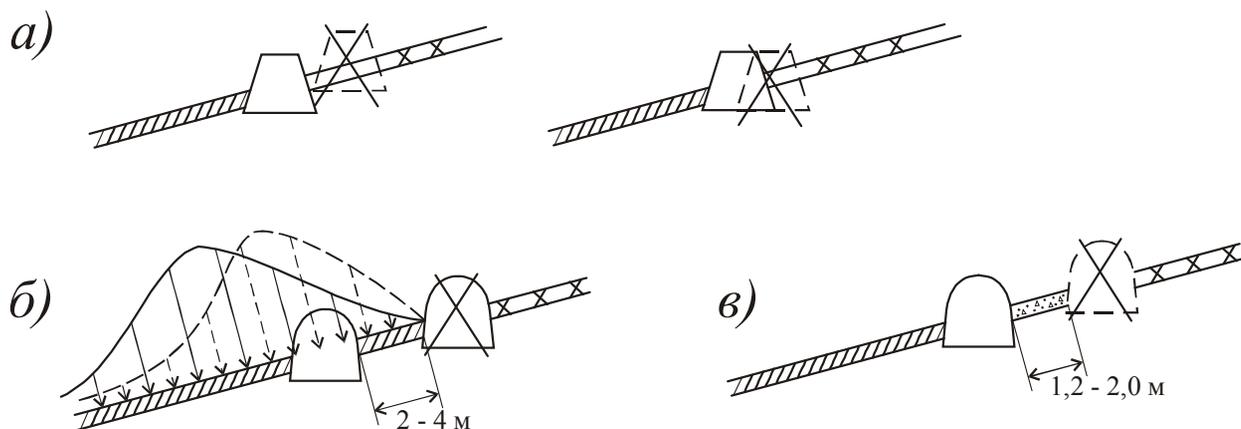


Рисунок 13.8. Схемы проведения выработки вприсечку к выработанному пространству.

а) полная присечка или с частичным использованием погашаемой выработки (эта схема применяется при слабых вмещающих породах, на малых глубинах, например, в Подмосковье. Для шахт Донбасса она не типична.);

б) с оставлением целика угля между погашаемой и проводимой выработками размером $2 \div 4$ м;

в) проведение присечной выработки вприсечку к изолирующей полосе, возводимой при проведении ранее используемой и погашенной выработки. Эта схема применяется на пластах со склонным к самовозгоранию углем.

В результате раздавливания оставляемого целика угля в схеме б) максимум опорного давления смещается в глубь массива.

Эта схема получила наибольшее распространение на шахтах Донбасса по следующим причинам:

1) Присечная выработка проводится за ЗНД (зоной повышенной трещиноватости) от погашаемой выработки, т.е. под “свежей” кровлей. Поэтому вероятность вывалов породы и травматизма проходчиков меньше, чем в схеме а).

2) Вероятность встречи исполнительного органа проходческого комбайна с неизвлеченной крепью погашенной выработки отсутствует, а в схеме а), она есть. Вероятность взрыва метана, скопившегося в куполах над погашенной выработкой, при проведении выработки БВР в схеме б) значительно ниже, чем в схеме а).

3) В результате смещения максимума опорного давления в глубь массива напряжения в породах, вмещающих присечную выработку, снижаются. В следствие этого давление на ее крепь уменьшается.

В том случае, когда есть фланговые наклонные выработки, проведение присечного штрека осуществляется с фланговой выработки (рис. 13.9).

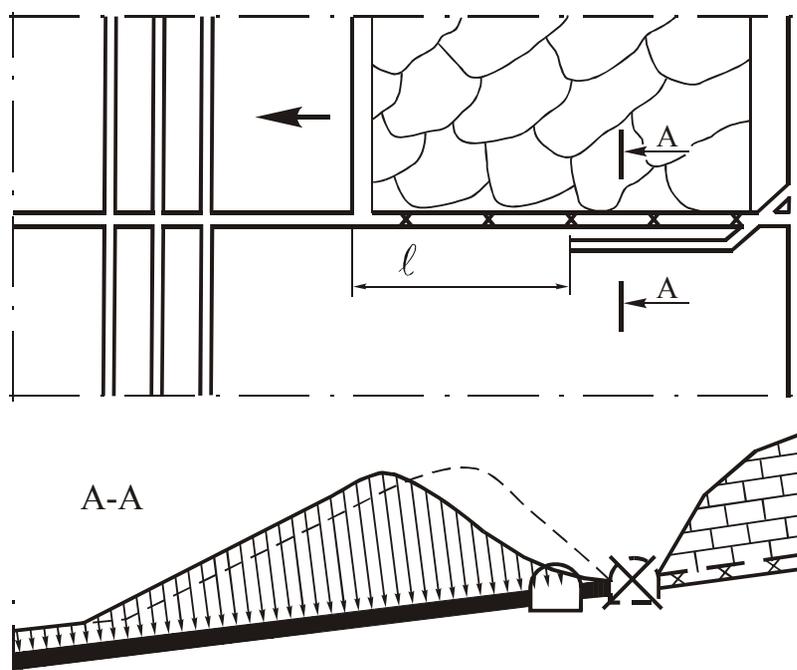


Рисунок 13.9. Проведение присечной выработки с флан

Отставание забоя присечной выработки от забоя отрабатываемой лавы должно быть таким, чтобы забой находился в зоне практически завершенных сдвижений подработанной толщи горных пород. Чем слабее породы, тем быстрее происходит их сдвижение. Чем больше глубина разработки, тем длительнее процесс сдвижений. Поэтому в зависимости от прочности вмещающих пород и глубины разработки отставание принимается в пределах $90 \div 250$ м, или во времени от 3 до 10 месяцев в соответствии с таблицей 13.5.

Проводить присечную выработку навстречу отрабатываемой лаве нельзя, т.к. оба штрека будут «задавлены».

Таблица 13.5

Параметры охраны присечной выработки

П а р а м е т р ы	Значения параметров при кровлях		
	легко- обрушающихся	средне- обрушающихся	трудно- обрушающихся
Требуемое отставание (м) от забоя проводимой выработки от движущегося очистного забоя при глубине ее заложения (м):			
Менее 300	90	120	180
300 – 600	120	150	210
более 600	150	180	250
Необходимый разрыв во времени (мес) между отработкой лавы и проведением выработки на непожароопасных пластах при глубине ее заложения (м):			
Менее 600	3	5	8
Более 600	4	6	10
то же на пожароопасных пластах	согласно бассейновым “Инструкциям по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров”		

При отсутствии фланговой выработки проводить выработки вприсечку к выработанному пространству можно при отработке выемочных участков через один (рис. 13.10).

По сравнению с ранее рассмотренным вариантом данный вариант не требует проведения и поддержания фланговой выработки, т.е. затраты у него меньше. С другой стороны затраты на поддержание пром

отправительных площадок будут больше, кроме этого возможны прорывы воды и метана из выработанного пространства в присечные выработки.

Способ применяется в тяжелых горно-геологических условиях (большие глубины, мощность пластов до и более 3,5 м, труднообрушаемые кровли, пучащие почвы, слабые, пластичные глинистые вмещающие породы).

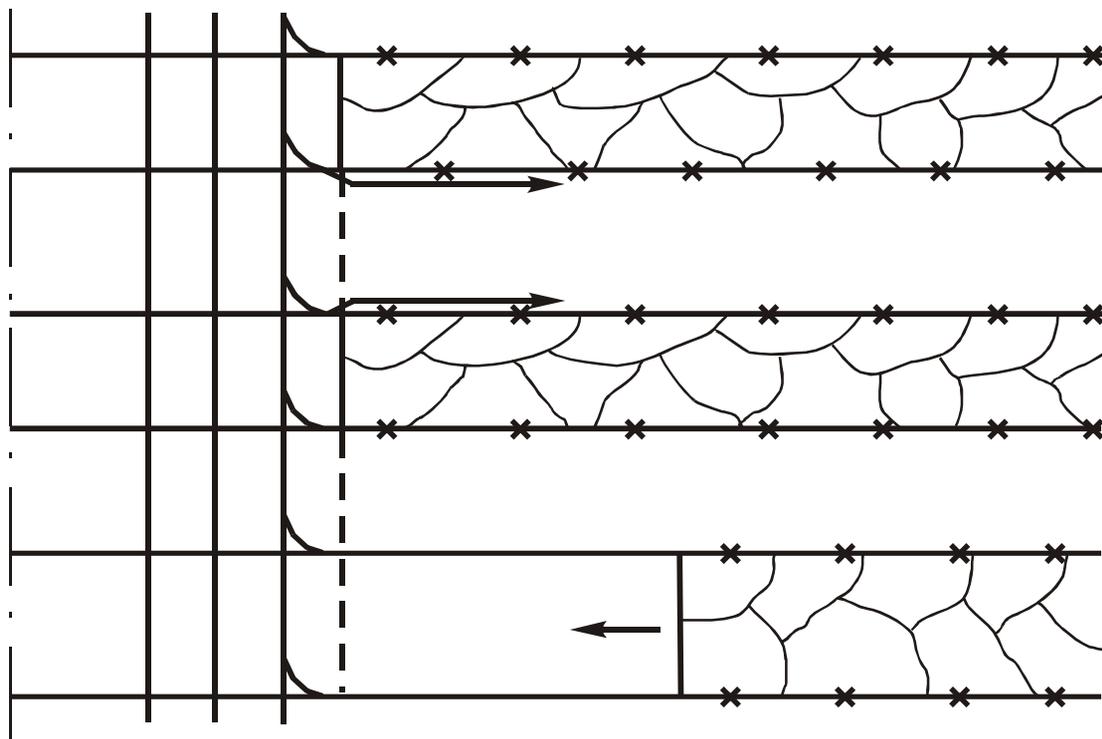


Рисунок 13.10. Проведение выработок вприсечку к выработанному пространству при отсутствии фланговой выработки

13.9 Проведение выработки по обрушенным и уплотненным породам

В особо сложных условиях, т.е. при больших глубинах ($H > 800$ м), слабых вмещающих породах, мощности пласта более 1,5 м выемочные штреки проводятся по обрушенным и уплотненным породам (рис. 13.11).

Этот вариант характеризуется большой трудоемкостью, большим объемом проводимых и поддерживаемых выработок. Но он позволяет обрабатывать лаву с большой нагрузкой в сложных условиях, в которых ранее рассмотренные способы охраны, включая проведение выработок вприсечку к выработанному пространству, не дают должного эффекта. Вышележащие породы кровли должны быть легко обрушающиеся и хорошо уплотняющиеся. Как правило, это глинистые и слабые песчаные сланцы.

Так как мощность пласта более 1,5 м, то согласно ПБ вентиляционный просек может проводиться вприсечку к бывшему отка подрывки вмещающих пород.

Отставание забоя выработки, проводимой по обрушенным и уплотненным породам, выработки от отрабатываемой лавы должно быть таким, чтобы сдвигение подработанной толщи пород в основном завершилось, т.е. $l_{отс} \geq (0,6 \div 0,8)l$, но не менее двух месяцев во времени.

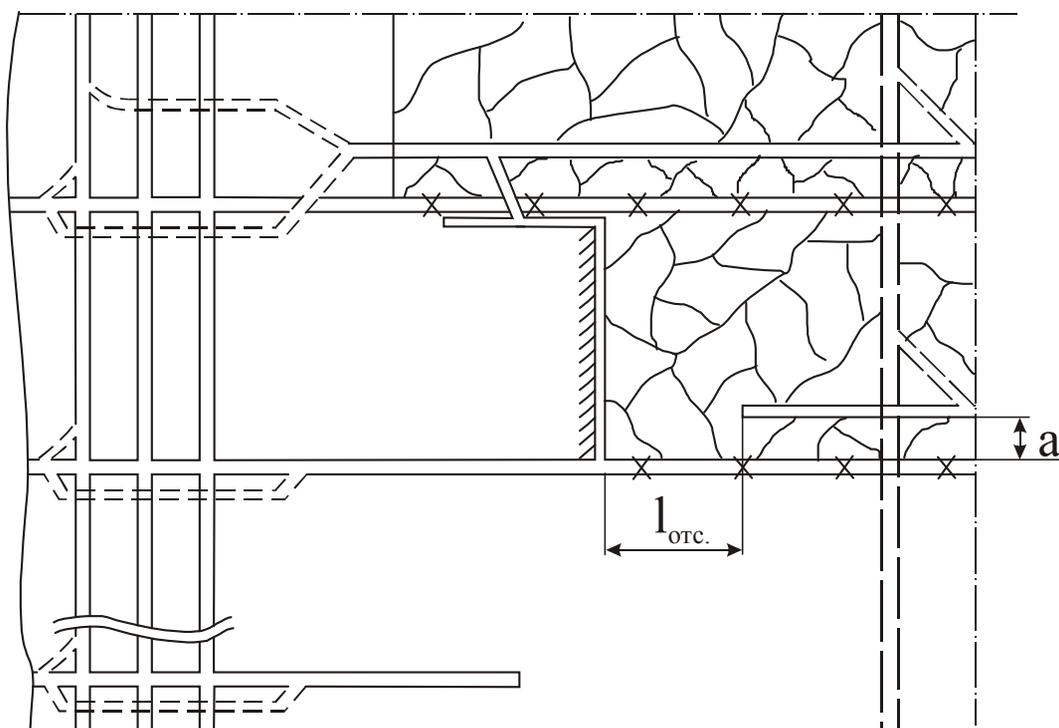


Рисунок 13.11. Проведение выработок по обрушенным и уплотненным породам

Для того, чтобы проводимая выработка не попала в зону активизации сдвижений ранее подработанной толщи горных пород, она должна проводиться от бывшего откаточного штрека на расстоянии $a \geq 15 \div 20$ м. Эта выработка может проводиться как проходческим комбайном, так и БВР.

13.10 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела.

- 13.10.1 Сформулировать набор факторов, которые определяют выбор способа охраны повторно используемых горных выработок.
- 13.10.2 Выполнить расчет параметров элементов охраны подготовительных выработок, которые прилегают к очистительным забоям.
- 13.10.3 Охарактеризуйте группу наиболее используемых в условиях Донбасса способов охраны подготовительных выработок, которые прилегают к очистительным забоям.

14. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь самостоятельно выбирать рациональный способ охраны подготовительных горных выработок, не связанных с очистными, и рассчитывать параметры элементов охраны.

К подготавливающим горным выработкам относятся: бремсберги и уклоны с ходками, главные (коренные) штреки, магистральные штреки.

Так как подготавливающие выработки служат десятки лет, то требования, предъявляемые к ним с точки зрения обеспечения эксплуатационного состояния этих выработок, значительно выше, чем требования, предъявляемые к подготовительным горным выработкам, примыкающим к очистному забою. Затраты на дополнительные мероприятия по охране подготавливающих горных выработок по сравнению с аналогичными затратами на подготовительные выработки могут быть значительно больше.

Рассмотрим различные способы охраны подготавливающих выработок на примере наклонных выработок.

14.1 Охрана наклонных выработок целиками угля

В настоящее время на шахтах Донбасса около 90% пластовых наклонных выработок охраняются целиками угля. Это объясняется простотой этого способа (рис. 14.1).

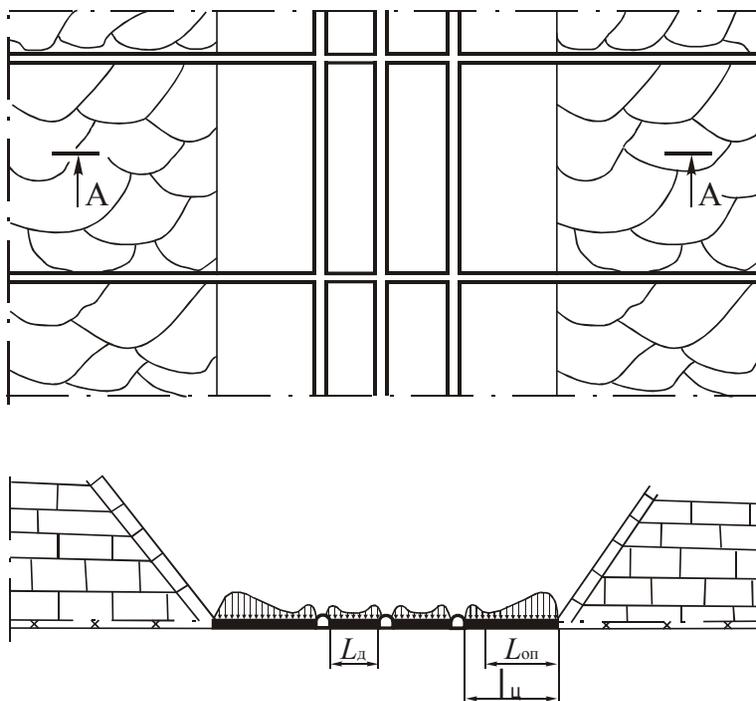


Рисунок 14.1. Охрана наклонных выработок цели

Для того, чтобы исключить влияние очистных работ на наклонные выработки, размер целика должен быть больше, чем $L_{оп}$.

С учетом закономерностей перераспределения опорного давления по мере развития очистных работ при прямом порядке отработки лавы принимается $l_{ц} \geq (0,8 \div 1,0)L_{оп}$, а при обратном порядке — $l_{ц} \geq (1,0 \div 1,2)L_{оп}$.

ВНИМИ рекомендует определять размер целика с учетом податливости крепи, установленной в выработках. При этом, чем больше податливость крепи, тем меньше размер целика.

Для того, чтобы не было взаимного влияния параллельных наклонных выработок, чтобы ЗНД не наложились, расстояние между ними принимается $L_{д} \geq (B_1 + B_2)K_f$, где $K_f = 1 \div 5,5$ — коэффициент, учитывающий глубину расположения выработки и прочность вмещающих пород.

Согласно НТП для панельных и этажных наклонных выработок принимается $L_{д} \geq 30-40$ м. Так как на больших глубинах суммарная длина целика составляет 200-300 м, то данный способ охраны не перспективен для современных шахт Донбасса.

Улучшить состояние наклонных выработок можно за счет проведения их по прочным породам почвы пласта.

14.2 Охрана полевых наклонных выработок полосой угля (рис. 14.2)

Исходя из технологических соображений, полевые выработки располагаются от пласта по нормали на расстоянии h , равном 10-40 м.

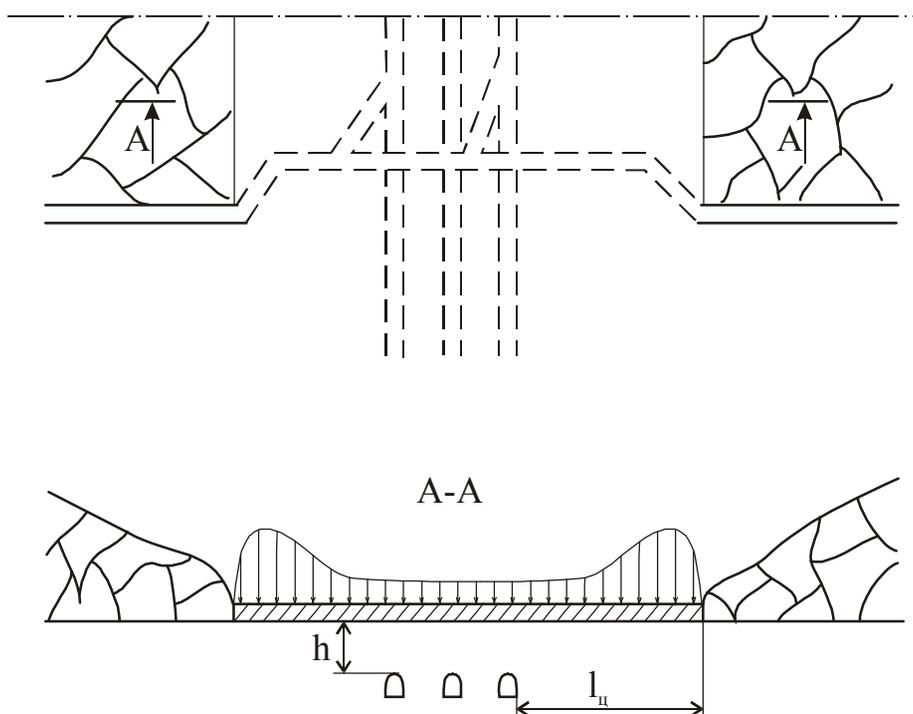


Рисунок 14.2. Охрана полевых наклонных выработок полосой угля

Размер целика угля принимается таким же, как в 1-м варианте.

Оставляемая угольная полоса не пересекается угольными штреками. Поэтому после отработки запасов панели эту полосу можно отработать лавой по восстанию или по падению.

Этот способ охраны позволяет по сравнению с первым способом до минимума свести потери угля и обеспечить лучшую устойчивость охраняемых выработок. Способ перспективен.

14.3 Охрана наклонных выработок, проводимых вслед за разгрузочной лавой, бутовыми полосами (рис. 14.3)

Порода для возведения бутовых полос берется от подрывки кровли при проведении наклонных выработок. Закладывается в бутовые полосы скреперными закладочными установками. Усадка составляет $(0,3 \div 0,4)m$. Согласно ПБ отставание породных забоев (бутовых полос) от забоя лавы не должно превышать 5; 8 или 11 метров.

