

**С.С. Гребьонкін,
В.Л. Самойлов, Ю.А. Петренко**

**УПРАВЛІННЯ СТАНОМ
МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД**

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

Донецький національний технічний університет

**УПРАВЛІННЯ СТАНОМ
МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД**

Рекомендовано Міністерством освіти і науки України в якості навчального посібника для студентів вищих навчальних закладів за напрямком „Гірництво”.

Донецьк, ДонНТУ – 2008

УДК 622.831.+622.224
ISBN

Рекомендовано Міністерством освіти і науки України як навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів за напрямком “Гірництво”.

*Управління станом масиву гірських порід./ С.С. Гребьонкін,
В.Л. Самойлов, Ю.А. Петренко. – Донецьк: ДонНТУ, 2008. - 213 с.*

*Рецензенти: Калфакчіян О.П. - Лауреат Державної премії,
докт. техн. наук, проф., головний науковий
співробітник ДонНДІ;
Піталенко Є.І. – докт. техн. наук, с.н.с., зав.
відділом охорони надр і зсуву земної поверхні
УкрНДМІ НАН України;
Ревва В.М. – докт. техн. наук, головний
науковий співробітник Інституту фізики гірничих
процесів НАН України.*

Приведені методи вивчення напружено-деформованого стану масиву гірських порід, описані механічні властивості масиву гірських порід.

Наведена схема зсуву товщі гірських порід та перерозподілу гірського тиску при відробці пологих та крутоспадних пластів. Розглянута взаємодія виїмкових та підготовчих гірничих виробок.

Проаналізовані способи охорони підготовчих та виїмкових гірничих виробок пологих та крутоспадних пластів Донбасу.

Розглянуті методи комп'ютерного проектування заходів по управлінню станом вугільного пласта при нагнітанні в нього рідини.

Книга може бути корисною для студентів і аспірантів гірничих спеціальностей технічних вузів, а також для фахівців науково-дослідних та проектно-конструкторських організацій гірничого профілю.

ЗМІСТ

ВСТУП	8
1.ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ДИСЦИПЛІНУ	9
1.1 Управління станом масиву гірських порід - складова частина механіки гірських порід. Короткі історичні відомості про розвиток курсу.....	9
1.2 Мета і задачі курсу УСМГП, зв'язок його із суміжними дисциплінами.....	11
1.3 Основна термінологія.....	13
2. МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМО- ВАНОВОГО СТАНУ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД.....	17
2.1 Класифікація методів.....	17
2.1.1 Візуальний метод.....	19
2.1.2 Непрямий метод.....	20
2.2 Методи визначення величини зрушення гірських порід	20
2.2.1 Метод контурних реперів.....	20
2.2.2 Метод зарубок	21
2.2.3 Метод глибинних реперів	22
2.3 Методи визначення напруг в масиві гірських порід	23
2.3.1 Метод розвантаження	23
2.3.2 Метод компенсаційного навантаження	27
2.3.3 Метод різниці тисків	29
2.3.4 Метод бурових свердловин.....	31
2.3.5 Геофізичні методи	33
2.4 Методи визначення навантажень на кріплення і інші спорудження.....	35
2.4.1 Механічні стійкові динамометри	36
2.4.2 Механічні динамометри з вакуумною гумою..	37
2.4.3 Струнні динамометри	38
2.4.4 Гідравлічні динамометри і інші конструкції	40
2.5 Методи моделювання	41
2.5.1 Метод еквівалентних матеріалів	42
2.5.2 Поляризаційно-оптичний метод	49
2.5.3 Метод відцентрового моделювання	53
2.5.4 Інші методи моделювання	55
2.6 Аналітичні методи дослідження напружено- деформованого стану масиву гірських порід	57

2.6.1	Використання моделей суцільних середовищ	57
2.6.2	Використання моделей дискретних середовищ	59
2.6.3	Вибір типу моделі	60
3.	МЕХАНІЧНІ ВЛАСТИВОСТІ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД	63
3.1	Етапи вивчення механічних властивостей. Причини відмінності властивостей в зразку і в масиві	63
3.2	Фактори, що впливають на механічні властивості масиву гірських порід.....	65
3.2.1	Класифікація гірських порід в масиві по тріщинуватості.	67
3.2.2	Вплив обводненості на міцнісні властивості гірських порід	69
3.3	Класифікація гірських порід в масиві по міцності, шаруватості, стійкості безпосередньої покрівлі і ступеня обдимання ґрунту пласта	72
4.	НАПРУЖЕНИЙ СТАН НЕДОТОРКАНОГО МАСИВУ	76
4.1	Перший тип НС МГП	76
4.2	Другий тип НС МГП	77
4.3	Третій тип НС МГП	78
4.4	Четвертий тип НС МГП	79
4.5	П'ятий тип НС МГП	81
5.	НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН ГІРСЬКИХ ПОРІД, ЩО ВМІЩУЮТЬ ГІРНИЧУ ВИРОБКУ. МЕХАНІЗМ ФОРМУВАННЯ НАВАНТАЖЕННЯ НА КРІПЛЕННЯ	83
5.1	НДС гірських порід, що вміщують підготовчу гірничу виробку, при гідростатичнім розподілі напруг в масиві гірських порід	83
5.2	НДС гірських порід, що вміщують підготовчу гірничу виробку, при пружно-гравітуючому розподілі напруг в масиві гірських порід	84
5.3	Типи НДС порід, що вміщують підготовчу гірничу виробку, при пружно-гравітуючому розподілі напруг в масиві гірських порід	85
5.4	Механізм формування навантаження на кріплення виробки	88
5.5	Роль кріплення при різних типах НДС.....	89
6.	УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ПОРОДНОГО МАСИВУ З МЕТОЮ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧОЇ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ, НЕ ПІДДАНОЇ ВПЛИВОВІ ОЧИСНИХ РОБІТ.....	90

6.1 Використання сприятливих гірничо-геологічних умов.....	90
6.2 Збереження або відновлення міцності порід, що вміщують гірничу виробку	91
6.3 Створення локальної зони розвантаження навколо виробки	94
6.4 Вибір раціональної технології проведення і кріплення гірничих виробок.....	98
6.5 Комбіновані способи.....	103
7. СХЕМА ЗСУВУ ТОВЩІ ГІРСЬКИХ ПОРІД І ПЕРЕРОЗПОДІЛУ НАПРУГ ПРИ ВІДПРАЦЬОВУВАННІ ПОЛОГОГО ПЛАСТА ОДИНОЧНОЮ ЛАВОЮ.....	104
8. ПЕРЕРОЗПОДІЛ ОПОРНОГО ТИСКУ ПО ПЕРИМЕТРУ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ. ЗМІНА ПАРАМЕТРІВ ЗОН ОПОРНОГО ТИСКУ І РОЗВАНТАЖЕННЯ ПРИ РОЗВИТКУ ОЧИСНИХ РОБІТ	109
8.1 I варіант.....	109
8.2 II варіант.....	109
8.3 III варіант.....	112
8.4 IV варіант.....	113
9. МЕХАНІЗМ І ОСОБЛИВОСТІ ЗСУВУ ТОВЩІ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ РОЗРОБЦІ СВІТИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ.....	114
9.1 Особливості схеми зсуву при розробці пластів в спадному порядку.....	114
9.2 Висхідний порядок відпрацьовування пластів у свиті	115
10. ОСОБЛИВОСТІ СХЕМИ ЗСУВУ ПРИ ВІДПРАЦЬОВУВАННІ КРУТОСПАДНИХ ПЛАСТІВ	118
11. ВЗАЄМОДІЯ ОЧИСНИХ І ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК	121
12. СТРУКТУРНА ФОРМУЛА НАГРОМАДЖЕННЯ ЗСУВІВ У ПІДГОТОВЧІЙ ГІРНИЧІЙ ВИРОБЦІ, ЩО ПРИЛЯГАЄ ДО ОЧИСНОГО ВИБОЮ	123
13. СПОСОБИ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО ПРИЛЯГАЮТЬ ДО ОЧИСНОГО ВИБОЮ	127
13.1 Охорона виробки ціликами вугілля	127
13.2 Охорона штреку однобічною бутовою смугою	129
13.3 Охорона двосторонньою бутовою смугою	130
13.4 Охорона штреку БЖБТ і литою смугою з	

матеріалу, що швидко твердіє	132
13.5 Охорона виробки дерев'яними органічними рядами	136
13.6 Охорона виробки бутокострами	137
13.7 Охорона виробок дерев'яними кострами	138
13.8 Проведення виробки вприсічку до виробленого простору	139
13.9 Проведення виробки по заваленим і ущільненим породам.....	142
14. СПОСОБИ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК	144
14.1 Охорона похилих виробок ціликами вугілля	144
14.2 Охорона польових похилих виробок смугою вугілля	145
14.3 Охорона похилих виробок, що проводяться услід за розвантажувальною лавою, бутовими смугами	146
14.4 Охорона похилих виробок двосторонніми бутовими смугами при проведенні їх індивідуальними вибоями ...	148
14.5 Охорона польових похилих виробок розташуванням їх в зоні розвантаження, що створюється наступною надробіткою.....	149
14.6 Охорона польових похилих виробок у зоні розвантаження, що створюється попереднім відпрацьовуванням розвантажувальної лави	151
14.7 Охорона польових похилих виробок при комбінованій надробітці	153
14.8 Охорона виробок шляхом проведення їх по заваленим і ущільненим породам	155
14.9 Проведення транспортного магістрального польового штрека в зоні розвантаження, а другого штрека — по заваленим і ущільненим породам	157
15. ОСОБЛИВОСТІ ОХОРОНИ ПОХИЛИХ ВИРОБОК ПРИ РОЗРОБЦІ СВІТИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ	159
16. СПОСОБИ ОХОРОНИ ШТРЕКІВ КРУТОСПАДНИХ ПЛАСТІВ	163
16.1 Особливості охорони штреків на крутоспадних пластах	163
16.2 Способи охорони відкаточних штреків крутоспадних пластів	163
16.2.1 Охорона вугільними ціликами	163
16.2.2 Охорона відкаточного штреку штучними ціликами.....	165
16.2.3 Охорона польових відкаточних штреків	165
16.3 Способи охорони вентиляційних штреків на крутоспад-	

них пластах	167
16.3.1 Охорона пластового вентиляційного штреку ціликами вугілля	167
16.3.2 Охорона вентиляційного штрека бутовою смугою	168
16.3.3 Проведення “мінусових штреків”	169
16.3.4 Розташування польових вентиляційних штреків в зоні розвантаження	169
17. УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА	
МЕТОДОМ ГІДРАВЛІЧНОЇ ДІЇ	171
17.1 Структура системи автоматизованого проектування (САПР) технології гідравлічної обробки	171
17.2 Розрахунок параметрів нагнітання рідин у вугільні пласти.....	183
17.2.1 Локальний спосіб.....	184
17.2.2 Регіональний спосіб.....	185
17.2.3 При розкритті вугільних пластів квершлагами	187
17.2.4 Розрахунок параметрів при каскадній обробці	188
17.3 Моделювання гідравлічної дії	189
17.3.1 Математична постановка задачі	189
17.3.2 Блок-схеми алгоритмів	191
17.3.3 Аналіз результатів моделювання	195
17.4 Приклади проектування	196
СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ	210

ВСТУП

Дисципліна "Управління станом масиву гірських порід" є профільною для студентів гірничого напрямку спеціальності „Розробка родовищ корисних копалин” в тому числі і спеціалізації "Геомеханічні процеси в гірничому виробництві". Вивчення цього курсу сприяє формуванню фахівця - гірничого інженера.