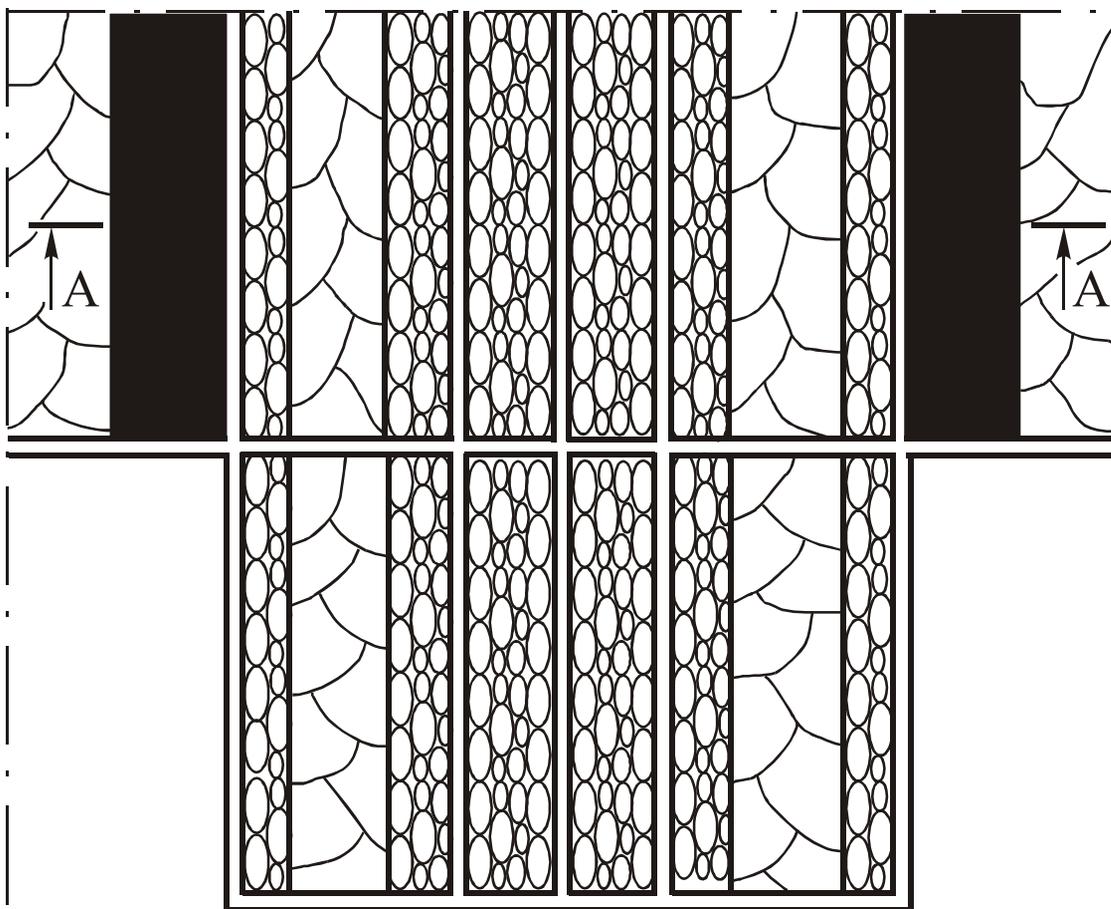
Поэтому податливость устанавливаемой крепи должна быть больше усадки бутовых полос. Для уменьшения утечек воздуха между параллельными наклонными выработками расстояние между ними должно быть $L_{д} \geq 30-40m$. Т.к. выемочные ходки разгрузочной лавы не поддерживаются на всю длину, то ширина бутовой полосы возводимой для их охраны, принимается $L_{бу} \geq (6 \div 8)m$.

Для того, чтобы сохранить зону разгрузки, между выработанными пространствами разгрузочной и примыкающих лав оставляются барьерные целики. Чтобы они не раздавливались, барьерный целик должен быть равен $L_{бу} \geq (2 \div 2,4) L_{оп}$. Потери при этом будут очень большими. С целью уменьшения потерь угля на шахтах оставляют целики меньших размеров, от 30м на малых глубинах ($H=300-400m$) до 90÷120м на больших глубинах ($H \geq 800-1000m$). По данным М.П. Зборщика и В.В. Назимко $L_{бу} \approx (0,1 \div 0,15)H$.

При этом происходит наложение эпюр опорного давления по краям барьерного целика, резкое увеличение суммарного напряжения.

В результате этого барьерный целик частично раздавливается. Однако, за счет опускания пород кровли и поднятия пород почвы пласта внутри этого целика формируется ядро, находящееся в объемном напряженном состоянии. Оно имеет большую несущую способность и предотвращает объединение сводов полных сдвижений разгрузочной и примыкающих лав, сохраняя тем самым зону разгрузки.

Данный способ охраны характеризуется очень сложной системой проветривания и транспорта, сложной увязкой и большой трудоемкостью проводимых горных работ. В связи с выше указанными недостатками может применяться при очень сложных горно-геологических условиях, а именно: при большой глубине, сильнопучащих породах почвы, мощности пласта до $1 \div 1,2m$, относительно невысокой газообильности, необводненных вмещающих породах. На шахтах Донбасса применяется редко.



A-A

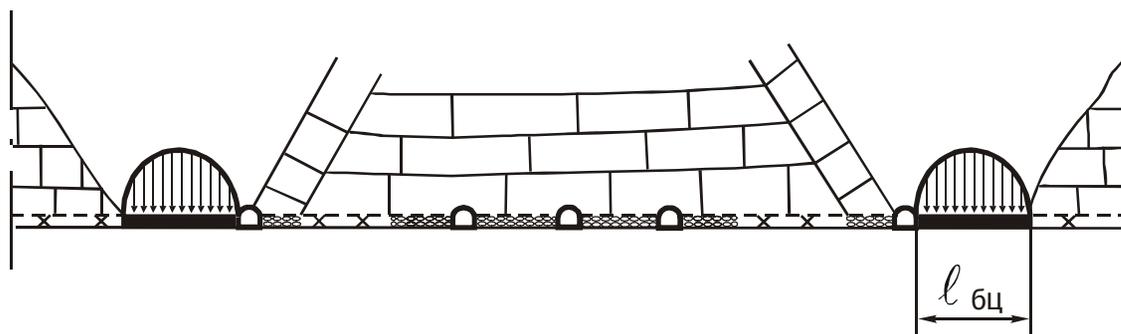


Рисунок 14.3. Охрана наклонных выработок, проводимых вслед за разгрузочной лавой, бутовыми полосами.

14.4 Охрана наклонных выработок двусторонними бутовыми полосами при проведении их индивидуальными забоями (рис. 14.4)

Выработки проводятся обособленными забоями с двусторонними раскосами. Согласно ПБ можно не проводить дополнительную выработку для вентиляции при длине раскоски до 5м, поэтому ширина бутовых полос ($L_{бп}$) по бокам наклонных выработок не превышает 5м. Размер целика между наклонными выработками составляет $L_{ц}=20-30$ м. Длина барьерного целика принимается аналогично предыдущему варианту $L_{бц}=30\div 120$ м.

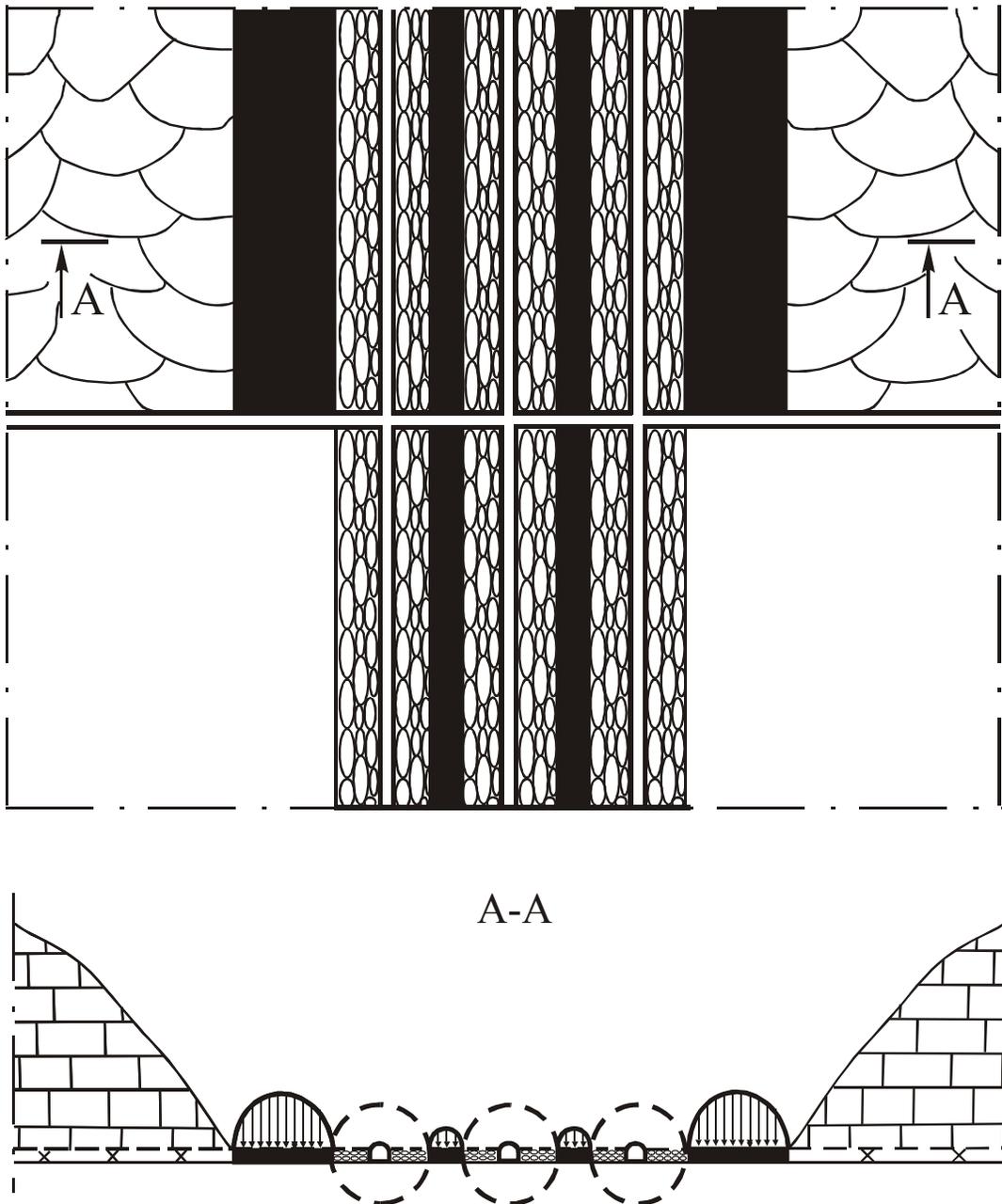


Рисунок 14.4. Охрана наклонных выработок двусторонними бутовыми полосами при проведении их индивидуальными забоями

На небольших глубинах можно вместо барьерных целиков оставлять технологические целики размером 10-30м. Зона разгрузки при этом сохраняться не будет. Но вокруг каждой наклонной выработки сохраняются локальные зоны разгрузки. Порода закладывается в раскосы вручную.

Данный вариант охраны характеризуется большой трудоемкостью работ, сложной схемой проветривания раскосов, малой степенью механизации работ. В связи с этим на действующих шахтах применяется редко. Есть смысл применять его на больших глубинах при сильнопучающих породах почвы, при $m \leq 1.2$ max 1,5м и при прочных породах кровли.

С начала 70-х годов на шахтах Донбасса широкое распространение получили способы охраны, базирующиеся на расположении полевых наклонных выработок в зонах разгрузки. Зона разгрузки может создаваться предварительной, последующей или комбинированной надработкой. На действующих шахтах при отработке панелей, подготовленных шахтостроителями, возможно применение только последующей надработки.

14.5 Охрана полевых наклонных выработок расположением их в зоне разгрузки, создаваемой последующей надработкой (рис. 14.5)

С технологической точки зрения полевые выработки проводятся от пласта на расстоянии, равном 10÷40м. Согласно ПБ исходящая струя воздуха может идти вниз по наклонной выработке (вентиляционной сбойке), если угол ее наклона превышает 10° , при ее длине, не превышающей 30м.

С геомеханической точки зрения удаление полевых выработок от пласта должно быть таким, чтобы ЗНД, сформировавшиеся вокруг полевых выработок, не вышли в плоскость угольного пласта.

При III типе НДС ширина ЗНД составляет 6÷9м. Отсюда $h_{\min} \geq 10$ м.

Т.к. выемочные ходки разгрузочной лавы поддерживаются на участке в 200÷400м, а не по всей длине панели, то для их охраны достаточно возводить бутовые полосы длиной равной (6÷8)м.

Как известно, опорное давление распространяется в почву пласта на расстояние равное $(1 \div 2)L_{\text{оп}}$. Поэтому во вмещающих породах, в месте расположения полевых выработок, величина напряжения будет близко к опорному давлению. Другими словами, над полевыми выработками “прокатывается” волна опорного давления.

Как показывает практика, на средних и больших глубинах последующая надработка, как правило, приводит к необходимости перекрепления надработанных полевых выработок. После их перекрепления в зоне разгрузки, все оставшееся время они поддерживаются с минимальными затратами. При этом затраты на их поддержание с учетом перекрепления за весь срок службы выработок будут в 2÷3 раза меньше, чем при охране пластовых наклонных выработок целиками угля.

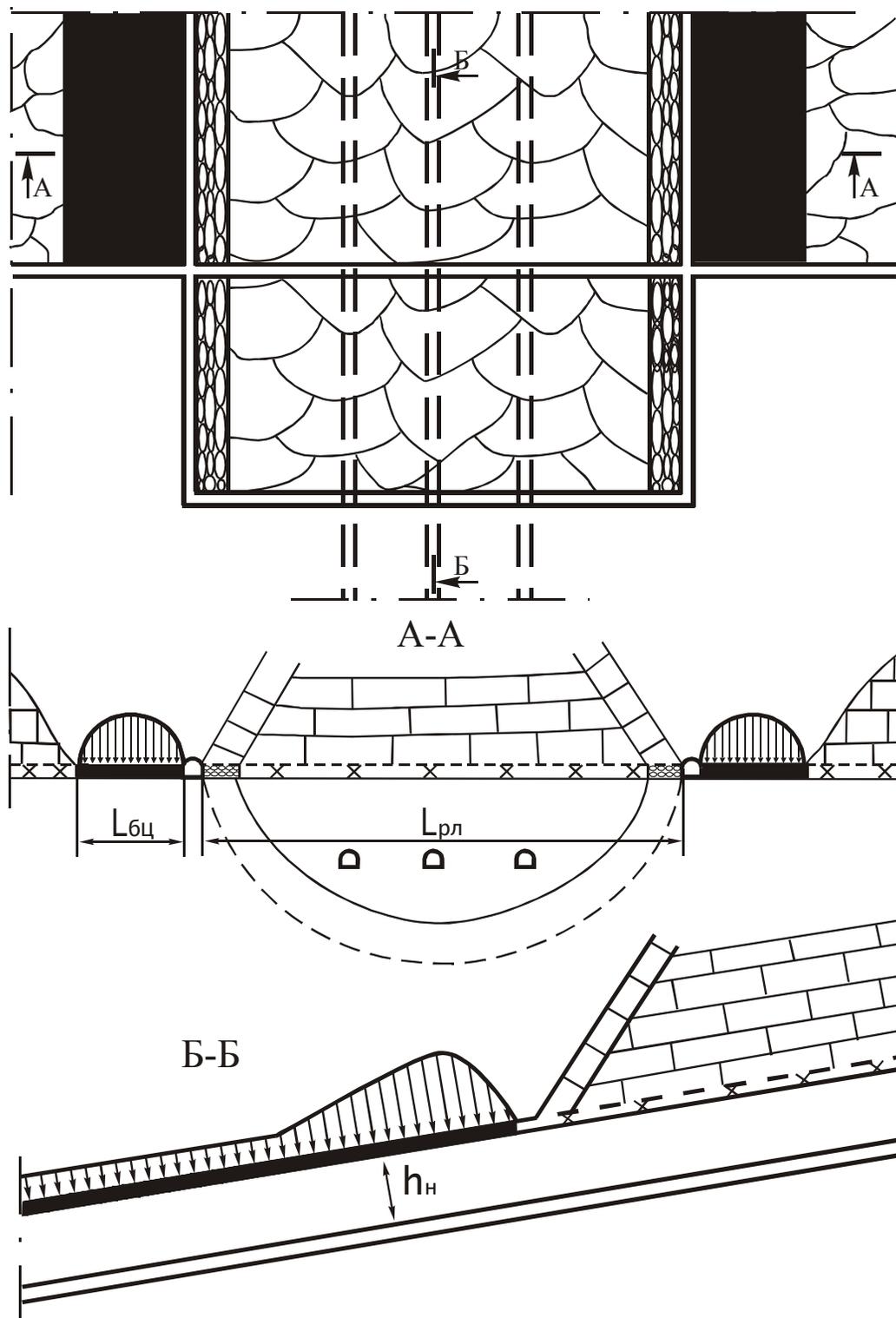


Рисунок 14.5. Охрана полевых наклонных выработок расположением их в зоне разгрузки, создаваемой последующей надработкой.

Для уменьшения вредного влияния последующей надработки необходимо на участке влияния опорного давления и на участке формирования зоны разгрузки устанавливать крепь усиления. Кроме этого желательно принимать разгрузочную лаву минимальной длины, равной $130 \div 140$ м. При этом $P_{оп}$ и $L_{оп}$ будут меньше, чем при большей длине лавы (см. перераспределение опорного давления по периметру выработанного пространства по мере развития очистных работ).

При увеличении скорости подвигания разгрузочной лавы $P_{оп}$ и $L_{оп}$ увеличиваются, но с другой стороны время воздействия опорного давления на надрабатываемые выработки уменьшается, (аналогия с конькобежцем, проезжающим участок тонкого льда. При малой скорости подвигания лед проломится под конькобежцем, а при большой — нет). В итоге состояние надрабатываемых выработок с увеличением скорости подвигания разгрузочной лавы значительно улучшается. Таким образом, необходимо добиваться максимальной скорости подвигания разгрузочной лавы.

Для сохранения зоны разгрузки необходимо или оставлять барьерные целики (как показано в данном варианте охраны), или в разгрузочной лаве возводить по ее концам с помощью пневмозакладочных установок бутовые полосы большой длины (как будет показано в следующем варианте охраны наклонных выработок). При подготовке новых панелей, блоков на действующих шахтах возможно применение предварительной надработки полевых выработок.

14.6 Охрана полевых наклонных выработок в зоне разгрузки, создаваемой предварительной отработкой разгрузочной лавы (рис. 13.6)

По сравнению с последующей, при предварительной надработке, полевые наклонные выработки проводятся в уже сформировавшейся зоне разгрузки. Это является основным отличием и преимуществом предварительной надработки по сравнению с последующей.

Т.к. выработки проводятся в зоне разгрузки, то, как правило, будет иметь место I или II тип НДС в породах, вмещающих полевые выработки. При этом размер ЗНД не превышает 3 м. Исходя из этого при предварительной надработке расстояние от пласта до полевых выработок принимается меньшим, чем при последующей, а именно: $h_n \geq 5$ м.

Так же, как и в случае последующей надработки, при предварительной надработке полевых наклонных выработок зона разгрузки может сохраняться или оставлением барьерных целиков, или возведением в разгрузочной лаве бутовых полос большой длины: $l_{оп} = 30 \div 60$ м.

Бутовые полосы возводят пневмозакладочными установками. Порода привозится извне, что является недостатком.

После уплотнения бутовых полос процесс сдвижения подработанной толщи горных пород над средней частью разгрузочной лавы поэтому формируется вторичный свод полных сдвижений

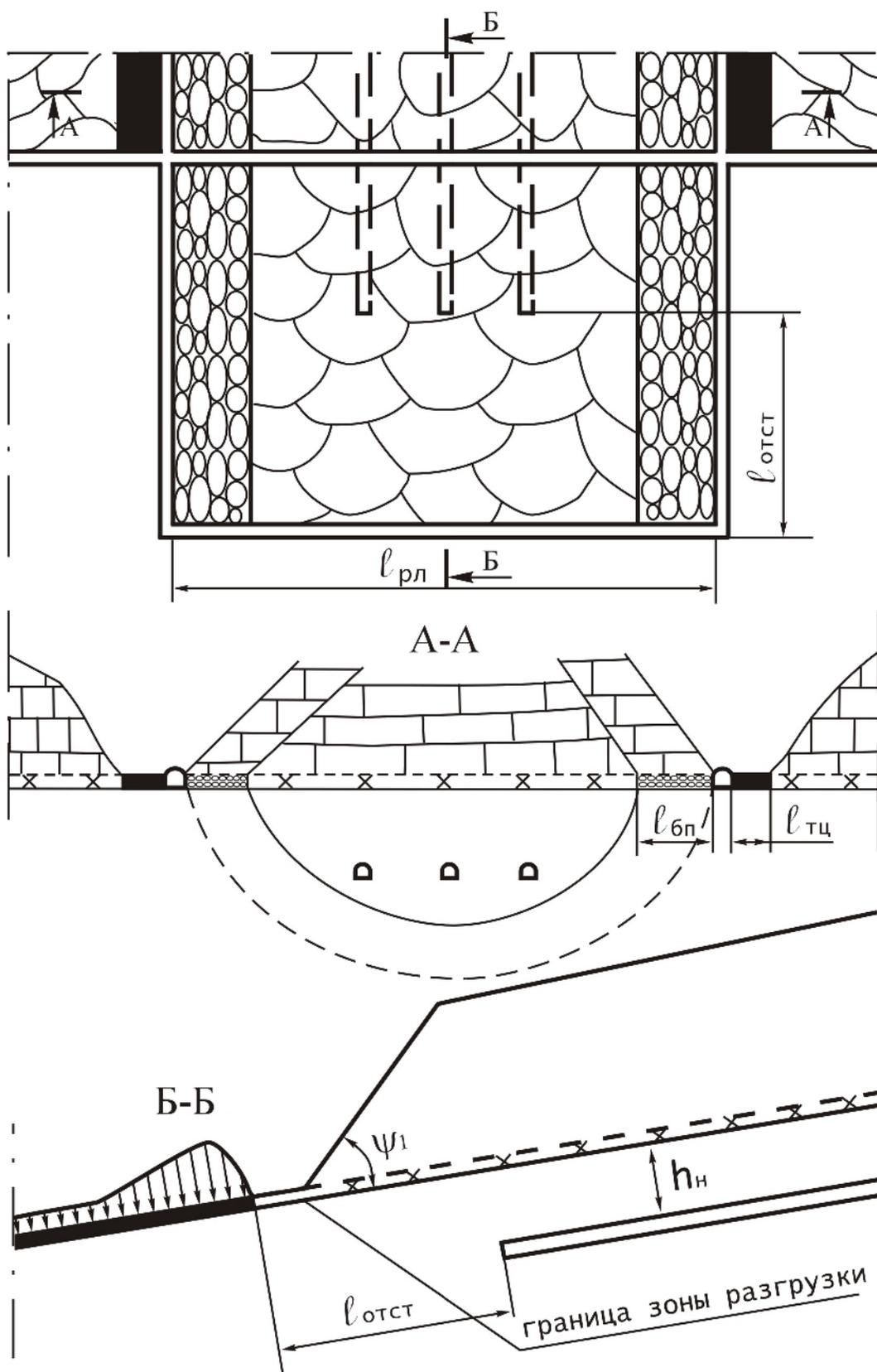


Рисунок 14.6. Охрана полевых наклонных выработок в зоне разгрузки, создаваемой предварительной отработкой разгрузочной лавы

разгрузки. На разрезе по А-А они показаны сплошной линией. Размеры этих зон несколько уменьшаются, но полевые выработки остаются в зоне разгрузки.