У результаті вивчення курсу студент повинний знати сутність механічних процесів, що протікають у масиві гірських порід при веденні очисних і підготовчих робіт, при взаємному впливі цих робіт; умови і закономірності прояву гірського тиску; заходи, що дозволяють управляти станом породного масиву; уміти вибрати і розрахувати основні параметри способів управління властивостями і станом масиву гірських порід, прийняти найбільш ефективні технологічні рішення в конкретних гірничо-геологічних умовах.

1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ДИСЦИПЛІНУ

1.1 Управління станом масиву гірських порід – складова частина механіки гірських порід. Короткі історичні відомості про розвиток дисципліни

До 60-х років XX століття у Донецькому політехнічному інституті студенти спеціальності "Розробка родовищ корисних копалин" вивчали окремі питання, пов'язані з управлінням станом масиву гірських порід, у дисциплінах "Технологія підземної розробки родовищ корисних копалин", "Механізація і автоматизація виробничих процесів" та ін. З другої половини 60-х років стали вивчати дисципліну "Механіка гірських порід". Збільшення глибини і погіршення умов підземної розробки вугільних родовищ зробили більш актуальними питання управління станом масиву гірських порід. У зв'язку з цим з грудня 1971 року в ДПІ була утворена кафедра фізики гірських порід і геомеханіки. Пізніше вона стала називатися кафедрою гірничої геомеханіки.

Для всіх студентів гірничих спеціальностей на кафедрі викладається навчальна дисципліна "Фізика гірських порід і процесів" (нині «Механіка гірських порід»), а для студентів спеціальності "Розробка родовищ корисних копалин" – ще і «Управління станом масиву гірських порід» (УСМГП). Великий внесок у розвиток цієї дисципліни внесли С.М. Липкович і М.П. Зборщик. УСМГП є складовою частиною фундаментального розділу гірничої науки - механіки гірських порід.

Механіка гірських порід або гірнича геомеханіка - наука про міцність, стійкість і здатність деформуватись, зсуви масивів гірських порід і гірничотехнічних об'єктів у полі природних і викликаних впливом гірничих робіт сил гірського тиску.

Гірнича геомеханіка сформувалася в наукову дисципліну в XIX столітті в зв'язку з вивченням умов обвалення і осідання земної поверхні над гірничими виробками. У Росії дослідження в області гірничої геомеханіки включали охорону споруджень на поверхні від впливу зсувів гірських порід (Г.Д. Романовський, 1898 - 1900); вивчення взаємозв'язку обвалення порід над виробками з застосовуваними системами розробки (Б.І. Бокій, 1903); розвиток гіпотези своду природньої рівноваги порід над виробками, розрахунки стійких прольотів виробок і величини гірського тиску (М.М. Протодьяконов, 1907); створення програми вивчення зсувів і обвалень порід (П.М. Леонтовський, 1911 - 1913).

У Ленінграді в 20-і роки ХХ в. під керівництвом І.М. Бахуріна була створена наукова школа по вивченню зсувів гірських порід. У 30-і роки в Києві сформувалася наукова школа на чолі з А.Н. Дінником, що вивчала поля напруг навколо виробок різних розмірів і конфігурацій на основі теорії пружності. У 1935-40-і роки були вперше запропоновані методи безпосереднього визначення напруг у масивах гірських порід (Д.Д. Головачьов і Г.Н. Кузнєцов); у 1936 р. розроблено метод моделювання з використанням еквівалентних матеріалів (Г.Н. Кузнєцов). У 40-50-і роки створені способи розрахунку на міцність ціликів (Л.Д. Шевяков та ін.), інженерні способи розрахунку гірського тиску на основі будівельної механіки й опору матеріалів (В.Д. Слесарєв, П.І. Цимбаревич). Фундаментальні дослідження велися в цей період по теорії граничної рівноваги стосовно до стійкості бортів кар'єрів, котлованів і відвалів. У 50-60-і роки вивчено механізм взаємодії масиву гірських порід і кріплень гірничих виробок; при цьому було встановлено, що кріплення варто розглядати як активний елемент, властивості якого істотно впливають на умови деформування масиву навоколишніх порід (К.В. Руппенейт, Ю.З. Заславський, Г.А. Крупенніков та ін.). У 60-70-і роки розвивалися дослідження реологічних процесів у масивах гірських порід, особливостей деформування і руйнування гірських порід в умовах нерівномірних навантажень при високому гірському тиску (К.В. Руппенейт, Ж.С. Єржанов, Е.І. Шемякін). Досягнуто успіхів в аналітичному визначенні напружено-деформованого стану структурно-неоднорідних масивів порід. У цей період розширилися представлення про природу гірського тиску, пов'язані з вивченням тектонічних полів напруг (М.В. Гзовський, І.А. Турчанінов).

За рубежом найбільш великі дослідження в гірничій геомеханіці виконали: А. Гейм (Швейцарія), який першим висунув гіпотезу про гідростатичний напружений стан масиву гірських порід; Г. Шпаккелер (НДР), що установив закономірності розподілу напруг у товщі порід навколо очисних просторів у різних гірничо-геологічних умовах; О. Якобі (ФРН), що детально вивчив закономірності гірського тиску при розробці вугільних пластів; Ф. Мор (ФРН), що установив важливі закономірності взаємодії гірських порід і кріплень; Р. Феннер (Чилі), який провів теоретичні й експериментальні дослідження зі створення основ математичної теорії гірського тиску; А. Лабас (Бельгія), що запропонував способи розрахунку гірського тиску з урахуванням піддатливості й інших характеристик кріплень; Е. Литвинишин (ПНР), що розвивав статистичні методи, що застосовувались до задач гірничої

геомеханіки; Л. Мюллер (Австралія), що детально вивчив закономірності гірничої геомеханіки в скельних масивах і вирішив ряд конкретних задач їхнього використання в інженерній практиці й ін.

Перспективні напрямки розвитку гірничої геомеханіки пов'язані з вивченням поведінки гірських порід на великих глибинах, створенням безшахтних і безлюдних процесів видобутку корисних копалин, дослідженням впливу на масиви порід динамічних навантажень (масові вибухи, землетруси, великі обвалення).

1.2 Мета і задачі дисципліни УСМГП, її зв'язок із суміжними дисциплінами

Предметом дисципліни УСМГП є механічні процеси, що відбуваються в масиві гірських порід і пов'язані головним чином із проведенням у ньому гірничих виробок (формування напруженого стану масивів порід і його зміни у зв'язку з проведенням виробок, зсуви гірських порід, взаємодія порід із кріпленнями гірничих виробок та ін.).

УСМГП, будучи прикладною дисципліною, вирішує наступні задачі.

1. Вивчення закономірностей зміни напружено-деформованого стану вміщуючих порід при веденні гірничих робіт.
2. Обґрунтування технологічних процесів і параметрів виїмки корисних копалин.
3. Управління гірським тиском, цілеспрямований перерозподіл напруг, деформацій, руйнування і зміцнення породного масиву, тобто управління напружено-деформованим станом масиву гірських порід при веденні гірничих робіт.

На базі досліджень обґрунтовуються технологічні схеми і параметри гірничих робіт, вибираються системи розробки і визначаються їхні елементи; установлюються раціональні способи і схеми управління гірським тиском при відкритих і підземних розробках; даються рекомендації з оптимального кріплення, підтримки й охорони гірничих виробок і захисту інших об'єктів від шкідливого впливу гірничих робіт.

Механіка гірських порід і УСМГП, як складова частина її, тісно пов'язані з рядом наук (див. рис.1.1). І.А. Турчанінов відзначає, що цей розподіл є трохи умовний. З однієї сторони механіка гірських порід є фундаментальним розділом гірничої науки, а з іншого боку - прикладним розділом механіки взагалі.

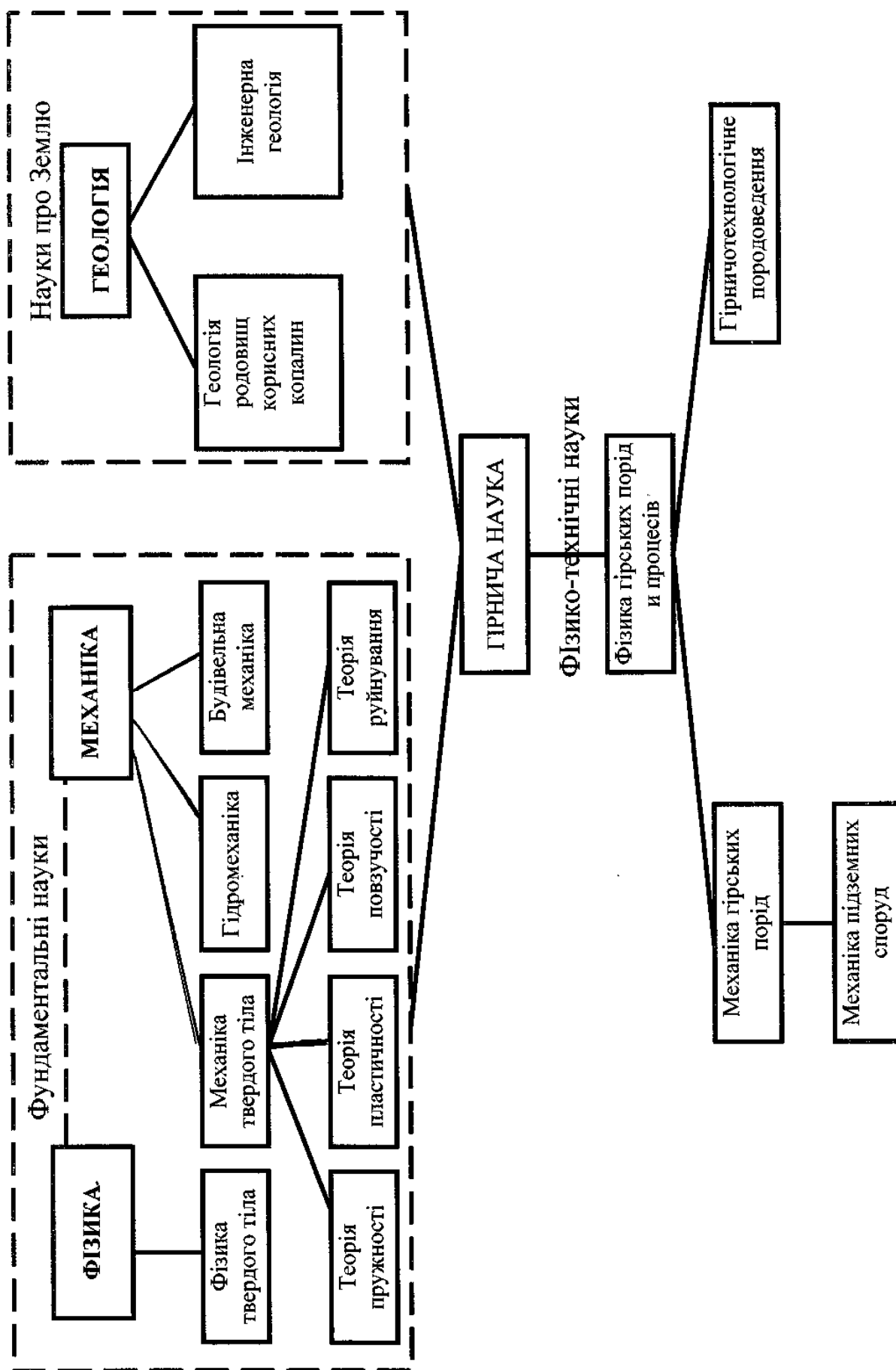


Рис. 1.1 – Схема взаємозв'язку гірничої геомеханіки (механіки гірських порід) з іншими розділами науки

По об'єкту дослідження - масивові гірських порід – дисципліна УСМГП тісно пов'язана з геологічними науками; по методах вивчення - з фізикою і механікою твердого тіла. Вона використовує теорії пружності, пластичності, повзучості і руйнування, а також методи теорії імовірностей.