Для обеспечения безопасных условий монтажа при отработке смежных лав прямым ходом или демонтажа оборудования при отработке лав обратным ходом оставляются технологические целики с размером $l_{тц}=10\div 30\text{м}$.

Исходя из закономерностей распределения опорного давления по периметру выработанного пространства по мере развития очистных работ, при прямом порядке отработки лав принимаются $l_{тц}$ меньше, чем при обратном.

При обратном порядке отработки смежных лав, необходимо останавливать эти лавы сразу же, после обрушения пород основной кровли с тем, чтобы давление на технологический целик было минимальным.

В указаниях ВНИМИ в зависимости от глубины разработки, прочности вмещающих пород и h_n , $l_{отст.}$ рекомендуется принимать от 5 до 40м. В старых учебниках рекомендовалось $l_{отст.} \geq h_n \text{ctg}\varphi$, где $\varphi=45\div 55^\circ$.

Эти рекомендации не совсем правильны, т.к. при их соблюдении забои полевых выработок будут находиться вблизи границы зоны разгрузки. В этом случае в месте их нахождения зона разгрузки только формируется, следовательно, в полевых выработках будет наблюдаться интенсивное пучение пород почвы. Породы поднимаются вверх, а затем опускаются вниз. Во избежание пучения забой полевых выработок должен находиться в месте уже сформировавшейся зоны разгрузки, поэтому $l_{отст.} \geq (0,6\div 0,8)l_{рл.}$

Предварительная надработка значительно лучше последующей. Как при последующей, так и при предварительной надработке полевых наклонных выработок лавами, обрабатываемыми по падению или восстанию, область применения ограничивается углом падения до $10\div 12^\circ$, а при диагональном расположении забоя разгрузочной лавы — до $18\div 23^\circ$. (Например, на шахте им. Калинина разгрузочные лавы отработаны при $\alpha = 18\div 20^\circ$).

При большем значении α надработка наклонных полевых выработок осуществляется лавами, обрабатываемыми по простираню.

14.7 Охрана полевых наклонных выработок при комбинированной надработке (рис. 14.7)

При последующей надработке всех трех полевых наклонных выработок лавой, обрабатываемой по простираню, минимальное вредное влияние опорного давления будет на ближайшую к разрезной печи разгрузочной лавы наклонную выработку, большим на вторую и максимальным на третью выработку.

Исходя из перераспределения опорного давления по периметру выработанного пространства при развитии очистных работ, влияние последующей надработки на полевые выработки при отработке каждой последующей разгрузочной лавы будет увеличиваться. Как правило, это приводит к необходимости укрепления надрабатываемых полевых выработок.

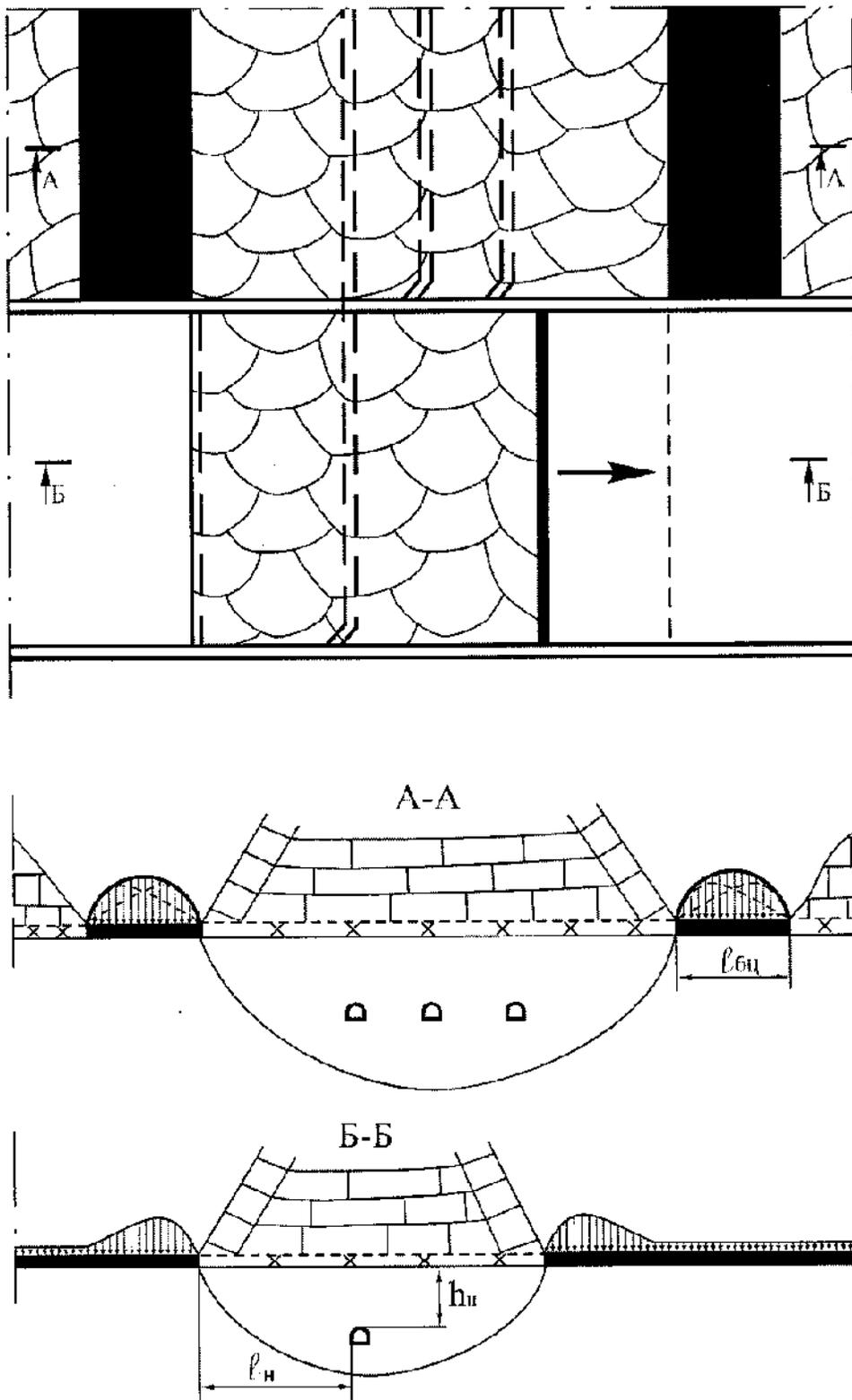


Рисунок 14.7. Охрана полевых наклонных выработок при комбинированной надработке.

Для того, чтобы устранить этот недостаток, применяют комбинированную надработку полевых наклонных выработок. При этом ближайшая к разрезной печи наклонная выработка проводится до уровня откаточного штрека разгрузочной лавы, сбивается с этим штреком и отрабатывается по простиранию разгрузочная лава. Длина отрабатываемого участка равна 200-250 м.

Затем в сформировавшейся зоне разгрузки проводятся оставшиеся две полевые наклонные выработки.

Для первой выработки имеет место последующая, а для других — предварительная надработка.

Для того, чтобы уменьшить влияние последующей надработки, расстояние от проекции разрезной печи l_n должно быть как можно меньше.

Но если расположить разрезную печь разгрузочной лавы в непосредственной близости от надрабатываемой выработки, то эта выработка попадет под влияние опорного давления со стороны массива угля. Поэтому принимается $l_n \geq (1/4 \div 1/3) l_{р.л.}$ или согласно рекомендациям ВНИМИ.

Этот способ применяется на шахтах Донбасса реже, чем предварительная или последующая надработка, в связи с усложнением схем транспорта и вентиляции.

Зона разгрузки сохраняется путем оставления барьерных целиков угля.

14.8 Охрана выработок путем проведения их по обрушенным и уплотненным породам (рис. 14.8)

Рассмотренные выше способы охраны полевых наклонных выработок при их последующей, предварительной или комбинированной надработке наряду с указанными выше преимуществами имеют следующие недостатки:

1) выемочные штреки пластовые, а наклонные выработки полевые. В связи с этим возникает необходимость проводить между ними соединяющие выработки, что приводит к увеличению затрат на проведение и поддержание горных выработок;

2) усложняются схемы транспорта и проветривания (в связи с тем, что выработки располагаются в различных плоскостях);

3) при последующей надработке, как правило, необходимо перекреплять надработанные выработки.

Избежать выше указанных недостатков можно при проведении наклонных выработок по обрушенным и уплотненным породам.

Выработки проводят в обрушенных породах кровли пласта. Подрывку пород почвы не делают, т.к. в случае ее подрывки возможны динамические нагрузки на исполнительный орган проходческого комбайна, а также возникают некоторые трудности при проведении выработки БВР. Выработки проводятся в зоне разгрузки. Для того, чтобы деформации крепи этих выработок были минимальными, необходимо принимать отставание забоев проводимых выработок от забоя разгрузочной лавы t ; кровли пласта успели уплотниться, поэтому $l_{отст.} \geq (0,6-0,8)$.

Данный способ охраны может применяться при мощности пласта более 1 метра, при любых, включая сильно пучащие, породах почвы, при слабых легко обрушающихся и хорошо уплотняющихся породах кровли (глинистые и песчаные сланцы с $f \leq 6$). Породы должны быть не обводнены.

Способ очень перспективен и получает все большее распространение на глубоких шахтах Донбасса.

На действующих шахтах все чаще применяют комбинированные способы охраны горных выработок. Рассмотрим один из них на примере магистральных штреков.

14.9 Проведение транспортного магистрального полевого штрека в зоне разгрузки, а второго штрека — по обрушенным породам (рис. 14.9)

Т.к. по выработанному пространству проводится только лишь одна выработка, то $l_{р.л.} = 100 \div 150 \text{ м}$. $l_{отст.} \geq (0,6-0,8)l_{р.л.}$. Для сохранения зоны разгрузки или оставляются барьерные целики, или в разгрузочной лаве возводятся бутовые полосы большой длины. В случае возведения в разгрузочной лаве бутовых полос длиной $30 \div 60 \text{ м}$ и оставления технологических целиков длиной $10 \div 30 \text{ м}$ длина лавы принимается равной 150 м . В худшем случае, когда в лаве остается бутовая полоса длиной $(8 \div 10) \text{ м}$ и остается технологический целик, своды полных сдвижений разгрузочной лавы и лав, обрабатываемых по падению, объединятся. Зона разгрузки исчезнет. Для того, чтобы штрек, пройденный по обрушенным и уплотненным породам, не попал в зону активизации сдвижений ранее подработанной толщи горных пород, он должен располагаться от границы выработанного пространства на расстоянии a , равным $20 \div 25 \text{ метрам}$.

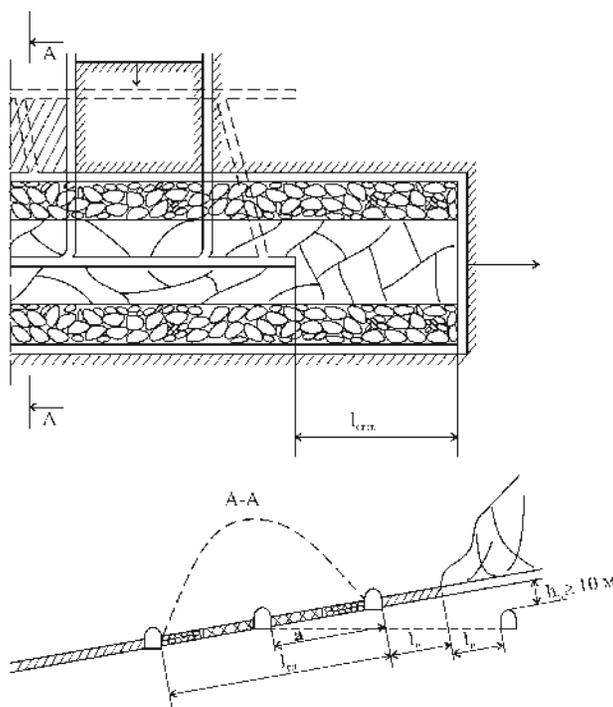


Рисунок 14.9. Комбинированный способ о:

При проведении полевого штрека как показано на рисунке 13.9 он испытывает вредное влияние последующей надработки лав, отрабатываемых по падению. Поэтому его необходимо проводить в породах почвы (песчаниках) на расстоянии от пласта по нормали равном или большем 10м. С другой стороны, чтобы эта выработка не попала в зону влияния опорного давления, действующего на барьерный целик, расстояние от проекции границы целика до полевого штрека должно приниматься в соответствии указаниям ВНИМИ в пределах $l_n=5\div 40\text{м}$.

В том случае, когда есть возможность, целесообразно полевой штрек проводить в уже сформировавшейся зоне разгрузки. Для этого необходимо поддерживать верхний штрек разгрузочной лавы на участке уже отработанной по падению лавы. Через него передавать уголь по сбойке на полевой штрек. Такое развитие горных работ приводит к усложнению схем транспорта и вентиляции, но обеспечивает хорошее состояние магистральных штреков, минимальные затраты на их поддержание.

14.10 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела.

14.10.1. Охарактеризовать особенности способов охраны подготовительных горных выработок, не связанных с очистными забоями, сравнительно с выработками, которые прилегают к очистным забоям.

14.10.2. Привести обоснование области применения установленных способов охраны подготовительных выработок.

14.10.3. Привести способы сохранения зоны разгрузки при предыдущей, следующей и комбинированной системах надработки полевых выработок.

15. ОСОБЕННОСТИ ОХРАНЫ НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗРАБОТКЕ СВИТЫ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь обоснованно определить способы охраны наклонных выработок при разработке одиночных, сближенных и близколежащих пластов.

Различают сближенные пласты ($M \leq 40\text{м}$), близколежащие ($M = 40 \div 100\text{м}$) и удаленные ($M > 100\text{м}$).

При разработке сближенных пластов, как правило, группирование осуществляется на наклонные выработки или магистральные штреки нижнего пласта. При этом выемочные выработки (штреки или ходки) проводятся по каждому пласту.

Со стороны очистных работ нижнего пласта возможно применение любого из ранее рассмотренных способов охраны наклонных выработок.

Со стороны очистных работ верхнего пласта возможно оставление полосы угля, последующая, предварительная или комбинированная надработка. В случае оставления полосы угля ее ширина принимается равной или больше суммарному размеру целика, оставленного на нижнем пласте (рис. 15.1).

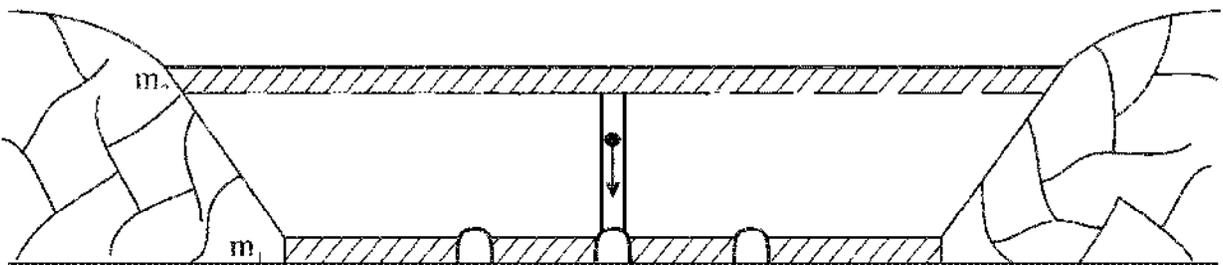


Рисунок 15.1. Охрана групповых наклонных выработок нижнего пласта целиками, а со стороны верхнего пласта — полосой угля.

При разработке близколежащих пластов и охране наклонных выработок на каждом пласте целиками угля выработки стараются располагать в створе, т.е. на одной вертикальной линии.

При этом размеры целиков определяют исходя из очередности разработки пластов, сохранения или погашения выработок на пластах, исходя из особенности схемы сдвижения при разработке свиты пологих пластов. В том случае, когда выработки поддерживаются и на нижнем, и на верхнем пласте, размер целика на верхнем пласте определяется так же, как для одиночного пласта, т.е.

$$L_u(m_2) = (0,8 \div 1,2)L_{on}. \quad (15.1)$$

На нижнем пласте целик принимается больших размеров на величину $x = M \cdot ctg \delta_0$.

Если на нижнем пласте оставить целик такой же дли то краевая часть целика верхнего пласта попадет в зо

проведения очистных работ на нижнем пласте. В результате этого целик частично потеряет несущую способность, и опорное давление переместится в сторону охраняемых наклонных выработок. Это может привести к деформациям крепи и необходимости перекрепления выработок (рис. 15.2).

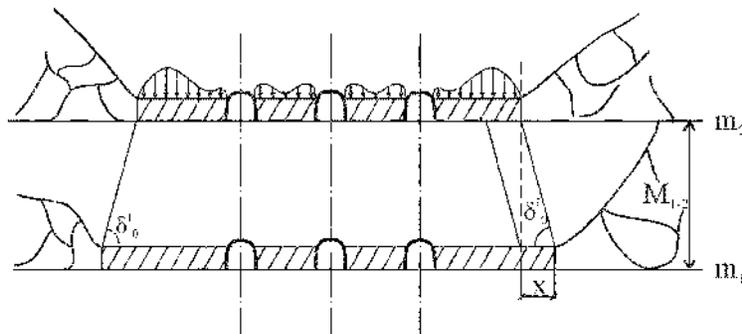


Рисунок 15.2. Охрана наклонных выработок целиками угля при отработке двух пластов.

Согласно правил охраны, при первичной подработке толщи горных пород δ_0 для Донбасса равно 75° . При повторной подработке $\delta_0=80^\circ$.

Как при нисходящем, так и при восходящем порядке отработки близлежащих пластов, при сохранении выработок на каждом пласте размер целика на нижнем пласте принимается больших размеров, чем на верхнем.

В том случае, если пласты отрабатываются поочередно, т.е. разнесены во времени, размеры целиков на обоих пластах определяются как для одиночного пласта.

При отработке трех пластов нижний пласт m_1 подрабатывает верхний и средний пласты, поэтому граничный угол сдвига в породах между пластами m_1 и m_2 $\delta_0^I=75^\circ$.

Пласт m_2 вторично подрабатывает верхний пласт m_3 . Поэтому: $\delta_0^{II}=80^\circ$. (рис. 15.3)

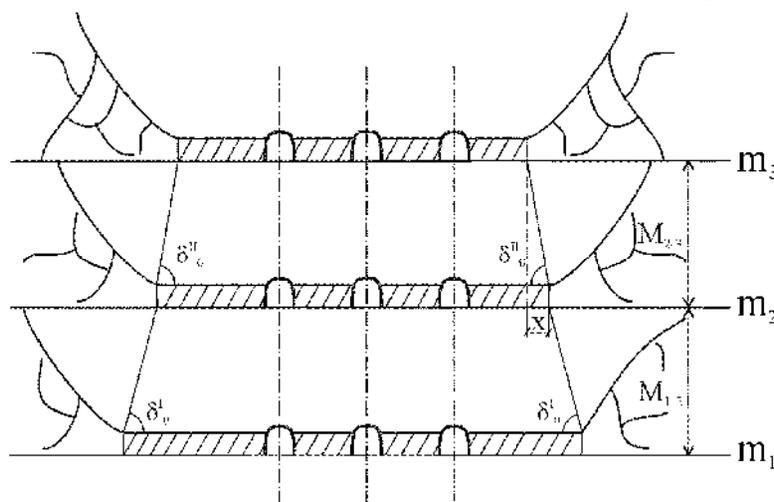


Рисунок 15.3. Охрана наклонных выработок целиками угля при разработке трех пластов.

В том случае, когда есть возможность разнести наклонные выработки одного пласта на расстояние в несколько сот метров от другого пласта, размеры целиков на этих близлежащих п

так же с учетом особенностей схемы сдвижения при разработке свиты пологих пластов (рис. 15.4).

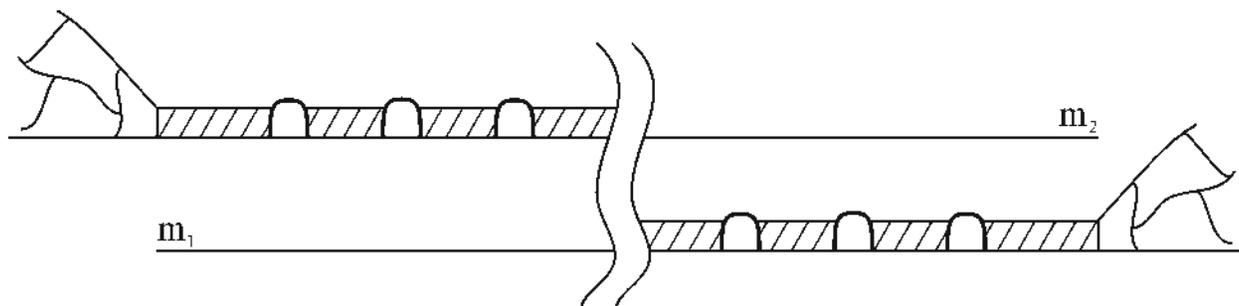


Рисунок 15.4. Разнесение наклонных выработок близлежащих пластов по простиранью.

Как при нисходящем, так и при восходящем порядке отработки близлежащих пластов, на пласте, отрабатываемом в первую очередь, размер целиков определяется так же, как для одиночного пласта $l_{ц}=(0,8\div 1,2)L_{оп}$. На пласте, отрабатываемом во вторую очередь, при условии неполной подработки земной поверхности первым пластом, размер целика принимается меньше, чем для одиночного пласта, а именно: $l_{ц}=(0,5\div 0,8)L_{оп}$. А при условии полной подработки земной поверхности $l_{ц}$ определяется так же, как и для одиночного пласта.

15.1 Контрольные вопросы и задача.

15.1.1. Охарактеризовать принципы распределения пластов на одиночные, сближенные и близколежащие.

15.1.2. Спроектировать способ охраны наклонных выработок сближенных пластов от влияния очистительных работ на верхнем и нижнем пластах.

15.1.3. Провести расчет размеров угольных целиков при отработке свиты наклонных пластов.

16. СПОСОБЫ ОХРАНЫ ШТРЕКОВ КРУТОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВ

Опираясь на материал раздела и справочную литературу, студент должен уметь обоснованно определить способы охраны откаточных штреков и рассчитать параметры охранительных элементов.

16.1 Особенности охраны штреков на крутопадающих пластах

На крутом падении по сравнению с пологим, имеются следующие особенности:

- 1 – намного больше геологических нарушений;
- 2 – многие пласты имеют вмещающие породы, склонные к сползанию;
- 3 – смещение пород происходит в основном в направлении, перпендикулярном напластованию;
- 4 – шахты разрабатывают десятки пластов, поэтому имеет место многократная подработка и надработка толщи горных пород.

Все выше перечисленные факторы приводят к тому, что условия поддержания выемочных штреков значительно сложнее, чем на пологом падении.

Поэтому целесообразно применять специальные крепи, имеющие податливость, как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях (например, КМП А-4). Кроме того, отличаются и способы охраны выемочных штреков крутопадающих пластов.

16.2 Способы охраны откаточных штреков крутопадающих пластов

В настоящее время наиболее часто откаточные штреки на крутом падении охраняются целиками угля, искусственными целиками и проводятся в почве отработываемого пласта.

16.2.1. Охрана угольными целиками (рис. 16.1)

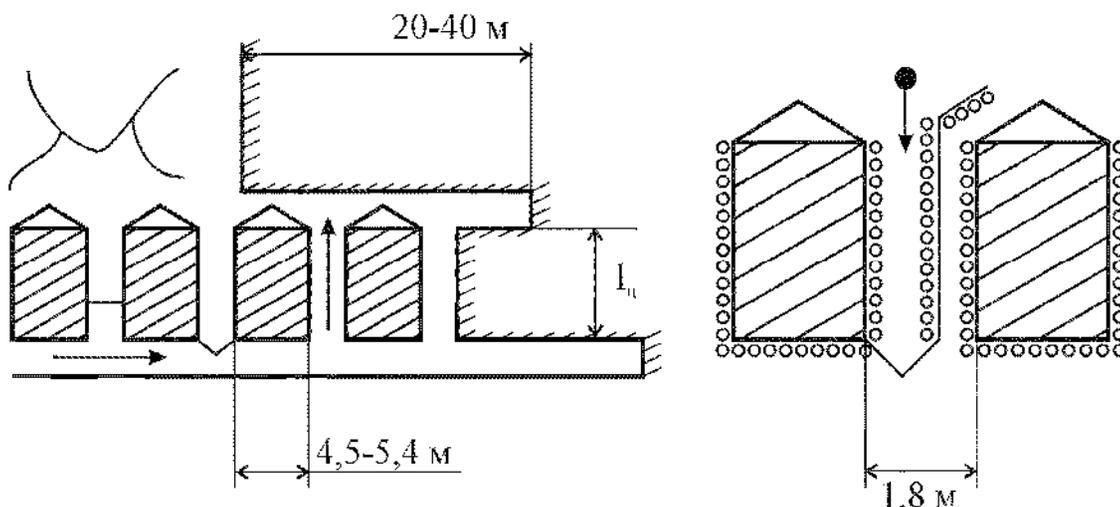


Рисунок 16.1. Охрана откаточного штрека угольнѣ

В зависимости от мощности разрабатываемого пласта и прочности угля угольные целики по падению оставляются размером $6 \div 14$ м.

Чем больше m и меньше R , тем больше размер целика. По простиранию ширина целика принимается $4,5 \div 5,4$ м. Для предотвращения высыпания угля из целиков они оконтуриваются по периметру деревянной призабойной крепью. Под стойки обязательно пробиваются затяжки.

Угольные целики не рекомендуется или запрещается оставлять на выбросоопасных пластах, угрожаемых по горным ударам, склонных к самовозгоранию, на защитных пластах, а также на сближенных пластах. Они практически применяются повсеместно на пластах с вмещающими породами, склонными к сползанию.

Для предотвращения сползания пород кровли или почвы пласта, не желательно пересекать штреком склонные к сползанию слои горных пород. При необходимости это сделать, величина подрывки не должна превышать 25% мощности этого слоя.

Порядок отработки этажа прямой (от центра к границам шахтного поля), при этом возможна отработка выемочного участка на передние промежуточные квершлагги (столбовая система) или на задние промежуточные квершлагги (сплошная система разработки). Применяются также комбинированные системы разработки. В связи с повсеместным применением на крутом падении электровозной откатки угля необходимо поддерживать пластовый откаточный штрек в выработанном пространстве для осуществления маневров. С точки зрения уменьшения затрат на охрану штреков, необходимо применять столбовую систему разработки. К сожалению, из-за целого ряда различных причин (недостаточное финансирование, нехватка крепежа, недостаток проходческого оборудования и т.д.) около 80% лав, обрабатываемых по простиранию с помощью выемочных комбайнов или отбойных молотков, работают по сплошной системе разработки.

Бурение с откаточного штрека скважин по угольному пласту для дегазации пласта или для нагнетания воды в угольный пласт с целью предотвращения внезапных выбросов угля и газа приводит к ослаблению и возможному высыпанию оставляемых для охраны откаточного штрека угольных целиков.

Способ применяется довольно широко, но от него необходимо отказываться там, где это возможно. На пластах с вмещающими породами, не склонными к сползанию, применяются искусственные целики различной конструкции.

16.2.2 Охрана откаточного штрека искусственными целиками (рис. 16.2)

Костры применяют различной конструкции: обыкновенные (клетки), накатные костры, кустокостры. Опыт показывает, что наибольшей жесткостью обладают кустокостры. Поэтому они более предпочтительны. Как показывает практика, смещение пород кровли и почвы на сопряжении нижнего уступа с откаточным штреком при охране искусственными целиками в несколько раз больше, чем при охране угольными целиками.

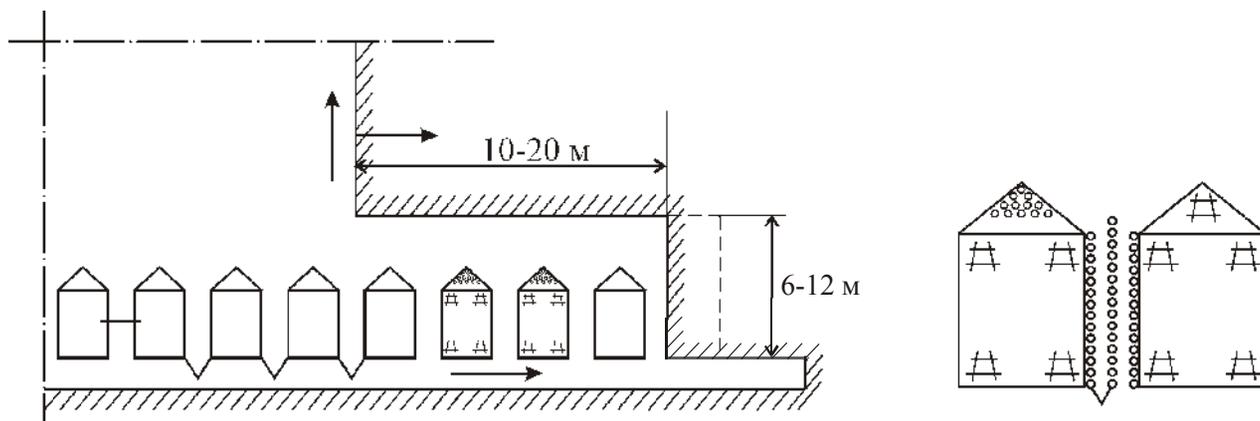


Рисунок 16.2. Охрана откаточного штрека искусственными целиками.

Для предотвращения завалов нижней части лавы необходимо уменьшить до минимума размеры опережающей печи и размеры магазинного уступа, применять столбовую систему разработки. По данным Горловского отделения ДонУГИ искусственные целики могут применяться примерно на 70% шахтопластов Центрального района Донбасса. Одним из крупных недостатков этого способа является большой расход леса.

16.2.3 Охрана полевых откаточных штреков

В связи с тем, что на любой шахте ЦРД разрабатываются свиты сближенных пластов, на них применяется группирование. При этом целесообразно групповые штреки проводить в почве нижнего пласта данной свиты по прочным горным породам (песчаникам или сланцам). Опыт показывает, что и при отработке одиночных пластов со слабыми вмещающими породами все большее распространение получает отработка их на полевые штреки (рис. 16.3).

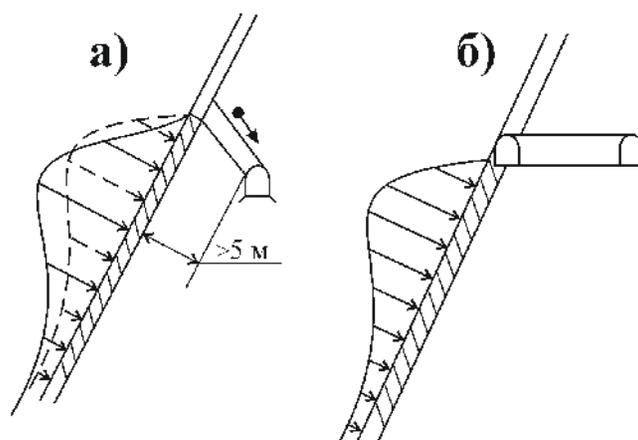


Рисунок 16.3. Отработка на полевой штрек: а) – через скат; б) – через промежуточный квершлаг

При отработке на полевой штрек через скаты, полевой штрек находится в зоне влияния опорного давления. С целью уменьшения деформаций крепи можно применить ВЦР. Это приведет к некоторому уменьшению влияния опорного давления на полевой штрек при его надработке. Для того, чтобы после надработки полевой штрек находился в зоне разгрузки, необходимо производить отработку пласта через промежуточные квершлагги. Вредное влияние последующей надработки на полевой штрек при отработке лав отбойными молотками, комбайнами или щитами целесообразно компенсировать с помощью ВЦР. После надработки полевой штрек будет находиться в зоне разгрузки. Пластовый откаточный штрек погашается.

Попытки применения БЖБТ для охраны откаточных штреков крутого падения не увенчались успехом из-за сложности их возведения.

Применение бутовых полос для охраны откаточного штрека также практически невозможно, т.к. подрывка пород кровли или почвы, как правило, приводит к их сползанию и завалу лавы. Были предположения возводить бутовые полосы с помощью пневмозакладочных установок типа “Титан”. Это трудно реализуется в связи с тем, что доставленную в вагонетках породу необходимо вручную закладывать в дробильную установку.

Горловское отделение ДонУГИ предложило оставлять на расстоянии в 14-16м от откаточного штрека целики угля размером по падению, равным 4-6м с тем, чтобы создать локальную зону разгрузки вокруг охраняемого штрека. Этот способ требует апробации. При наличии выбросоопасных пластов (а на шахтах ЦРД это практически обычное явление) оставлять целики угля нельзя, т.к. они будут концентраторами напряжений и будут вызывать выбросы угля и газа.

16.3 Способы охраны вентиляционных штреков на крутых пластах

В настоящее время наиболее широко применяется охрана вентиляционных штреков со стороны очистного забоя целиками угля (около 30%) и бутовыми полосами (около 70%).

16.3.1 Охрана пластового вентиляционного штрека целиками угля (рис. 16.4)

Как правило, вентиляционный штрек проводится по завалу, т.е. по “задавленному” бывшему откаточному штреку. Поэтому проведение вентиляционных штреков осуществляется с помощью отбойных молотков вручную.

Охрана вентиляционных штреков угольными целиками допускается при наличии весьма слабых боковых пород. В зависимости от мощности пласта и прочности угля размеры целиков по падению принимаются от 8 до 14м.

Непосредственно под угольные целики устанавливаются деревянные костры через 1,8м по простиранию.

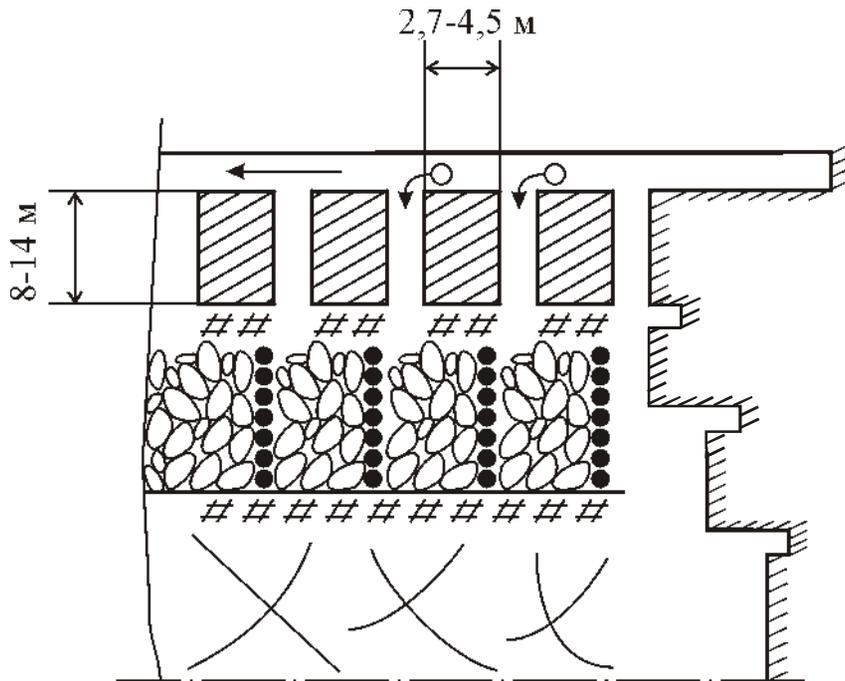


Рисунок 16.4. Охрана пластового вентиляционного штрека целиками угля.

Порода от проведения вентиляционного штрека, чтобы не выдавать ее на поверхность, закладывается в бутовую полосу, расположенную под целиками угля. Размер этой полосы предопределяется мощностью пласта и сечением вентиляционного штрека.

16.3.2 Охрана вентиляционного штрека бутовой полосой (рис. 16.5)

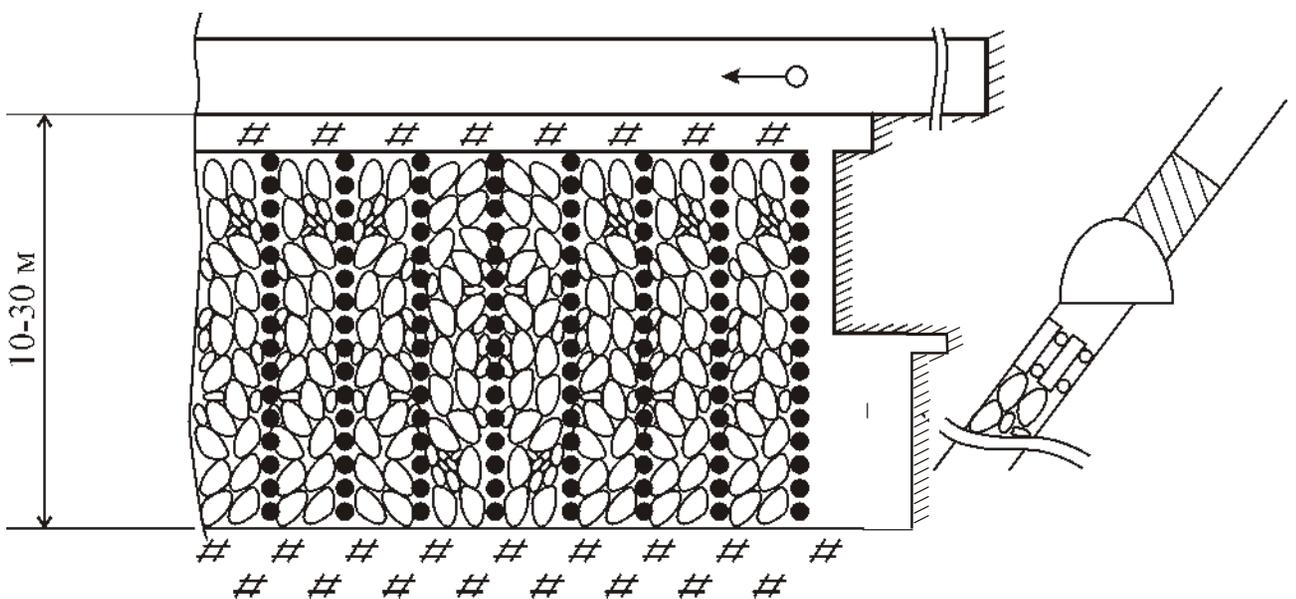


Рисунок 16.5. Охрана вентиляционного штрека бут

Порода от проведения вентиляционного штрека, его перекрепления закладывается в бутовую полосу.

Т.к. бутовая полоса в этом случае может иметь длину 10÷30м иногда и более, то для ее удерживания возводится два упорных ряда костров, кроме этого непосредственно под штреком возводится еще один ряд костров.

Т.к. давление закладочного материала большое, то, как правило, отшивка закладочных ящиков осуществляется двойным органичным рядом. Этот способ является наиболее распространенным.

Основной недостаток — очень большой расход леса.

16.3.3 Проведение “минусовых штреков”

Начиная с 1975г. на шахтах крутого падения пытались внедрить проведение, так называемых “минусовых штреков” по аналогии с присечными выработками на пологом падении (рис. 16.6).

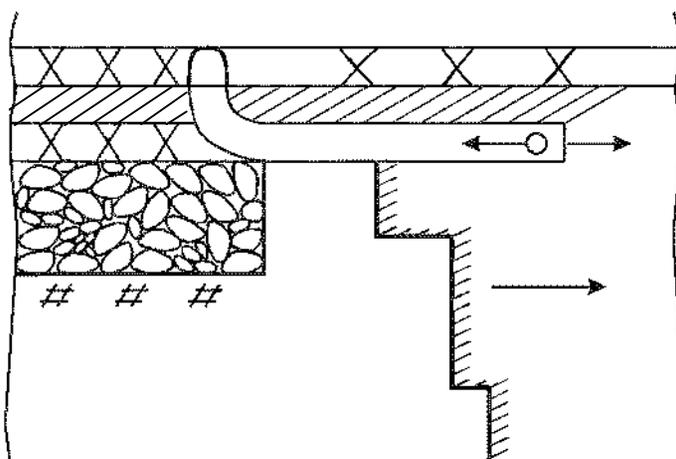


Рисунок 16.6. Проведение “минусовых штреков”

Во избежание самопроизвольного перепуска породы с верхнего этажа угольный целик по падению между бывшим откаточным и проводимым вентиляционным штреками оставляется размером 6÷8м.

При этом происходит “потеря горизонта”. Для осуществления доставки крепежного материала в забой проходимого штрека на квершлагах необходимо устанавливать лебедки.

Это основная причина по которой этот способ до сих пор не нашел практического применения.

16.3.4 Расположение полевых вентиляционных штреков в зоне разгрузки

Исследование на моделях из эквивалентных материалов, а также шахтные исследования показали, что после погашения откаточного штрека возникает зона разгрузки в виде овала, длинная ось которого вытянута в направлении, перпендикулярном напластованию пород, с размерами, указанными на рисунке 16.7.

Как видно из этого рисунка, при расположении вентиляционного штрека в породах почвы пласта сечение выработки может частично выходить за границы ЗНД (зоны разгрузки). Поэтому в результате ее проведения нарушается равновесие системы «крепь-порода» и увеличивается размер ЗНД. Это приводит к увеличению смещений на ее контуре и, как следствие, к увеличению нагрузки на крепь штрека.

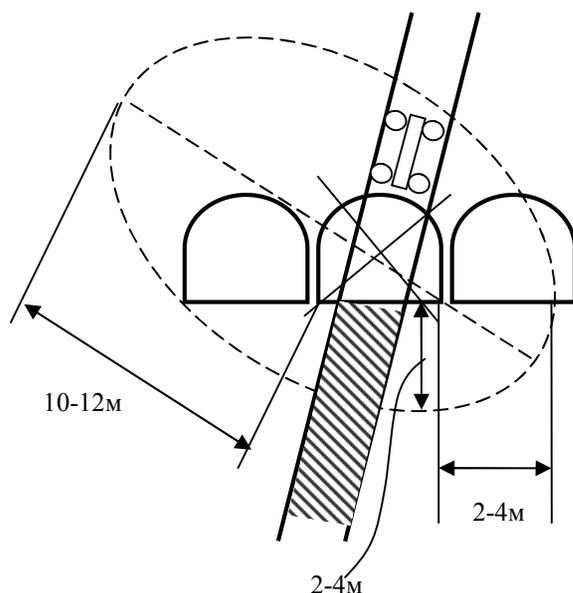


Рисунок 16.7. Расположение полевых вентиляционных штреков в зоне разгрузки.

При проведении вентиляционного штрека в породах кровли пласта он полностью вписывается в зону разгрузки (ЗНД). Поэтому увеличения размеров ЗНД практически не происходит. Выработка находится все время ее эксплуатации в зоне разгрузки. Затраты на ее поддержание минимальные. Этот способ охраны с геомеханической точки зрения аналогичен охране подготовительных горных выработок на пологих пластах в зоне разгрузки, создаваемой предварительной отработкой разгрузочной лавы.

С технологической точки зрения проведение вентиляционного штрека в породах кровли пласта также предпочтительнее, т.к. в этом случае сбойка между ним и лавой проходит через породы зоны разгрузки. Длина ее незначительная. А при расположении вентиляционного штрека в породах почвы пласта попасть в лаву можно по сбойке, проходящей полностью или частично через погашенный откаточный штрек. При этом резко увеличивается трудоемкость проведения сбойки и травматизм проходчиков.

Проведение вентиляционного штрека в породах кровли пласта в зоне разгрузки является перспективным способом для шахт I Донбасса.

16.4 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела.

16.4.1. Определить характерные особенности охраны штреков на крутопадающих пластах сравнительно с пологими.

16.4.2. Разработать проект охраны откаточного штрека угольными и искусственными целиками.

16.4.3. Разработать проект охраны вентиляционного штрека угольными целиками и бутовой полосой.

16.4.4. Разработать проект охраны полевых откаточного и вентиляционного штреков.

17. УПРАВЛЕНИЕ СОСТОЯНИЕМ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА МЕТОДОМ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ.

Опираясь на материалы раздела и справочную литературу, студент должен самостоятельно разработать проект технологии гидравлической обработки угольного пласта для конкретных производственных условий и выполнить расчеты параметров способа (при необходимости с использованием ПЭВМ).