Загальна методологія дисципліни УСМГП полягає в широкому використанні й аналізі натурних спостережень з одночасним залученням методів і прийомів моделювання й аналітичних досліджень на базі теоретичних положень з основних розділів сучасної механіки, математичних і фізичних аналогій.

1.3 Основна термінологія

ГІРСЬКІ ПОРОДИ – природні мінеральні агрегати, що складають літосферу Землі у виді самостійного геологічного тіла.

МАСИВ ГІРСЬКИХ ПОРІД АБО ГІРСЬКИЙ МАСИВ – ділянка земної кори, що характеризується загальними умовами утворення і визначеними інженерно-геологічними властивостями гірських порід, що його складають, у якому поширюються фізичні процеси, пов'язані з веденням гірничих робіт.

ГІРНИЧІ РОБОТИ – очисні і прохідницькі роботи, буро-вибухові роботи, буріння свердловин різного призначення (розвідницьких, дегазаційних, для осушення або перепуску води і т.п.), зміцнення або ослаблення порід різними методами, вплив на масив гірських порід різними силовими полями, наприклад, ультразвуком і т.д.

ГІРСЬКИЙ ТИСК – напруги, що виникають у масиві гірських порід, поблизу стінок виробок, свердловин, у ціликах, на поверхнях контакту порода-кріплення у результаті дії головним чином гравітаційних сил, а також тектонічних сил і зміни температури верхніх шарів земної кори.

ПРОЯВ ГІРСЬКОГО ТИСКУ – явища і процеси в масиві гірських порід, викликані гірським тиском при веденні гірничих робіт, що виявляються у виді різного роду зсувів, деформацій і руйнувань вміщуючих порід і корисної копалини, навантажень на кріплення, закладку, завалені породи й інші природні і штучні спорудження, а також у виді різних газодинамічних явищ - гірських ударів, раптових викидів вугілля і газу, піщаників і т.д.

ЗСУВ ГІРСЬКИХ ПОРІД – переміщення і деформування масиву гірських порід унаслідок порушення його природної рівноваги при веденні гірничих робіт.

ДЕФОРМАЦІЇ ГІРСЬКИХ ПОРІД – зміна форми, розмірів і обсягу окреможестей або ділянок гірських порід під впливом гірського тиску, динамічних навантажень, різних полів (електричних, магнітних, ультразвукових та ін.), тектонічних або термічних напруг, а також фазових перетворень при осушенні або зволоженні гірських порід і інших видів гірничих робіт.

ОСІДАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД – вертикальна складового повного вектора зсуву точки поверхні або масиву гірських порід.

ВІДНОСНИЙ ЗСУВ ГІРСЬКИХ ПОРІД – зміна місця положення гірських порід щодо якоїсь точки (репера, підшви виробки і т.д.) у результаті порушення їхньої рівноваги, викликаного веденням гірничих робіт.

СПОВЗАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД – зсув гірських порід по площинах напластування.

РОЗШАРУВАННЯ ГІРСЬКИХ ПОРІД – порушення зв'язку між шарами гірських порід у процесі їхнього зсуву.

РУЙНУВАННЯ ГІРСЬКОЇ ПОРОДИ – порушення суцільності гірської породи в результаті тих або інших впливів на неї.

СТІЙКІСТЬ ГІРСЬКИХ ПОРІД – здатність гірських порід зберігати рівновагу при їхньому оголенні.

СТІЙКІСТЬ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК – здатність забезпечувати функціонування з експлуатаційними характеристиками протягом заданого терміну служби.

ОБЛАСТЬ ВПЛИВУ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ – частина масиву гірських порід, у межах якої відбуваються деформації, зсуви й обвалення порід, змінюється величина напруг, тобто відбувається зміна напружено-деформованого стану гірських порід у результаті ведення гірничих робіт.

ОПОРНИЙ ТИСК – додатковий до ваги гірських порід тиск, викликаний породами, що зависають над виробленим простором. Опорний тиск являє собою нормальні до пласту стискаючі напруги, що діють поблизу опорного контуру (на масиви, цілики корисної копалини, кріплення) по всьому його периметру.

ЗОНА РОЗВАНТАЖЕННЯ – частина масиву гірських порід у зоні впливу очисної або підготовчої виробки, у якій напруги менше, ніж у недоторканому масиві.

НАПРУГА – величина внутрішніх зусиль (у масиві, ціликах, кріпленні і т.д.), що приходяться на одиницю площі, на яку вони діють, викликаних зовнішніми силами або різними фізичними полями.

ОХОРОНА ГІРНИЧИХ ВИРОБОК – комплекс додаткових заходів, спрямований на збереження виробок в експлуатаційному стані протягом необхідного періоду.

ПІДТРИМКА ГІРНИЧИХ ВИРОБОК – сукупність заходів щодо охорони, кріплення і ремонту виробок для забезпечення їхнього експлуатаційного стану протягом терміну служби.

ЕКСПЛУАТАЦІЙНИЙ СТАН ВИРОБКИ – робочий стан, що забезпечує виконання виробкою своїх функцій (призначення) протягом терміну служби при дотриманні вимог Правил безпеки.

УПРАВЛІННЯ СТАНОМ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД – управління фізичними процесами, що відбуваються в гірському масиві і приводять до зміни фізичних властивостей і напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

Необхідно відзначити, що поняття "гірський тиск" протягом тривалого часу є предметом дискусій. Багато вчених намагаються його уточнити, конкретизувати. Турчанінов І.А. указує, що цей термін у даний час застарів і що сучасним терміном є "напружено-деформований стан масиву порід", що вичерпно відбиває стан масиву порід як при наявності виробок, так і при їхній відсутності. Кошелєв К.В. та ін. трактують цей термін у такий спосіб: "Гірський тиск – сили, що діють на окремо розглянуту ділянку породного масиву, яка прилягає до виробки, виникають і розвиваються в результаті перерозподілу напруг, і які викликані веденням гірничих робіт".