Интенсификация и концентрация горных работ, в особенности в связи с углублением шахт, все более ограничивается проявлениями опасных и вредных свойств угольных пластов. Повышение нагрузки на очистной забой, темпов проведения подземных горных выработок и безопасности подземных горных работ – это первостепенные задачи, которые стоят перед учеными и производственниками. В комплексе методов решения этих задач очень важное место занимают процессы воздействия на угольные пласты, которые позволяют изменить их состояние и за счет этого снизить интенсивность проявления основных опасностей.

В числе способов воздействия выделяются технологические (схемы раскрытия, системы разработки, порядок отработки пластов, управление проявлениями давления горных пород, системы проветривания) и специальные (предыдущее гидравлическое воздействие, увлажнение, пневматическое, физико-химическое действие, дегазация, комплексное воздействие).

Воздействие осуществляется соответственно разработанным технологическим схемам, параметры которых рассчитываются на основании теоретических представлений о процессе и зависимостях, которые их описывают.

Важной задачей является повышение качества проектов технологических схем гидравлического воздействия на пласт. Эта задача решается путем создания системы автоматизированного проектирования (САПР).

17.1. 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 предварительна затруднена ввиду сложности процесса. Применение мате

рования 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.17.1):

- 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. 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 низкой проницаемостью.

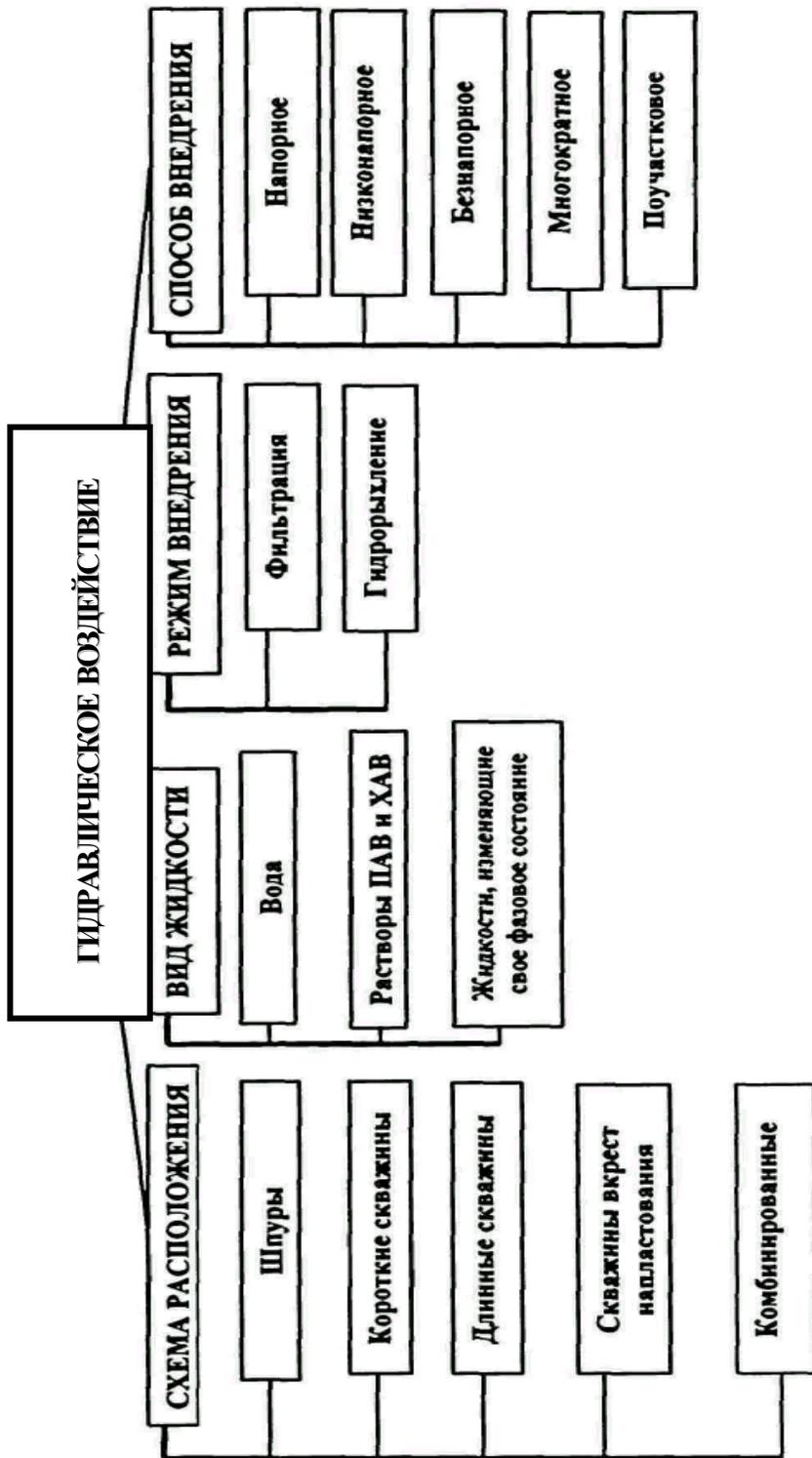


Рис. 17.1. Способы и схемы воздействия, включаемые в предметную область САПР

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 вентилялей и счетчиков-расходомеров высокого давления (СРВД).

Многообразии 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.17.2. 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 его пачек, наличие и характеристику геологических и

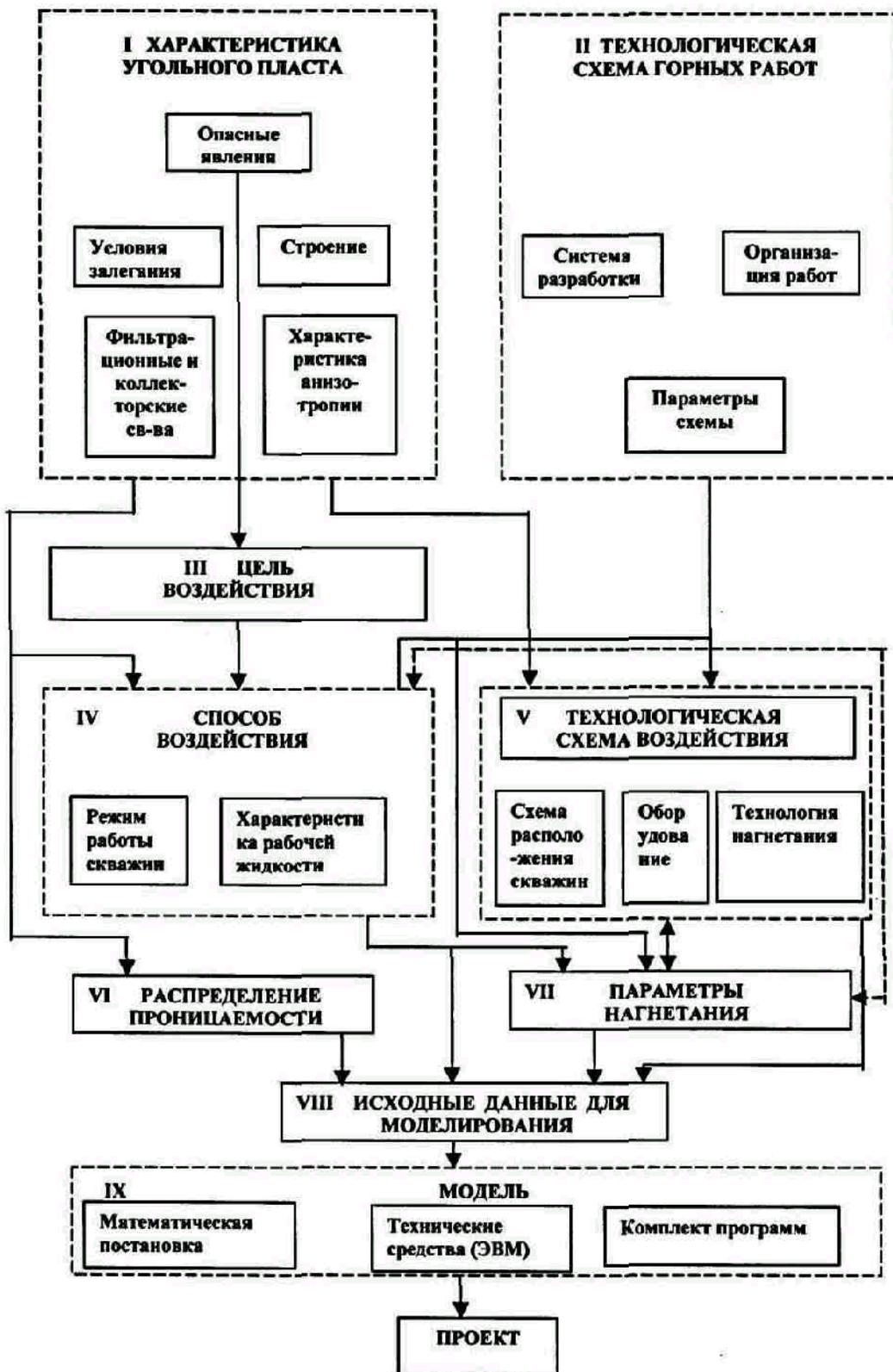


Рис.17.2. Структурно-функциональная схема САПР.

ного давления, зон ПГД, сведения о подработке и надработке, степень опасности пласта по различным факторам, характеристику вмещающих пород, коэффициент проницаемости, пористость пласта и пород, коэффициент фильтрационной анизотропии, давление газа в пласте. Эта информация определяет, во-первых, цель воздействия, т.е. на изменение каких свойств пласта и в какой степени должно быть направлено гидродинамическое воздействие, во-вторых, способ и технологическую схему нагнетания и, в-третьих, распределение проницаемости в рассматриваемой области, значение которого необходимо для моделирования.

Описание технологической схемы горных работ на данном участке должно содержать характеристику системы разработки, оборудования и технологии очистных и (или) подготовительных работ, параметры схемы, в частности длину лавы, размеры забоев подготовительных и вскрывающих выработок, опережение подготовительных выработок при сплошной системе разработки и организацию очистных, подготовительных, транспортных и ремонтных работ на данном участке. Все эти данные в значительной степени влияют на определение способа и технологической схемы воздействия.

Предварительный выбор способа и схемы воздействия на основе предыдущей информации осуществляется согласно рекомендациям нормативных документов и опыту работ по нагнетанию. В дальнейшем принятые решения проходят проверку на модели.

Определение параметров скважин является составной частью разработки технологической схемы и обычно не требует проведения сложных расчетов, поэтому в модуль расчета параметров включены только те из них, которые определяют собственно процесс нагнетания: количество жидкости на одну скважину, удельный расход жидкости, давление, темп и время нагнетания.

Исходными данными для моделирования являются: мощность пласта и слагающих его пачек, размеры зоны обработки, схема расположения, параметры и режим работы скважин, характеристика рабочей жидкости, распределение проницаемости и пористости в рассматриваемой области, проницаемость вмещающих пород, значения параметров нагнетания, цель моделирования.

Собственно модель включает в себя математическую постановку задачи, метод и алгоритм решения и комплекс программ на каком-либо алгоритмическом языке, ориентированном на конкретную ЭВМ. Моделирование включает в себя исследование требуемых характеристик процесса нагнетания, как правило, для нескольких вариантов исходных данных, в частности нескольких вероятных распределений проницаемости и пористости, и, при необходимости, корректировку принятых ранее решений. В процесс принятия решения могут быть включены лабораторные и натурные эксперименты по определению или уточнению некоторых характеристик угольного пласта.

Проект включает в себя схему расположения скважин, способ нагнетания, технологию, оборудование и параметры воздействия и является основой

для составления паспорта ведения работ по гидродинамическому воздействию на угольный пласт.

В зависимости от конкретных условий содержание отдельных модулей системы может быть изменено по усмотрению проектировщика.

На рис.17.3 приведена обобщенная блок-схема алгоритма функционирования основного программного модуля рассматриваемой САПР.

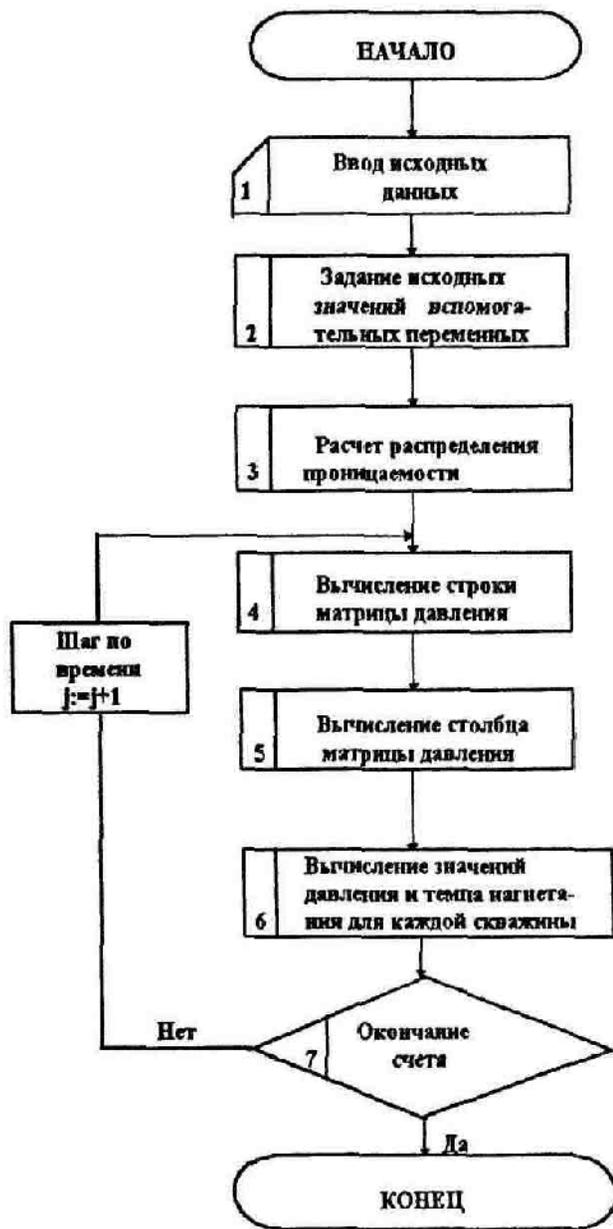


Рис.17.3. Блок-схема основной программы (MODEL).

Схема расположения коротких (до 25 м) скважин, перпендикулярных линии очистного забоя, показана на рис.17.4.а. Длина скважин обычно выбирается кратной недельному подвиганию забоя. Это позволяет во-первых

расположить фильтрующую часть скважины за пределами зоны опорного давления и повысить вследствие этого равномерность обработки, во-вторых, значительно уменьшить по сравнению со шпуровой схемой зависимость работ по нагнетанию от очистных работ.

Гидравлическое воздействие на угольный пласт при проведении пластовой подготовительной выработки осуществляется через скважины, расположенные по одной из схем, приведенных на рис 17.4.б,в. Длина скважин при использовании нагнетания как противовыбросного мероприятия рекомендуется в пределах 8-11 м [37], при борьбе с пылью - 30-80 м [36]. Особенностью схемы (см. рис 17.4.б) является наложение зон влияния скважин из-за ограниченных размеров забоя подготовительной выработки.

Основные схемы расположения длинных скважин, параллельных очистному забою, приведены на рис.17.5. Схема, изображенная на рис.17.5.б, применяется при невозможности пробурить скважины из одной выработки на всю длину лавы. При щитовой выемке крутозалегающих пластов столбами по падению длинные скважины бурятся по восстанию перпендикулярно очистному забою.

Основным недостатком длинных скважин, ограничивающим их применение в настоящее время, является трудность направленного бурения и герметизации, обусловленная отсутствием необходимого количества надежного оборудования. Кроме того, использование длинных скважин возможно только при наличии достаточного опережения подготовительных выработок, т.е. практически при столбовых системах разработки.

Скважины, пробуренные вкрест напластования, применяются при гидрорасчленении, а также при вскрытии угольных пластов как противовыбросное мероприятие. На рис.17.6 изображены схемы расположения скважин при вскрытии. Специфика технологии вскрытия пластов делает такое расположение скважин единственно возможным.

В конкретных условиях могут применяться комбинированные схемы расположения скважин: диагональное, с использованием вспомогательных скважин и др. В подавляющем большинстве случаев модификация схемы преследует цель повышения качества обработки массива. Неравномерность обработки обусловлена, в первую очередь, фильтрационной анизотропией угольных пластов, проявляющейся как в различии коэффициента проницаемости в плоскости пласта и перпендикулярной ей, так и в разбросе значений проницаемости по каждому направлению. 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.

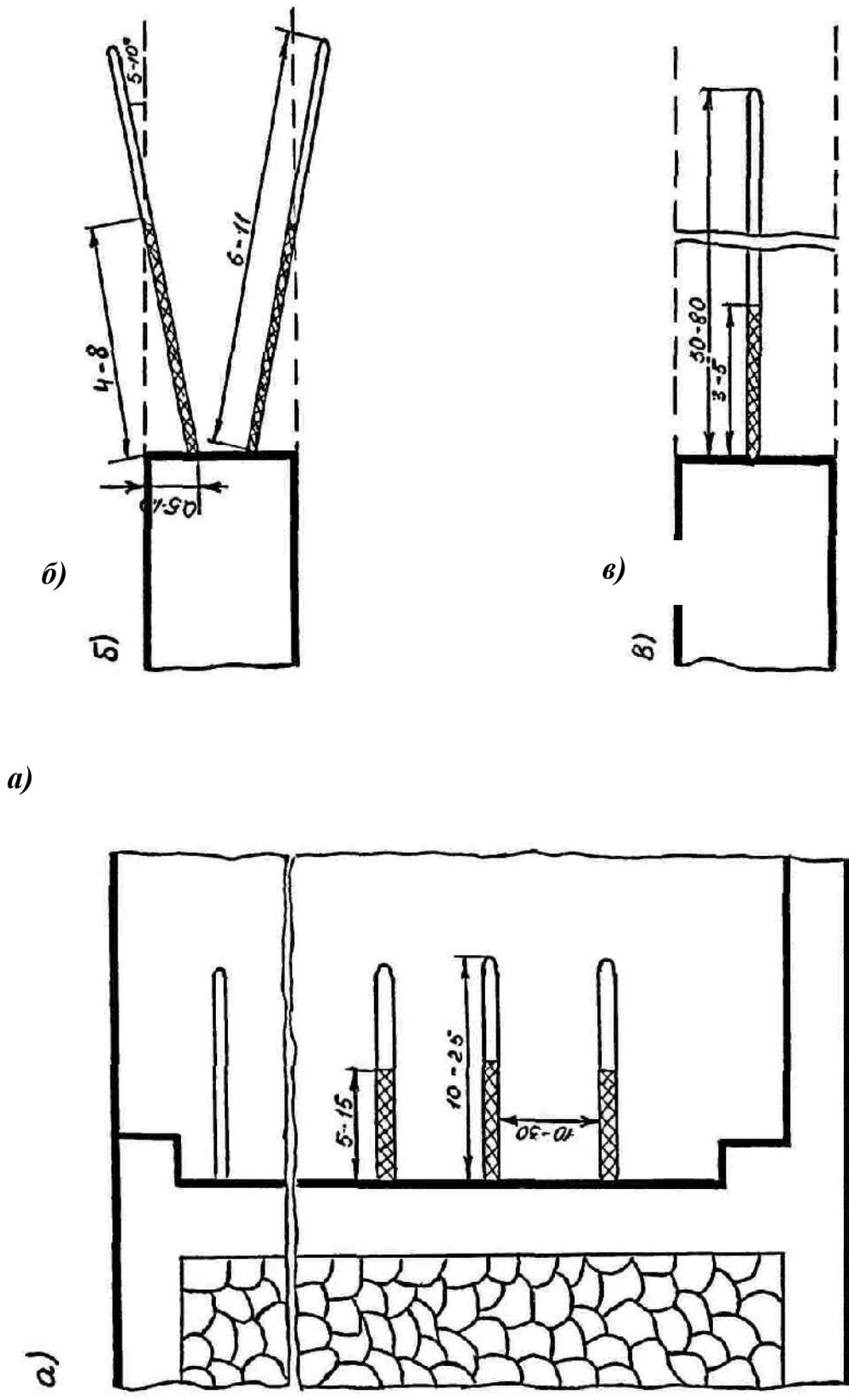


Рис.17.4. Схемы расположения скважин:
 а - коротких в очистном забое;
 б - коротких в подготовительной выработке;
 в – длинной в подготовительной

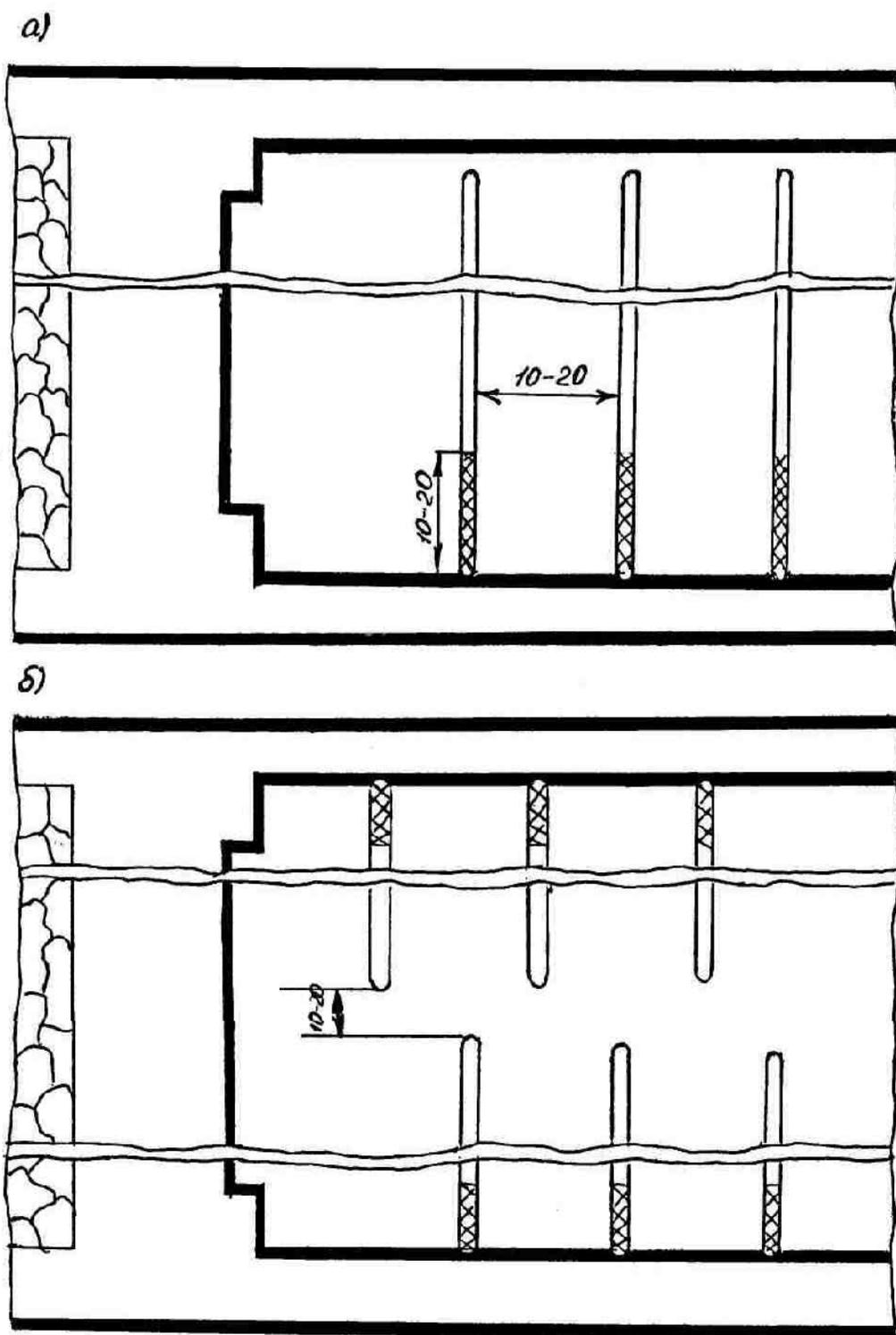


Рис. 17.5. Схема расположения длинных скважин, пробуренных:
 а - из подготовительной выработки;
 б - из откаточного и вентиляционного штреков

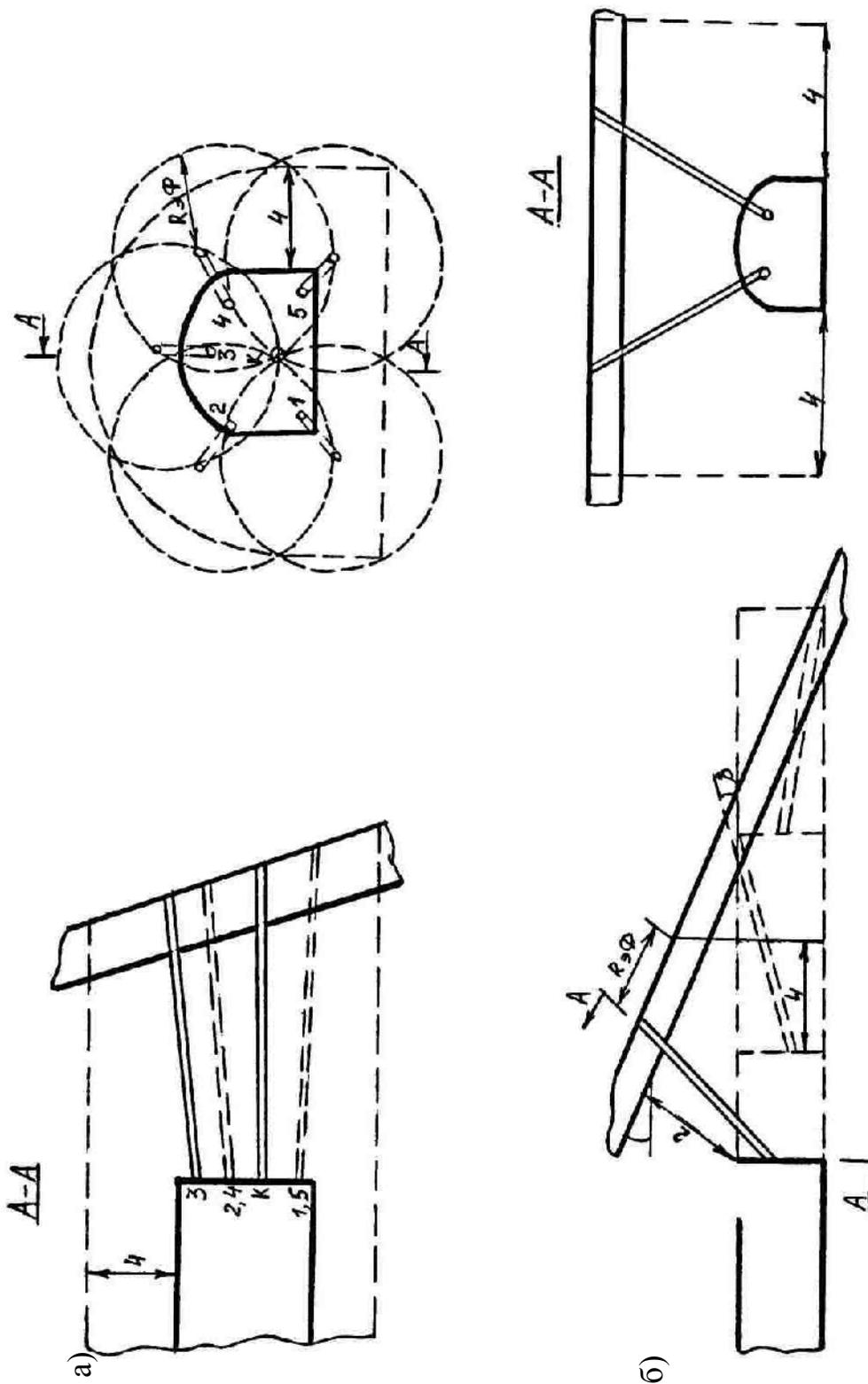


Рис. 17.6. Схемы расположения нагревательных скважин при вскрытии: а - круглого пласта; б - пологого пласта

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 натуральных 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.

17.2. 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 - r

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.

17.2.1 Локальный способ

При нагнетании в забое подготовительной выработки длина, глубина герметизации и расстояние между скважинами такие, как показано на рис.17.4.б,в. Эффективный радиус выбирается из условия обработки 4-метровой зоны за контуром выработки. При нагнетании воды с целью борьбы с пылеобразованием эффективный радиус составляет [36]

$$R_{\text{эф}} = 2h$$

где h - высота выработки вчерне, м.

Длина скважин, пробуренных из очистного забоя, обычно принимается кратной недельному подвиганию лавы, но не превышает 25 м. Диаметр скважин 45-60 мм. Глубина герметизации и радиус эффективного влияния скважины в обоих случаях связаны соотношением

$$l_{\Gamma} \geq 1,1R_{\text{эф}} \quad (17.1)$$

Величина неснижаемого опережения для коротких скважин принимается равной длине фильтрующей части:

$$l_{\text{н.о.}} = l_{\Phi} = l_c - l_{\Gamma}, \quad (17.2)$$

где l_c - полная длина скважины.

Расход жидкости на одну скважину:
для очистного забоя

$$Q = n_{\text{э}} m L_{\text{м.с.}} (l_{\Gamma} + l_{\text{н.о.}}), \text{ м}^3 \quad (17.3)$$

для подготовительной выработки

$$Q = 2n_{\text{э}} m R_{\text{эф}} (l_{\Gamma} + l_{\text{н.о.}}), \text{ м}^3 \quad (17.4)$$

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:

$$P_{\text{н}} \leq 0,075\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.5)$$

где γ - объемный вес вмещающих пород, т/м³;

H - глубина разработки, м,

или гидрорыхления:

$$0,075 \leq P_{\text{н}} \leq 0,2\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.6)$$

Для скважин, длина фильтрующей части которых меньше $R_{\text{эф}}$, темп нагнетания приближенно может быть рассчитан по формуле радиальной фильтрации:

$$q = 0,18 \cdot 10^{-2} l_{\phi} \frac{k}{\mu} (P_H - P_G) \quad \text{л/мин} \quad (17.7)$$

Тогда время нагнетания

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q}, \quad \text{ч.} \quad (17.8)$$

Если $l_{\phi} \geq R_{\text{эф}}$, темп и время нагнетания определяются по формулам регионального способа.

17.2.2 Региональный способ

Скважины бурятся диаметром 75-100 мм в зависимости от используемого оборудования. Длина скважин, расположенных по схеме рис. 17.5а:

$$l_c = L_L - 20 \quad \text{м}, \quad (17.9)$$

по схеме рис. 3.5б:

$$l_c = \frac{L_L}{2} - 20 \quad \text{м},$$

где L_L - длина лавы, м.

Глубина герметизации и расстояние между скважинами, как и при локальном способе, связаны соотношением (17.1). Глубина герметизации составляет обычно 10-20 м. Расстояние от очистного забоя до первой скважины в момент начала нагнетания должно удовлетворять условию:

$$L_3 > L_{\text{м.с.}} + \frac{T_H}{T_C} V_L; \quad \text{м}, \quad (17.10)$$

где V_L - скорость подвигания лавы, м/сут;

T_C - время работы насоса в течение суток, ч.

Количество жидкости на одну скважину

$$Q = n_{\text{э}} m L_{\text{м.с.}} (l_c + l_G) \quad \text{м}^3. \quad (17.11)$$

Давление нагнетания выбирается по условию (17.5). Расчет темпа и времени нагнетания производится в предположении радиально-одномерного характера движения жидкости от скважины. В [38] получена соответствующая формула зависимости темпа нагнетания от времени в предположении изотропности фильтрационных свойств пласта. С учетом коэффициента анизотропии она приобретает вид:

$$q = 10^{-3} \sqrt{0,27 \cdot 10^{-3} \frac{c_1^2}{t^2} + \frac{c_2}{t} - 1,65 \frac{c_1}{t}}, \text{ л/мин,}$$

где

$$c_1 = 10^6 l_\phi \frac{m^2 n_\varepsilon}{2\pi} \sqrt{A} \ln \left(\frac{10^3 m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}} \right); \quad (17.12)$$

$$c_2 = 2 \cdot 10^5 l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_\Gamma);$$

t - текущее время, ч.

Время нагнетания

$$T_H = \frac{53 Q m \mu}{l_\phi k_x (P_H - P_\Gamma)} (0,13 Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\varepsilon} + 1 \right) (1,7 \sqrt{A + 1}), \text{ ч} \quad (17.13)$$

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:

$$q = 0,32 l_\phi m \sqrt{2 n_\varepsilon \frac{k}{\mu} (P_H - P_\Gamma)} \cdot \frac{1}{\sqrt{t}}, \text{ л/мин} \quad (17.14)$$

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8 l_\phi^2 m^2 n_\varepsilon k (P_H - P_\Gamma)}, \text{ ч} \quad (17.15)$$

17.2.3. Вскрытие угольных пластов квершлагами

При вскрытии крутопадающих пластов в соответствии с [37] следует бурить 5-6 скважин по контуру выработки, пересекающих пласт на всю мощность (см. рис. 17.6а). Диаметр скважин 45-60 мм. Длина скважин определяется расстоянием до пласта и его мощностью. Глубина герметизации должна быть не менее толщины породной пробки.

Давление нагнетания для тонких и средней мощности пластов выбирается из условия [37]:

$$P_H \leq 0,15 \gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.16)$$

для мощных пластов - из условия (17.5).

Расход жидкости на одну скважину

$$Q = \pi R_{\varepsilon\phi}^2 m n_\varepsilon \quad \text{м}^3. \quad (17.17)$$

Среднее значение темпа нагнетания

$$q = 1,2 \cdot 10^{-3} \pi d_c m \frac{k}{\mu} \frac{P_H - P_\Gamma}{\ln \frac{10^3 R_{\varepsilon\phi}}{d_c}} \quad \text{л/мин.} \quad (17.18)$$

Время обработки массива через одну скважину определяется по формуле (17.8).

При вскрытии пологих и наклонных пластов обработка ведется по мере подвижения забоя квершлага, как показано на рис.17.6б [37]. Величина неснижаемого опережения должна составлять не менее 4 м. Количество скважин для нагнетания на пологих и наклонных пластах [37]

$$n = \frac{b_H}{20 \sin \alpha}, \quad (17.19)$$

где b_H - высота квершлага, м;

α - угол падения пласта.

Длина фильтрующей части скважины различна для каждого цикла нагнетания и определяется по формуле

$$l_\phi = \frac{m}{\sin \beta} \text{ м}, \quad (17.20)$$

где β - угол, образуемый скважиной и угольным пластом (см. рис. 17.6б).

Расход жидкости на одну скважину

$$Q = n_\phi m (R_{\phi\phi} l_\phi + \pi R_{\phi\phi}^2) \text{ м}^3 \quad (17.21)$$

Если длина фильтрующей части скважины не превышает $R_{\phi\phi}$, темп и время нагнетания рассчитываются по формулам (17.7), (17.8). В противном случае - по формулам (17.14), (17.15).

17.2.4 Расчет параметров при каскадной обработке

При нагнетании жидкости через каскад скважин по раздельно-групповой технологии длина, диаметр, глубина герметизации скважин, расстояние между скважинами и расход жидкости на скважину определяются так же, как и в п. 17.2.1. 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 $A \leq 10$

$$T_H = 3,6 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8 l_\phi^2 m^2 n_\phi k (P_H - P_r)}, \text{ ч} \quad (17.22)$$

в остальных случаях

$$T_H = \frac{70Qm\mu}{l_\phi k_x (P_H - P_T)} (0,13Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_\phi} + 1 \right) (1,7\sqrt{A+1}) \text{ ч.} \quad (17.23)$$

Среднее значение темпа подачи жидкости в нагнетательные скважины

$$q = 16,7 \frac{Q}{T_H} \text{ л/мин} \quad (17.24)$$

При обработке массива через короткие скважины определяется темп нагнетания

$$q = 0,16 \cdot 10^{-2} l_\phi \frac{k}{\mu} (P_H - P_T) \text{ л/мин} \quad (17.25)$$

и время

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q} \text{ ч} \quad (17.26)$$

Если длина фильтрующей части скважины намного больше эффективного радиуса, темп и время нагнетания определяются по формулам регионального способа.

17.3 Моделирование гидравлического воздействия

Моделирование гидравлического воздействия с использованием численных методов и ЭВМ представляет собой расчет изменения во времени поля давлений нагнетаемой жидкости в заданной области и определение на его основе распределения жидкости в массиве. Процесс напорного движения жидкости в трещиноватой среде, какой является угольный пласт, описывается дифференциальным уравнением фильтрации, конкретная область воздействия и технологическая схема задаются в виде исходных данных, начальных и граничных условий.

Алгоритмы и программы описанной ниже модели являются открытыми, т.е. могут быть дополнены практически любыми условиями и исходными данными.

17.3.1 Математическая постановка задачи

Процесс фильтрации жидкости в угольном пласте описывается нелинейным дифференциальным уравнением параболического типа:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \text{div}(\lambda(P) \text{grad} P), \quad (17.27)$$

$$\text{где } \lambda(P) = \begin{cases} \frac{k}{\mu n_\phi} P & - \text{ на контуре потока жидкости;} \\ \chi = \frac{k}{\mu} E_y & - \text{ заполненной области;} \end{cases}$$

χ - коэффициент пьезопроводности;

E_y - модуль упругости вещества угля.

В качестве начального условия принимается равенство нулю давления жидкости в каждой точке:

$$P(x, y, z, 0) = 0. \quad (17.28)$$

В зависимости от вида рассматриваемой области, схемы расположения скважин и режима их работы могут использоваться следующие типы граничных условий.

На нагнетательной скважине:

а) задано давление нагнетания

$$P(\Gamma_c, t) = P_H(t), \quad (17.29)$$

где Γ_c - координаты скважины;

в частном случае $P_H(t) = const$.

б) задан темп нагнетания

$$q(t) = \frac{k}{\mu} S_c \frac{\partial P(\Gamma_c, t)}{\partial n} \quad (17.30)$$

где S_c - площадь поверхности фильтрующей части скважины, в частном случае $q(t) = const$;

в) задано соотношение между давлением и темпом нагнетания (нагрузочная характеристика насосов с пневмодвигателем):

$$P(\Gamma_c, t) = f(q(t)), \quad (17.31)$$

где - $f(x)$ функция, определяющая конкретную характеристику.

На отточной скважине или оконтуривающих выработках

$$P(\Gamma_1, t) = 0, \quad (17.32)$$

где Γ_1 - координаты отточной скважины или выработки.

На контакте с непроницаемыми боковыми породами

$$\frac{\partial P(\Gamma_2, t)}{\partial n} = 0, \quad (17.33)$$

где Γ_2 - координаты поверхности контакта.

Если линия скважины является границей расчетной области, то на всем ее протяжении, за исключением фильтрующей части, также ставится условие (17.33).

На остальных границах задается условие постоянства потока:

$$\frac{\partial P(\Gamma, t)}{\partial n} = const. \quad (17.34)$$

Для решения краевой задачи (17.27), (17.34) принят конечно-разностный метод, основы которого для нелинейных параболических уравнений с разрывными коэффициентами разработаны А.А. Самарским [105].

17.3.2 Блок-схемы алгоритмов

Общий алгоритм решения является универсальным возможностью моделировать все приведенные выше схемы как для, одиночной скважины, так и для каскада. Основная программа составлена для двумерной постановки задачи, причем рассматриваемая область может лежать как в плоскости пласта (рис.17.7а), так и в перпендикулярной ей (рис.17.7б). Различные варианты схем, режимов и положения области решения задаются набором исходных данных и заменой некоторых операторов программы. Для каскадного способа рассмотрим случай двух скважин, при наличии трех и более скважин внести соответствующие изменения не представляет труда.

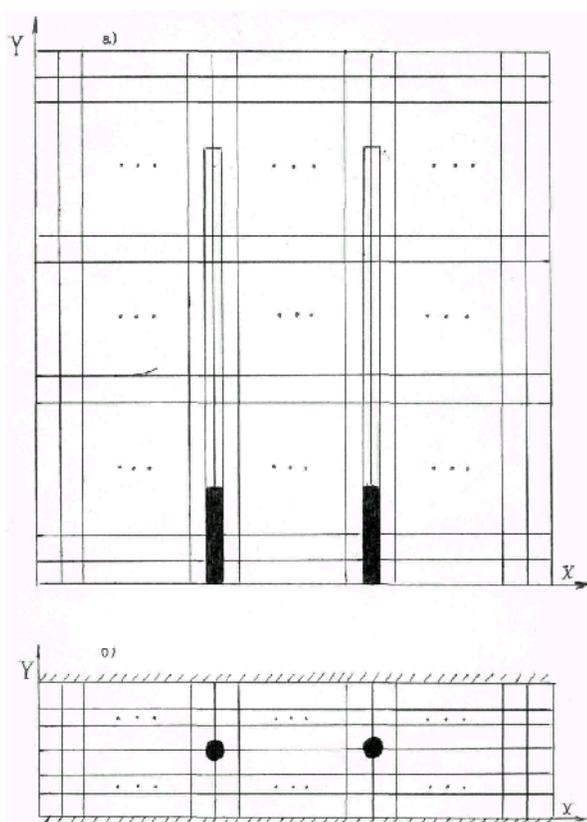


Рис. 17.7. Расположение сеточной области:
 а - параллельно напластованию;
 б - перпендикулярно напластованию

Укрупненная блок-схема представлена на рис. 17.8. Расшифровка ее блоков приведена ниже.