Таким чином, напруги існують як у недоторканому масиві гірських порід, так і в породах, що вміщують гірничу виробку (у тому числі і на контурі гірничої виробки), у той час як гірський тиск має місце тільки при наявності гірничої виробки і при зсуві гірських порід, що її вміщують.

Для спрощення поняття матеріалу, що розглядається в даній роботі, будемо користуватися стосовно до недоторканого масиву гірських порід (при відсутності в ньому виробок) терміном "напружений стан масиву гірських порід", для порід у зоні впливу виробки - "напружено-деформований стан масиву гірських порід" (або просто гірських порід); терміном "опорний гірський тиск" (або просто "опорний тиск") - стосовно до очисних виробок і

"місцева (або локальна) концентрація напруг" - стосовно до підготовчих гірничих виробок.

У даній роботі прийняті наступні скорочення:

- УСПМ (УСМГП) – управління станом породного масиву

(управління станом масиву гірських порід);

- ГП – гірські породи;
- НС МГП – напружений стан масиву гірських порід;
- НДС ГП – напружено-деформований стан гірських порід;
- ЗНД – зона непружних деформацій;
- зона ПГД – зона підвищеного гірського тиску;
- П; ПС; ГС – піщаник; піщаний сланець; глинистий сланець;
- $L_{оп}$ – довжина зони опорного тиску;
- $P_{оп}$ – опорний тиск.

2. МЕТОДИ ДОСЛІДЖЕННЯ НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНОГО СТАНУ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД

2.1 Класифікація методів

Дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід, його зміни в результаті ведення гірничих робіт (або – по старій термінології – проявів гірського тиску), як правило, здійснюється в наступній послідовності.

1. Після постановки задачі (наприклад, вивчити вплив способу охорони на стійкість відкаточного штреку) дослідник у натурних (шахтних) умовах вивчає стан даного питання. Тобто, спочатку по технічній документації відбирає відкаточні штреки з різними способами охорони, але з приблизно однаковими іншими умовами (переріз, спосіб проведення і кріплення виробки, міцність порід, що її вміщують, характеристика кріплення, глибина розташування і т.д.). Обстежує стан відібраних виробок у шахтних умовах і уточнює їхній перелік. На підставі вивчення технічної документації й обстеження виробок, розробляє робочу гіпотезу і програму проведення досліджень. У неї включаються натурні, а при необхідності досліджувати вплив якого-небудь фактора на досліджувану величину, проведення якого в натурних умовах вимагає великих витрат протягом тривалого часу, і лабораторні дослідження.

2. Проводить натурні, аналітичні і лабораторні дослідження. У результаті обробки отриманих результатів установлює шукані статистичні залежності, визначає область їх застосування.

3. Критерієм істини є практика, тому для перевірки отриманих залежностей планує і проводить шахтний експеримент.

Може бути й інший порядок дослідження якогось питання або явища, але в будь-якому випадку практика і теорія нерозривні і доповнюють один одного.

Класифікація методів дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід представлена на рис.2.1.

Розглянемо сутність різних методів.