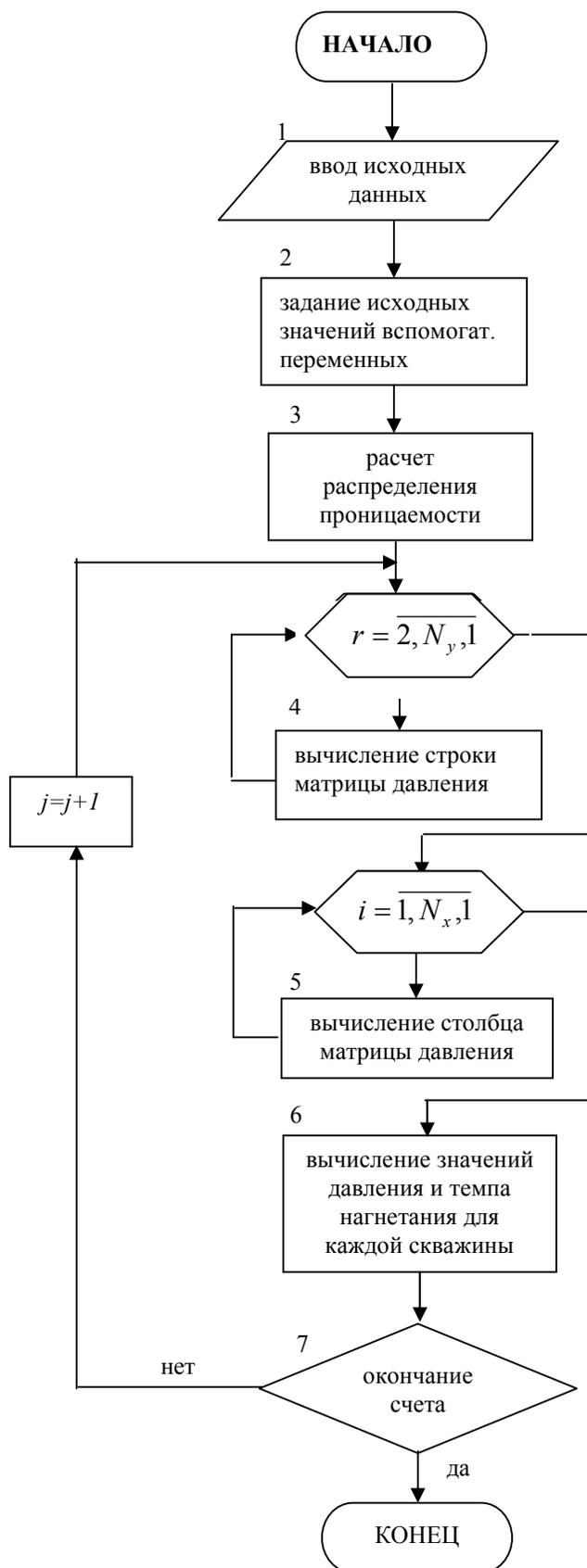


Рис. 17.8. Блок-схема основной программы (MODEL)

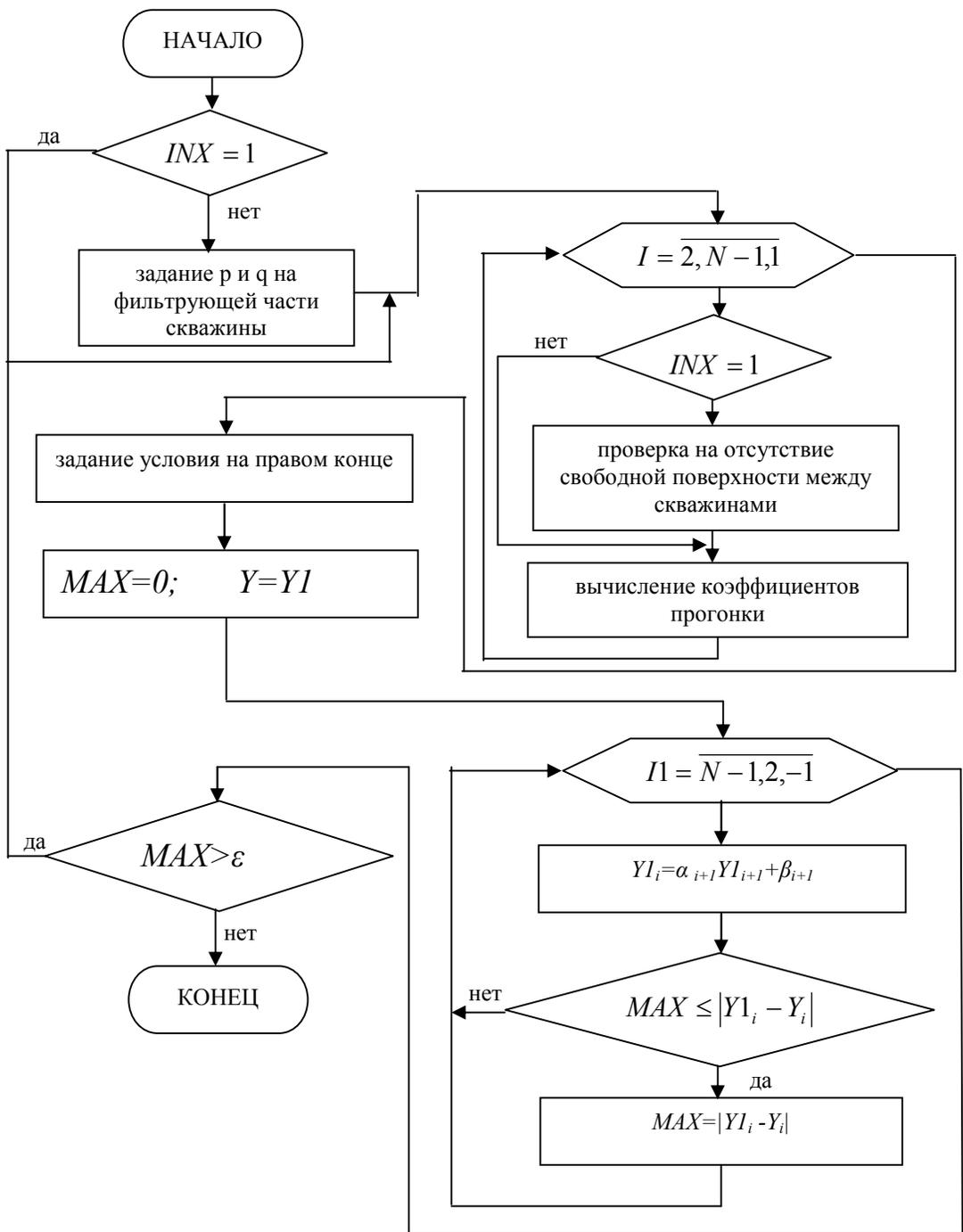


Рис.17.9. Блок-схема подпрограммы решения одномерной краевой задачи

Блок 1. Ввод числовых значений всех исходных данных, кроме распределения проницаемости. Для контроля предусмотрена печать вводимых величин. Место исходных данных в общем пакете и порядок оформления пакета показаны ниже.

Блок 2. Вычисляются значения шагов по пространству, переменных, определяющих местоположение скважин, задаются начальные условия, исходные значения времени, индикаторов, площадей, занятых жидкостью.

Блок 3. Состоит из двух частей: во-первых, определение исходного поля проницаемости и, во-вторых, наложение на это распределение зонального изменения проницаемости, вызванного нарушением, наличием пачек, изменением напряженного состояния пласта и другими факторами. Исходная проницаемость может быть вычислена как случайная величина, постоянная на некоторой определенной площади и изменяющаяся в заданном интервале. Вычисление значений случайной величины осуществляется с помощью подпрограммы-генератора псевдослучайных чисел, распределенных по какому-либо закону.

Блок 4. Начинается с задания давления на скважинах и коэффициентов прогонки на скважинах и на левой границе. Затем r -е строки матриц kx , F и P переписываются в соответствующие одномерные массивы и одновременно устанавливается индикатор наличия свободной поверхности потока между скважинами. Вычисление давления осуществляется обращением к подпрограмме решения одномерной краевой задачи.

Блок 5. Аналогичен блоку 4.

Блок 6. Вычисление темпа нагнетания в каждую скважину на $(j+1)$ -м шаге производится непосредственным подсчетом площади, занятой жидкостью за время τ . Вычисляются площади $SN1, SN2$, занятые жидкостью к моменту $(j+1)\tau$, искомая площадь определяется как разности $SN1-S$ и $SN2-S2$. Темп нагнетания определяется по формуле

$$q = \frac{10^3 (SN - S) mn_{\text{э}}}{60\tau}. \quad (17.35)$$

Давление нагнетания, соответствующее полученному темпу, вычисляется по нагрузочной характеристике выбранного насоса. В приведенной ниже программе в качестве нагрузочной характеристики принята упрощенная зависимость:

$$P_H = 300 - 10q \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.36)$$

при условии $q \leq 30$ л/мин.

Блок 7. Окончание счета определяется обычно при выполнении одного из следующих условий:

- закончилось время нагнетания;
- закачанный объем жидкости равен проектному;
- поток жидкости достиг некоторых, заранее обусловленных границ.

17.3.3 Анализ результатов моделирования

Результатом работы программы является набор матриц давления жидкости в рассматриваемой области и значения давления и темпа нагнетания, относящиеся к определенному моменту времени. По значениям давления можно приблизительно определить распределение удельного насыщения массива жидкостью. Связь между удельным насыщением и давлением в каждой точке выражается кривой, изображенной на рис.17.10 [39]. Здесь ΔW_{\max} - максимальное значение удельного насыщения, соответствующее эффективной пористости. В качестве критериев равномерности обработки угольного массива можно принять отношение площади необработанных участков к площади проектной зоны воздействия:

$$v = \frac{S_H}{S_{np}} \cdot 100\% \quad (17.37)$$

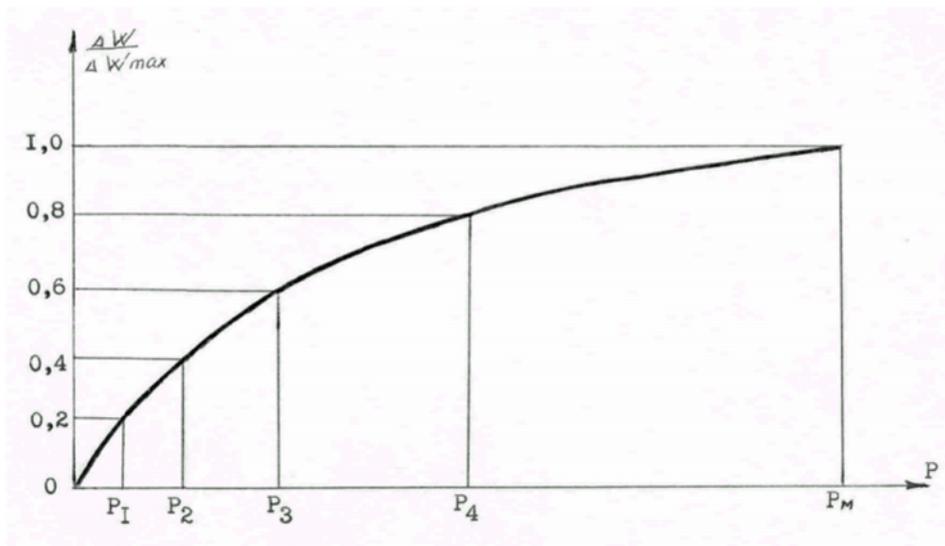


Рис.17.10. Зависимость относительного удельного насыщения массива жидкостью от давления

и коэффициент вариации удельного насыщения в проектной зоне:

$$V_R = \frac{\sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N (\Delta W_i - \Delta \bar{W})^2}}{\Delta \bar{W}}, \quad (17.38)$$

где $\Delta \bar{W}$ - среднее арифметическое N значений ΔW_i .

При исследовании каскадной обработки критерием оценки эффективности может служить также относительное уменьшение площади необработанных участков

$$\vartheta_s = \frac{S_{H.O.} - S_{H.K.}}{S_{H.O.}}$$

где $S_{H.O.}, S_{H.K.}$ – площади необработанных участков при нагнетании соответственно через одиночную скважину и каскад.

Исследование изменения давления и темпа в процессе нагнетания дает возможность точнее установить параметры воздействия.

17.4. Примеры проектирования

В качестве примеров рассмотрены два варианта исследования распространения жидкости: в плоскости пласта при нагнетании через длинные скважины и в плоскости, перпендикулярной напластованию, при нагнетании через короткие скважины.

Пример I. Угольный пласт в зоне обработки мощностью 1,2 м, одиночный, залегает на глубине 400 м, представлен одной пачкой угля марки "А" I степени нарушенности. Угол падения пласта 4° . Кливаж развит по простиранию. Пласт не опасен по внезапным выбросам, по пылевыделению отнесен к VII группе.

В почве пласт залегает крепкий песчанистый сланец, кровля представлена глинистым сланцем средней крепости.

Зону обработки пересекает мелкоамплитудное тектоническое нарушение без разрыва сплошности вмещающих пород, проявляющееся в увеличении мощности пласта с 1,2 до 1,4 м, перемятости угля до IV степени нарушенности. Протяженность зоны перемятого угля вкрест простирания нарушения 10 м, угол встречи с линией очистного забоя 60° (см. рис.17.10).

По данным опытных нагнетаний рассчитаны фильтрационные и коллекторские характеристики пласта: коэффициент проницаемости, $k = 1.0$ мд; эффективная пористость $n_e = 0,02$; коэффициент фильтрационной анизотропии $A=6$. Ориентировочный разброс значений проницаемости в ненарушенной зоне составляет 10-50 раз. Исследование распределения прироста влажности при опытном нагнетании воды через длинную скважину показало, что максимальные размеры необработанных участков составляют 5×10 м, эти размеры можно принять характерными для зон с одинаковой проницаемостью. Расстояние от стенки подготовительной выработки до пика опорного давления 10 м. Давление газа в пласте $P_f = 8$ кгс/см.

Угольный пласт разрабатывается по столбовой системе, лавами по восстанию с использованием очистного механизированного комплекса КМ-879. Длина выемочного столба 1000 м, длина лавы 150 м, подвигание за сутки составляет 2 м. Режим работы: 3 смены по 6 часов с двухчасовыми перерывами для взрывных работ. В первую половину I смены производятся ремонтно-подготовительные работы.

С целью профилактики пылеобразования предусматривается нагнетание воды в угольный пласт через длинные скважины, параллельные очистному забою. По первоначальному проекту нагнетание осуществляется последовательно в каждую скважину с темпом, равным производительности

выбранного насоса, в режиме фильтрации и считается законченным при подаче в пласт расчетного количества воды.

Расчет параметров производится по формулам (17.1), (17.5), (17.9), (17.15). Параметры скважины: $l_c = 130$ м; $d_c = 100$ мм; $l_r = 15$ м; $L_{M.C.} = 15$ м. Расход воды на одну скважину:

$$Q = 0,02 \cdot 1,2 \cdot 15(130 + 15) \approx 53 \text{ м}^3$$

Давление нагнетания: $P_H \leq 75$ кгс/см².

Для данных условий ($m = 1,2$ м; $A = 6$) при определении времени и темпа нагнетания следует воспользоваться формулами (17.14) и (17.15). Время нагнетания

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \cdot \frac{2809 \cdot 1}{8 \cdot 16900 \cdot 1,44 \cdot 2 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 67} \approx 30 \text{ ч.}$$

Согласно формуле (17.14) темп нагнетания в течение практически всего времени обработки не превышает 40 л/мин. Среднее значение темпа составляет

$$q_{cp} = 16,7 \cdot \frac{Q}{T_H} \approx 30 \text{ л/мин.}$$

Зная время нагнетания, и принимая $T_c = 15$ ч. определяем расстояние от очистного забоя до первой скважины:

$$L_3 > 15 + \frac{30}{15} \cdot 2;$$

$$L_3 = 20 \text{ м.}$$

Распределение проницаемости определяется с учетом среднего значения и диапазона ее изменения в ненарушенном массиве, а также в зонах геологического нарушения, опорного давления и разгрузки согласно рис. 5.3а,б и 5.4в,г. График изменения среднего значения коэффициента проницаемости в сечении X_1 приведен на рис.17.11.

Нагнетание моделировалось в режиме постоянного давления. При использовании каскадной обработки на скважинах каскада поддерживался приблизительно одинаковый темп подачи воды путем уменьшения давления на скважине, заложенной в зоне с большей приемистостью, с помощью следующего корректирующего равенства (здесь в качестве такой скважины принята первая):

$$PC1 = \left(\frac{SN2}{SN1} \right)^2 PC.$$

На другой скважине давление принималось равным PC .

Моделирование распространения воды в зоне ненарушенного массива показано, что при обработке через одиночную скважину $v = 14 \div 20\%$; $V_R = 60 \div 70\%$ в зависимости от способа рас

коэффициента проницаемости в зоне воздействия: обработка через каскад позволяет достичь соответственной $\nu = 4 \div 7\%$; $V_R = 26 \div 32\%$ в зонах, расположенных между одновременно работающими скважинами, в остальных зонах эти показатели практически не изменяются. Приблизительно одинаковую равномерность обработки по всей зоне можно достичь уменьшением расстояния между соседними группами с 15 до 10 м. т.е. частичным перекрытием зон влияния скважин.

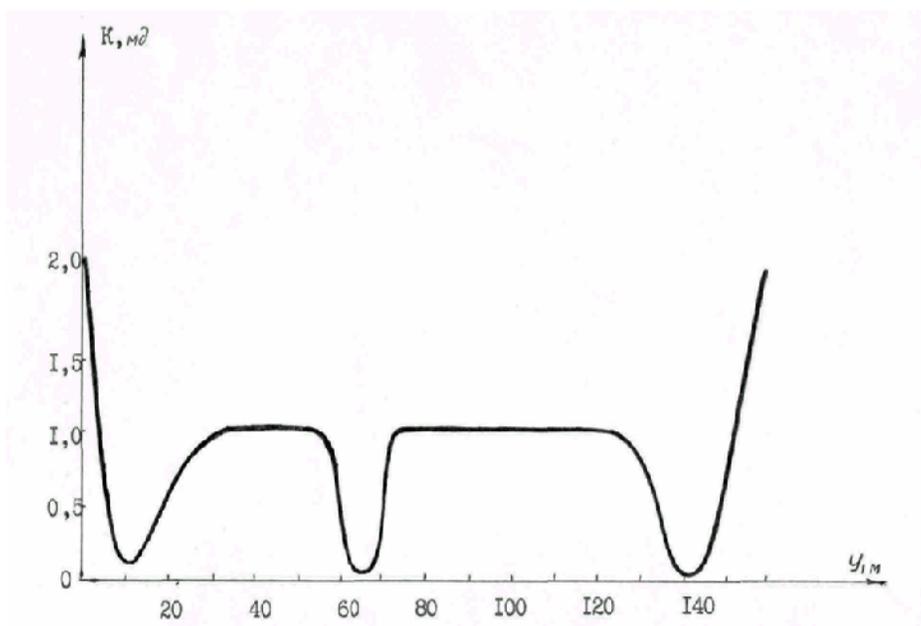


Рис 17.11. График изменения среднего значения коэффициента проницаемости в сечении X1.

Время нагнетания воды в две скважины при каскадной обработке с одинаковым темпом составило в среднем 40 ч. темп нагнетания не превышал 30-35 л/мин, его среднее значение - 22 л/мин.

Распределение условного прироста влажности при каскадном нагнетании в зоне геологического нарушения приведено на рис. 17.12. Штриховкой показаны необработанные участки в пределах проектной зоны. Качество обработки характеризуется следующими величинами:

$$\nu = 12,5\%; V_R = 66,9\% .$$

Невысокая равномерность прироста влажности, как видно из рис. 17.12 обусловлена низкой проницаемостью угля в зоне геологического нарушения. С целью исследования возможности повышения равномерности увлажнения промоделировано каскадное нагнетание по непрерывной технологии. Результаты моделирования показали существенное повышение качества обработки (рис.17.13): $\nu = 5,6\%$; $V_R = 31,8\%$. Темп нагнетания и время, требуемое для закачки проектного объема в каждую скважину, соответствуют рассчитанным для одиночной скважины.

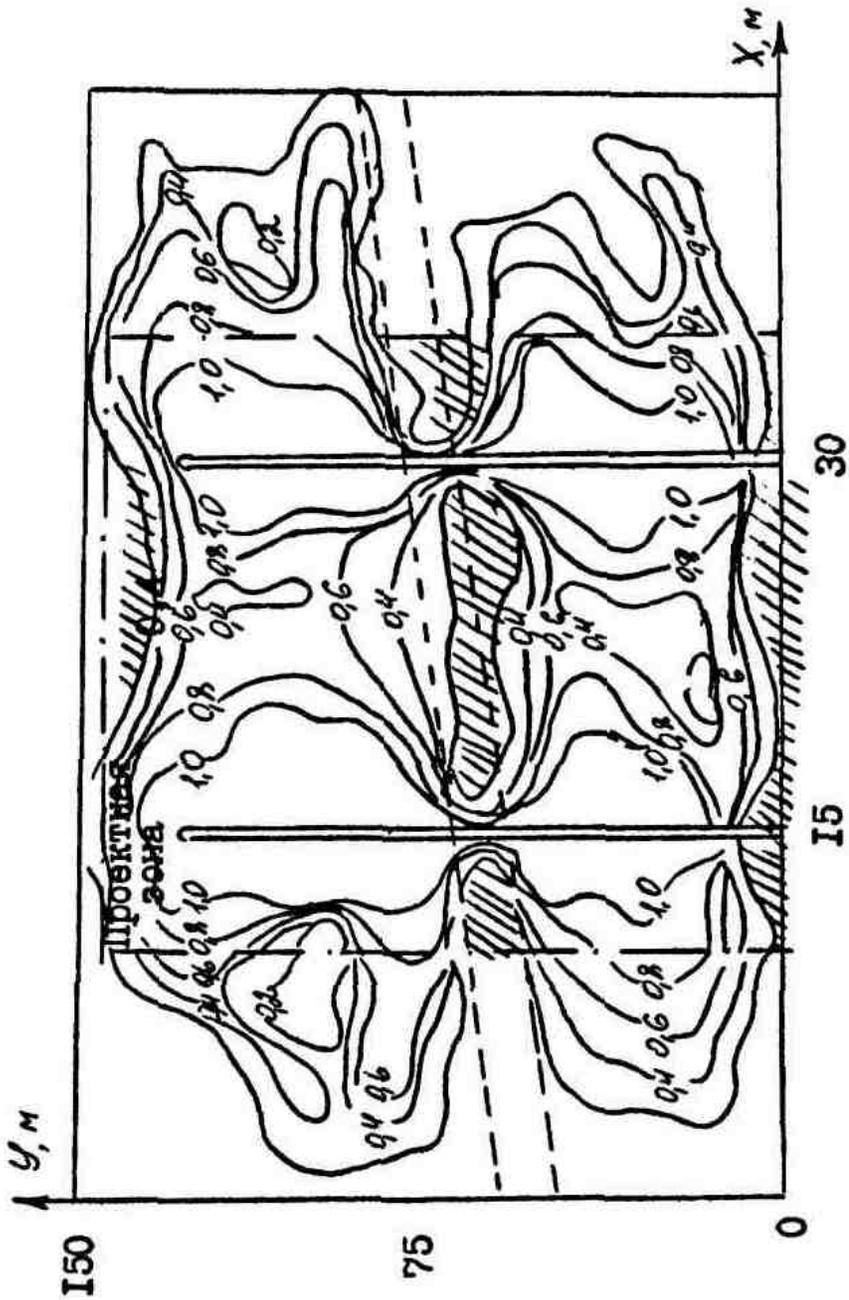


Рис. 17.12. Распределение влаги на участке геологического нарушения при каскадном нагнетании через две скважины.

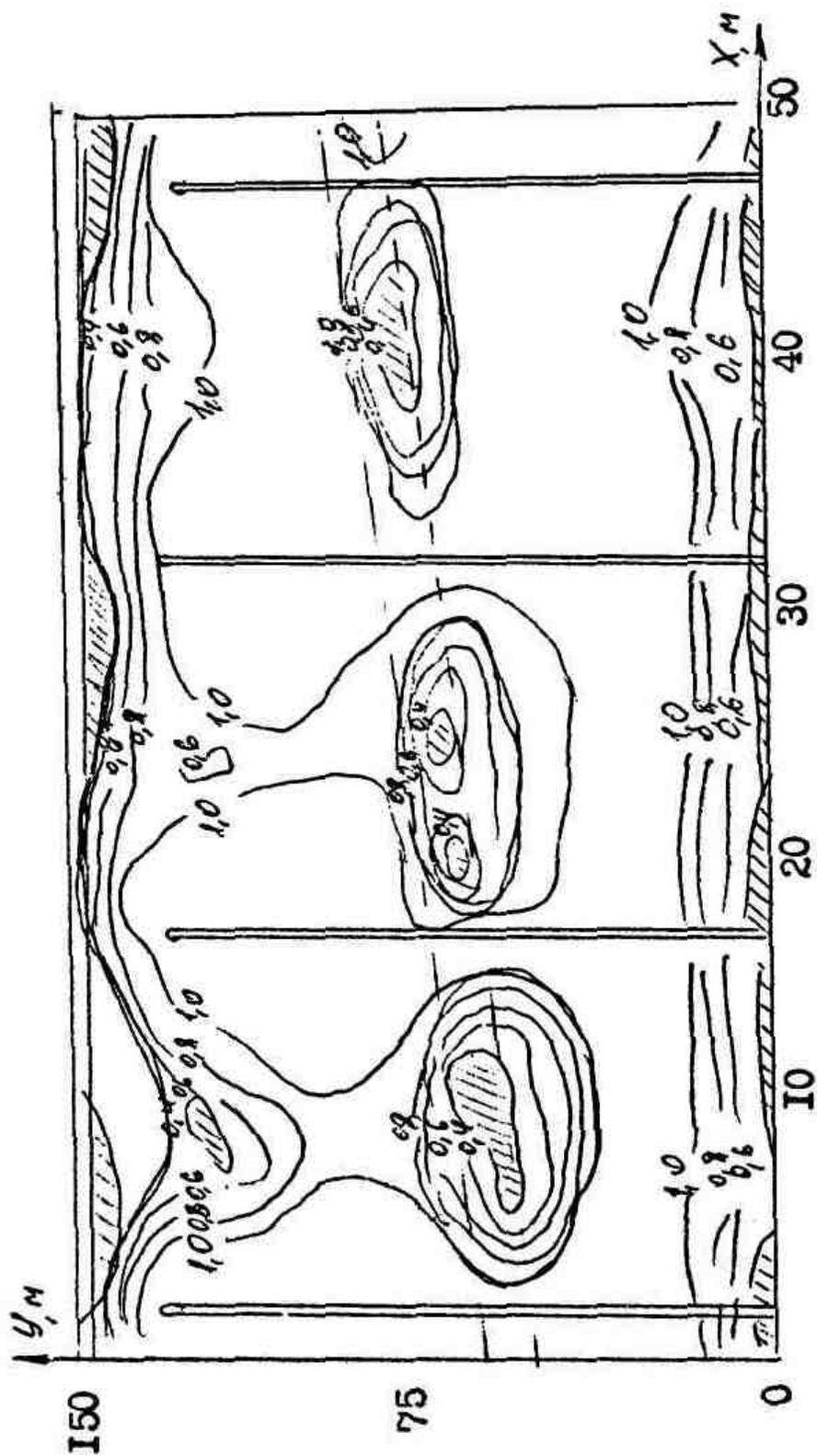
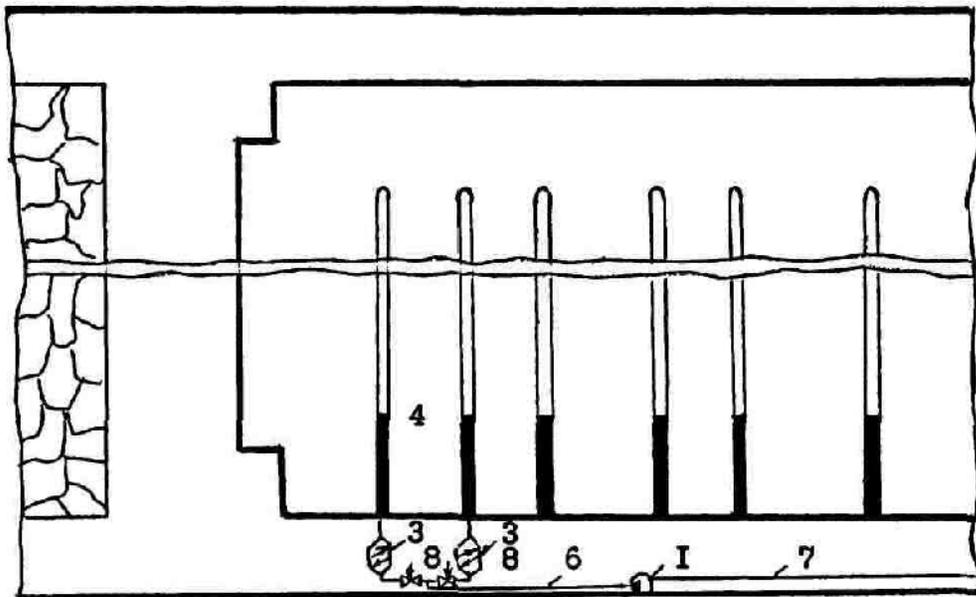


Рис. 17.13. Распределение влаги на участке геологического нарушения при непрерывной каскадной обработке.

а) в ненарушенной зоне (группами по 2 скважины)



б) на участке геологического нарушения (непрерывная обработка)

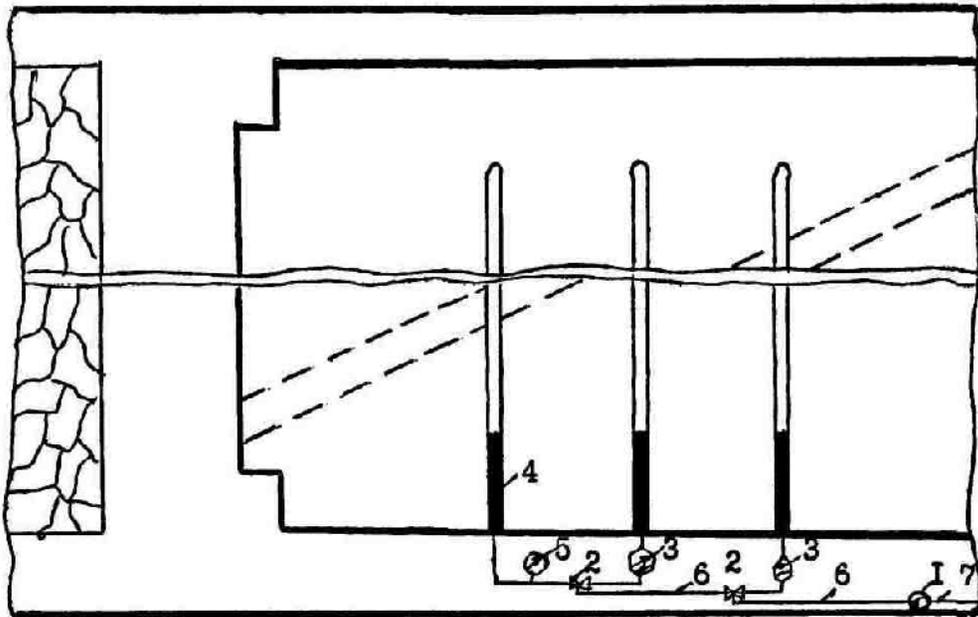


Рис. 17.14. Технологическая схема каскадного нагнетания воды в угольный пласт

На основании результатов моделирования разработан проект гидродинамического воздействия на угольный пласт. Технологическая схема нагнетания представлена на рис. 17.14.

В комплект технологического оборудования для нагнетания входят: 1 - насосная установка 2УГНМ; 2 - вентили-тройники; 3 - счетчики-расходомеры высокого давления (СРВД-20); 4 - манометр; 5 - герметизатор (гидрозатвор "Таурус", цементно-песчаная герметизация); 6 - рукава высокого давления; 7 - напорные рукава; 8 - вентиль регулирующий проходной. В зависимости от наличия оборудования могут быть использованы насосные установки типа НВУ-30М в комплексе с водомерами и манометрами. В зависимости наличия оборудования могут быть использованы насосные установки типа НВУ-30М в комплексе с водомерами и манометрами.

Нагнетание в ненарушенной зоне производится одновременно через две скважины, на участке геологического нарушения – через три скважины, две из которых являются нагнетательными, одна – вспомогательной. Скорректированные параметры гидродинамического воздействия приведены в табл. 17.1.

Таблица 17.1.

Параметры гидравлического воздействия

Наименование параметра	Обозначение	Значение
Длина скважин		130 м
Диаметр скважин		80-100 мм
Глубина герметизации		15 м
Расстояние между скважинами каскада		15м
Расстояние между группами в ненарушенной зоне		10 м
Расход воды на скважину		53 м ³
Давление нагнетания		75 кгс/см ²
Темп нагнетания		20-30 л/мин
Время нагнетания в одну скважину в ненарушенной зоне		40 ч
в зоне геологического нарушения		45 ч
Расстояние от очистного забоя до первой скважины в момент начала нагнетания		25 м

Нагнетание воды в угольный пласт в соответствии с разработанными рекомендациями позволит довести площадь обработанной области в проектной зоне до 95% и в 2 раза уменьшить коэффициент вариации прироста влажности.

Пример 2. Угольный пласт мощностью 2,3 м, одиночный, залегает в зоне обработки на глубине 650 м, сложен пятью пачками угля марки ОС различных степеней нарушения (табл. 17.2). Угол падения пласта 15°. Кливаж развит по восстанию. Пласт отнесен к опасным по внезапным выб

Непосредственная кровля пласта - глинистый сланец, слабоустойчивый, склонный к обрушению, непосредственная почва - крепкий глинистый сланец.

Таблица 17.2

Характеристики пласта

Номер пачки	I	II	III	IV	V
Мощность, м	0,42	0,53	0,37	0,72	0,26
Степень нарушенности	IV	I	II	I	II

По данным опытных нагнетаний через скважины, пробуренные: нагнетательная - по IV пачке, отточные - по II и IV пачкам, рассчитаны: коэффициент проницаемости по напластованию $k_x = 0,4$ мд, вкрест напластования $k_z = 0,03$ мд, эффективная пористость $n_э = 0,015$. Давление газа в пласте $P_r = 25$ кгс/см².

Угольный пласт разрабатывается по сплошной системе с использованием комбайна 1ГШ68 с индивидуальной крепью. Режим работы: 4 смены по 6 часов (две добычные и две ремонтно-подготовительные).

Откаточный штрек проводился по пласту угля с подрывкой боковых пород в режиме сотрясательного взрывания со средней скоростью 30 м/мес. Ширина выработки составляет 5 м.

В забое откаточного штрека в качестве локального способа борьбы с внезапными выбросами угля и газа предусмотрено нагнетание воды в режиме гидрорыхления через две короткие скважины (см. рис.17.4б) Вода нагнетается последовательно в каждую скважину или одновременно через обе скважины.

Расчет параметров производится согласно п. 17.2.1. Радиус эффективного влияния каждой скважины составляет 4 м с учетом обработки четырехметровой зоны за контуром выработки (см. рис.17.4б). Глубина герметизации с учетом недельного подвигания забоя выработки и в соответствии с условием п.17.2.1 принимается равной 7 м. Длина скважины $l_c = 10$ м, диаметр $d_c = 43$ мм, величина неснижаемого опережения $l_{н.о.} = 2$ м.

Расход воды на одну скважину

$$Q = 2 \cdot 0,015 \cdot 2,3 \cdot 4 \cdot (7 + 3) \approx 2,8 \text{ м}^3$$

Давление нагнетания

$$100 \text{ кгс/см}^2 \leq P_H \leq 325 \text{ кгс/см}^2; P_{H.c.p.} = 210 \text{ кгс/см}^2$$

Темп и время нагнетания:

$$q = 12 \cdot 10^{-4} \cdot 3,14 \cdot 43 \cdot 3 \cdot \frac{0,4}{1} \cdot \frac{210 - 25}{\ln \frac{10^3 \cdot 3}{43}} \approx 8,2 \text{ л/мин};$$

$$T_H = 16,7 \cdot \frac{3,5}{8,2} \approx 7 \text{ ч.}$$

В данном случае практический интерес представляет моделирование процесса распространения воды в вертикальном сечении ввиду его сложного строения.

Распределение проницаемости в этой плоскости приведено в табл. 17.3. При расчете принято предположение, что для первой пачки $A = 1$, поскольку в углях IV степени нарушенности экзогенные трещины затушевывают как трещины напластования, так и эндогенные.

Таблица 17.3

Исходные данные для моделирования

Номер пачки	I	II	III	IV	V
k_x , мд	0,02	0,4	0,13	0,4	0,13
k_y , мд	0,02	0,03	0,03	0,03	0,03

Проницаемость пород кровли в соответствии с табл. 17.1 принимается равной 0,001 мд, почвы - 0,0001 мд.

Исходные данные для моделирования приведены в табл. 17.3 (для одиночной скважины). Ось X принимается параллельной напластованию (рис. 17.15).

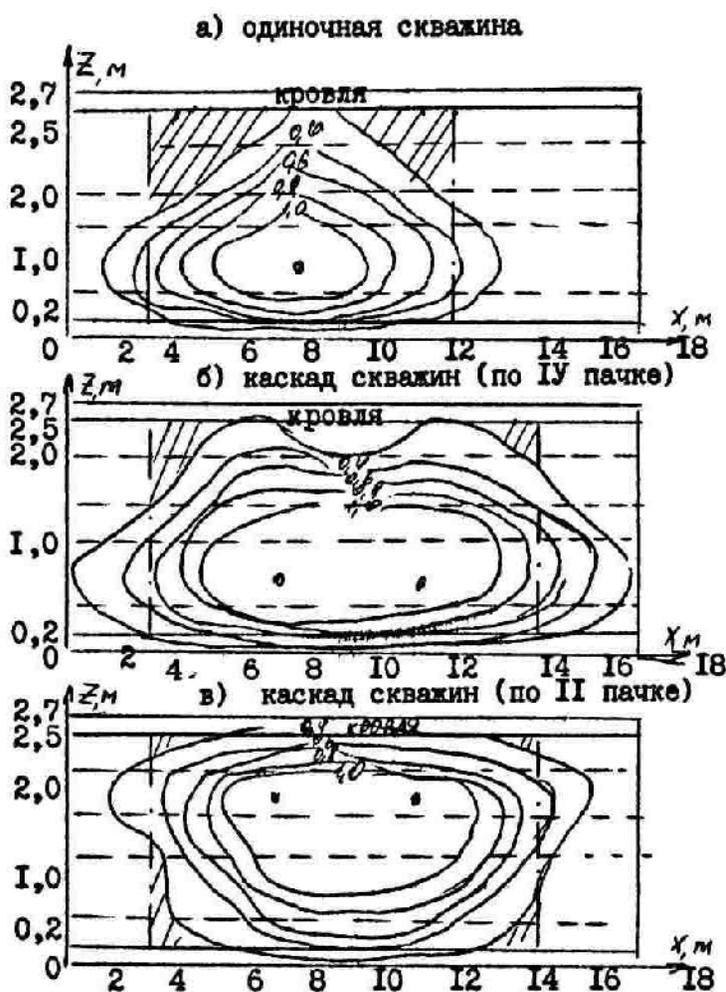


Рис.17.15. Распределение жидкости в плоскост перпендикулярной напластованию

Нагнетание осуществляется в режиме постоянного давления, проницаемость прискважинных участков пласта принимается одинаковой. Поскольку породы кровли и почвы не являются непроницаемыми, на верхней и нижней границах задается условие (17.34).

Распределение прироста влажности при нагнетании через одиночную скважину, пробуренную по IV пачке, приведено на рис.17.15а. Показатели равномерности обработки: $\nu = 16,4\%$; $V_R = 76,2\%$. Нагнетание через каскад скважин позволяет существенно повысить равномерность обработки (см. рис. 17.15б), довести площадь необработанной зоны до 8,6%, коэффициент вариации условного прироста влажности - до 38,3%.

Однако, как видно из рис. 17.15б, необработанным остается уголь I пачки, являющейся наиболее нарушенной и, следовательно, наиболее выбросоопасной. Устранить этот недостаток можно, расположив скважины во II пачке. Распределение условного прироста влажности в этом случае приведено на рис.17.15в. Показатели равномерности обработки при этом также улучшились: $\nu = 4,9\%$; $V_R = 29,4\%$.

Таблица 17.4

Числовые значения идентификаторов программы

Идентификатор	Значение	Идентификатор	Значение	Идентификатор	Значение
Nx	31	Lx1	15.0	DT	0.125
Ny	28	Lx2	15.0	E	0.05
Lx	30.0	PC	210.0	Zx	-
Ly	2.7	KO	0.4	Zy	-
T	2.3	POR	0.015	x1	-
M	10.0	MU	1.0	x2	-
LG	10.0	EU	200000.0	MOD	2
LF	5.0	TAU	0.25		

Как видно из рис. 17.15 расстояние проникновения воды в кровлю составляет не более 5 см, т.е. нагнетание не может привести к существенному ее размыву.

Исследование параметров показало, что время обработки при каскадном нагнетании составляет 6-7 часов, что соответствует рассчитанному значению для одиночной скважины.

Таким образом, моделирование нагнетания воды в угольный пласт дало возможность выбрать рациональную схему расположения скважин и способ нагнетания, позволяющие на 76% уменьшить площадь необработанной зоны и

в 2,6 раза - коэффициент вариации условного прироста влажности в проектной области.

17.5 Средства диагностики уровня усвоения материала раздела.

17.5.1 Разработать проект технологии нагнетания жидкости в угольный пласт с целью управления его состоянием за счет повышения влажности для снижения пылегазовыделения на основе локального способа при данных горно-геологических условиях:

- глубина разработки 800 м;
- мощность пласта 1,4 м;
- коэффициент проницаемости 0,75 мд;
- коэффициент эффективной пористости 3,5%;
- вязкость жидкости 0,85 спз;
- высота выработки вчерне 1,9 м.

17.5.2 Разработать проект технологии нагнетания жидкости в угольного пласта для управления его состоянием путем равномерного насыщения влагой с целью снижения пылегазовыделения при разработке на базе регионального способа при нижеследующих горно-геологических условиях:

- глубина разработки 650 м;
- мощность пласту 1,2 м;
- длина ряда 180 м;
- скорость движения ряда 2,8 м за сутки;
- время работы насоса на протяжении суток 12 часов;
- коэффициент проницаемости 0,8 мд;
- коэффициент эффективной пористости 3,1%;
- вязкость жидкости 0,9 спз;
- коэффициент фильтрационной анизотропии пласта 8;
- давление газа в пласте 6 кГс/см².

17.5.3 Сформировать пакет входных данных и разработать с помощью ПЭВМ проект гидравлической обработки пласта для данных условий:

- глубина разработки 450 м;
- мощность пласту 1,5 м;
- структурно пласт представлен одной пачкой угля марки ОС;
- угол падения пласта 8°;
- коэффициент проницаемости 0,45 мд;
- коэффициент эффективной пористости 2,5%;
- коэффициент фильтрационной анизотропии 7;
- разброс значений коэффициента проницаемости в зоне обработки 25-45 раз;
- расстояние от стенки подготовительной выработки до пика опорного давления 12,5 м;
- давление газа в пласте 9,2 кГс/см²;

- система разработки столбовая рядами по восстанию, длина выездного столба 1150 м;
- длина ряда 160 м;
- скорость движения ряда 3 м за сутки;
- режим работы в 3 смены по 6 часов с двухчасовыми перерывами и выделением второй половины 3-ей смены на ремонтно-подготовительные работы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

К 60-м годам XX столетия в Донецком политехническом институте студенты специальности "Разработка месторождений полезных ископаемых" изучали отдельные вопросы, связанные с управлением состоянием массива горных пород, в дисциплинах "Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых", "Механизация и автоматизация производственных процессов" и др. Со второй половины 60-х годов стали изучать дисциплину "Механика горных пород". Увеличения глубины и ухудшения условий подземной разработки угольных месторождений сделали более актуальным вопрос управления состоянием массива горных пород. В связи с этим с декабря 1971 года в ДПИ была образована кафедра физики горных пород и геомеханики. Позднее она стала называться кафедрой горной геомеханики.

Перспективные направления развития горной геомеханики связаны с изучением поведения горных пород на больших глубинах, созданием безшахтных и безлюдных процессов добычи полезных ископаемых, исследованием влияния на массивы пород динамических нагрузок (массовые взрывы, землетрясения, большие обрушения). Результаты теоретических исследований составляют основу для обоснования способов управления состоянием массива горных пород, которые обеспечивают создание условий поддержки горных выработок на протяжении всего срока их эксплуатации, а также повышение уровня безопасности подземных работ.

Представленное учебное пособие есть первым изданием, в котором не только рассмотрены все способы управления состоянием массива горных пород, которые применяются на шахтах Украины, Польши, Чехии и других стран, но приведены рекомендации относительно их практического использования, включая построение технологических схем и расчетов параметров, благодаря чему пособие будет полезным и как учебная книга для студентов, и как практическое пособие для инженеров-горняков.

Авторы будут признательны всем пользователям, которые найдут возможность дать критические отклики и рекомендации относительно улучшения пособия, все такие советы будут учтены в следующем издании.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Основная литература

1. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.
2. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: Учеб. для вузов. М.: Недра, 1991. – 386 с.
3. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород: Учебник для вузов. – 4-е изд. Перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 359 с.
4. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1995. – 395 с.
5. Павлыш В.Н. Развитие теории и совершенствование технологии процессов воздействия на угольные пласты: Монография. - Донецк: РВА ДонНТУ, 2005. - 347с.

Дополнительная литература

6. Кошелев К.В., Томасов А.Г., Самойлов В.Л. Опыт проходки и поддержания горных выработок // Сб. научно-исследовательских работ Остравского горно-металлургического института. Серия горно-геологическая. ГМИ, Острава, 1984, № 2, с.21-52 (на чешском языке).
7. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок /Под ред. К.В.Кошелева – М.: Недра, 1990 – 218 с.
8. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
9. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: Учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1989. – 270 с.

Справочная литература.

10. Горная энциклопедия (в 5-ти томах) /Гл. ред. Е.А. Козловский. – М.: Сов. энциклопедия. 1984 – 1991.
11. ДНАОП 1.1.30-1.01-00. Правила безпеки у вугільних шахтах. Державний нормативний акт з охорони праці. - К.: Держнаглядохоронпраці, 2000. – 484с.
12. Справочник взрывника. Под общ. Ред. В.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1988. – 511 с.
13. Прогрессивные паспорта крепления, охрана и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 112 с.

Указатель именной.

А

М

Б

Мор О. 79

Баклашов I.B. 39, 60

Н

В

Назимко В.В. 1

Г	Новік Г.Я. 68
Глушко В.Т. 70	О
Д	П
Диннік А.Н. 77, 81	Павловський Н.Н. 55
Е	Проскураков Н.М. 68, 73
Ж	Р
З	Ревський В.В. 68
Зборщик М.П. 70, 147	С
Зоря Н.М. 47	Скочинський О.О. 49
І	Сонін Н.В. 69
К	Т
Картозія Б.А. 60	Тарасов Б.Г. 34
Кошелів К.В. 13, 71, 72, 73	Турчанінов І.А. 9, 13, 34, 56
Крупенніков Г.А. 27, 28, 61	У
Кузнєцов Г.В. 42	Ф
Л	Х
Ліман Є. 24, 25, 27, 28	Хаст Н. 24, 25, 27, 28

Указатель аббревиатур

ВНІМІ 24, 25, 27, 28, 47, 48, 69, 71, 75, 104, 125, 154, 158
ДонВУГІ 42, 95
ДонНТУ 42