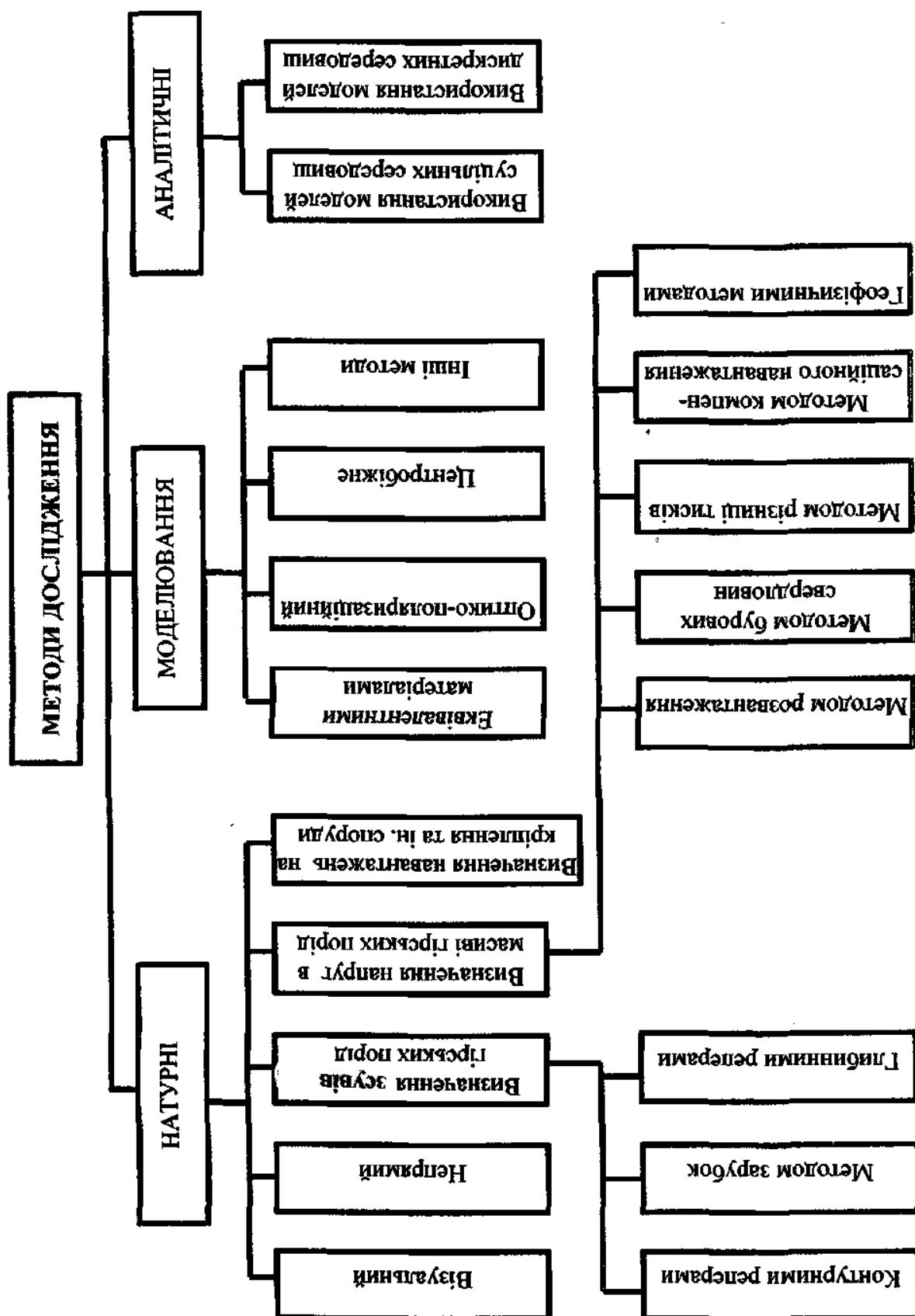


Рис.2.1 – Класифікація методів дослідження пружно-деформованого стану масиву гірських порід

2.1.1 Візуальний метод

Сутність цього методу полягає в тому, що дослідник у натурних (шахтних) умовах вивчає стан гірничих виробок, поводження порід покрівлі в очисному вибої і т.д. без застосування спеціальної вимірювальної апаратури. Він робить замальовки, відзначає характерні деформації кріплення і порід, що його вміщують, визначаючи їхню величину за допомогою простої рулетки. На ескізах фіксуються найбільш характерні моменти досліджуваного явища. Сприйняття цього явища і фіксація його залежать від досвіду дослідника, умов проведення і т.д. Тому вони носять суб'єктивний характер. Більш об'єктивну картину дає фотографування досліджуваного явища – метод фотофіксації. На фотографіях фіксується повна картина, включаючи різні дрібні деталі, на які дослідник у шахті не звернув увагу.

Вивчення і зіставлення фотографій, зроблених у різні періоди підтримання гірничої виробки, дозволяють судити про динаміку деформацій кріплення в часі. Фотографування дозволяє документувати досліджуваний процес. Так, наприклад, метод фотофіксації широко використовувався одним з авторів даної роботи при дослідженні параметрів підривощілинного розвантаження (ПЩР) як на моделях з еквівалентних матеріалів, так і в шахтних умовах, а так само при упровадженні ПЩР на пластах крутого падіння з метою зниження здирання порід підпошви в підтримуваних виробках.

Метод фотофіксації дає якісну оцінку зсувів на контурі виробки. Спроби застосування цього методу для кількісної оцінки зсувів як у нас у країні, так і за рубежом не дали позитивних результатів через складність відшукування нерухомої точки в перерізі виробки для наведення на неї видошукача фотоапарата.

При визначеному досвіді за допомогою фотоапаратів, що серійно випускаються, при висвітленні двома-чотирма шахтними світильниками або спеціальним у вибухоіскробезпечному виконанні фотоспалахом виходять чіткі гарні фотографії. При використанні шахтних світильників фіксується ділянка виробки довжиною до 10-12 м. При використанні фотоспалаху довжина ділянки менше приблизно в 2 рази.

Метод фотофіксації простий, надійний і тому широко застосовується на практиці.

2.1.2 Непрямий метод

Непрямий метод полягає в зіставленні середніх питомих витрат при різних технологіях виконання робіт (проведення, підтримки гірничих виробок і т.д.). Кращим вважається варіант із меншими питомими витратами. Так, наприклад, середня вартість підтримки 1 м виробки в рік r_{cp} визначається по формулі:

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

де $\sum R$ - фактичні сумарні витрати на ремонт виробки (перекріплення, підбивку, заміну елементів кріплення, перестилання рейкового шляху), $\sum R'$ - додаткові витрати на ремонт ділянок виробки, що знаходяться в незадовільному стані, для приведення їх в експлуатаційний стан; l_H і l_K - відповідно початкова і кінцева довжина виробки за розглянутий період часу; n - число місяців, за які враховуються витрати на підтримку виробки.

Обсяг і вартість ремонтних робіт визначаються за журналом обліку стану гірничих виробок і книгою обліку витрат на ремонт виробок.

Непрямий метод дає наближену оцінку ефективності того або іншого способу охорони виробки. Для більш точної оцінки необхідно вести попикетний облік витрат.

2.2 Методи визначення величини зсуву гірських порід

У залежності від розв'язуваних задач виникає необхідність у визначенні величини зсуву гірських порід на контурі гірничої виробки або в глибині масиву гірських порід. При цьому застосовуються наступні методи.

2.2.1 Метод контурних реперів

Контурні репери застосовуються для вивчення зсуву гірських порід на контурі гірничої виробки.

Контурний репер являє собою металевий стрижень довжиною 0,4-0,5 м із привареним на кінці гачком (при вимірі відстані між реперами

маркшейдерською рулеткою) або з висвердленим у торці отвором (при використанні вимірювальної стійки СУІ). По контуру виробки буряться шпури довжиною приблизно 0,5 м. У них вставляються дерев'яні пробки, у які вбиваються реperi. На пологому падінні реperi закладаються попарно в покрівлі й у підосві та у боках виробки. На крутому падінні закладається додатково пара реперів для визначення зсуву в напрямку, перпендикулярнім нашаруванню порід. На рис.2.2 показана вимірна секція. Для одержання достовірних результатів вимірна станція повинна складатися не менш чим із трьох вимірних секцій.

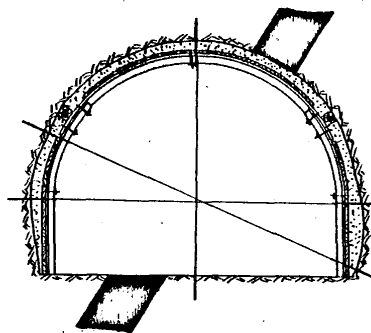


Рис.2.2 Схема установки контурних реперів у виробці на крутому падінні

2.2.2 Метод зарубок

На практиці часто застосовується метод зарубок або, як його ще називають, метод трикутників. При цьому на металевих арках роблять зарубки або намічають фарбою точки.

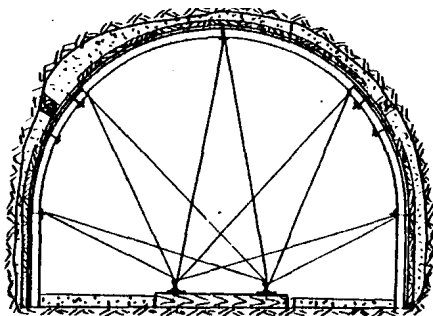


Рис.2.3 Схема вимірів по кріпленню — метод зарубок

Відстань вимірюють між цими точками та точками на голівках рейкового шляху (рис.2.3). Також, як і при контурних реперах для визначення абсолютних зсувів точок, відзначених на арках, необхідно робити нівелювання обох ниток рейкового шляху. Як показують шахтні спостереження, результати, що отримані за допомогою контурних реперів і методом

зарубок, відрізняються не більш, ніж на 10-20%. Метод зарубок значно простіше і менш трудомісткий, ніж метод контурних реперів. У зв'язку з цим він одержує усе більше застосування.

2.2.3 Метод глибинних реперів

Глибинні реperi застосовуються для вивчення зсуву товщі гірських порід, розташованої на різній відстані від виробки. Глибинний репер складається з замка і складеного металевого стрижня (штока) або дроту. Замки бувають різної конструкції. У залежності від досліджуваного питання з виробки буряться декілька свердловин. В одній свердловині довжиною до 15 м можуть бути розміщені декілька глибинних реперів (рис.2.4). Замки реперів закріплюються в свердловині на різній відстані від контуру виробки. Устя свердловини закріплюється обсадною трубою. До неї приєднується пружинний натяжний пристрій (кондуктор). Стрижні або сталеві дроти, що йдуть від замків, приєднуються до натяжного пристрою. Їм надається початкове

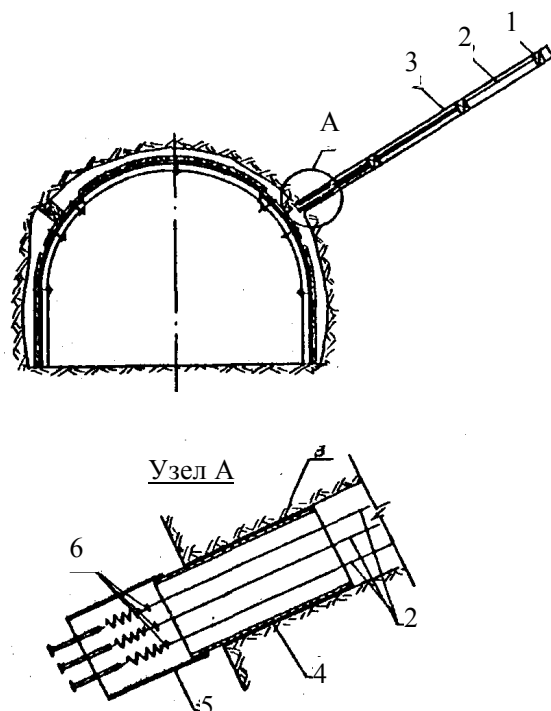


Рис.2.4 Схема установки глибинних реперів:
1-замок; 2-стрижень; 3-свердловина;
4-обсадна труба; 5-пружинний натяжний пристрій; 6-мітки

натяжіння. На кожному стрижні закріплюється бірка з номером репера. Найбільш удалений від устя свердловини репер вважається нерухомим. Зміщення інших реперів визначається відносно цього репера. В тому випадку, коли є необхідність визначення абсолютних зміщень порід, в яких розташовані глибинні репери, проводяться заміри зміщення обсадної труби, а також вимірюються зміщення обсадної труби відносно нерухомих реперів, що розташовані в приствольному дворі або навіть на поверхні.

Глибинні репери дозволяють оцінити характер та величину зміщень в глибині масиву (зони непружних деформацій) в залежності від розвитку гірничих робіт та часу експлуатації гірничої виробки (їх систем).

2.3 Методи визначення напруг в масиві гірських порід

Для визначення величини і напрямку головних напруг у масиві гірських порід найбільше поширення одержали наступні натурні методи дослідження: розвантаження (повного чи часткового); компенсаційного навантаження (відновлення напруг); різниці тисків; пружних динамометрів; виміру деформацій стінок свердловин; геофізичні методи. Коротка характеристика цих методів приведена в табл.2.1.

2.3.1 Метод розвантаження

Метод повного розвантаження заснований на використанні характеристики пружного відновлення форми і розмірів елемента породного масиву при штучному порушенні його зв'язку з основним масивом.

По технічному виконанню і прийомам перерахування розрізняють три принципові схеми застосування методу повного розвантаження (рис.2.5):

1 - вимір деформацій пружного відновлення торця свердловини при вибуруванні керна (схема ВНІМІ);

2 - вимір скорочення діаметра центрального отвору у керні, що вибурюється (схема Н. Хаста);

3 - вимір деформацій стінки центрального отвору у керні, що вибурюється (схема Є. Ліману).

Таблиця 2.1

Характеристика методів визначення напруг

Метод визначення напруг	Об'єкт, що підлягає дослідженню	Величини, що підлягають вимірові	Застосовувані засоби виміру	Спосіб переходу до напруг	Дані, необхідні для перерахування	Характеристика одержуваних напруг
Повне розвантаження. Схема ВНІМІ.	Керн	Деформація розвантаження на торці свердловини	Тензометричні або фотопружні датчики	Перерахування методами теорії пружності	Модуль пружності і коефіцієнт Пуассона	Абсолютні величини і напрямки головних напруг у масиві
Повне розвантаження. Схема Хаста.	Керн із центральною свердловиною	Вимір діаметра свердловини	Тензометричні, магнітострикційні, ємнісні датчики	Перерахування на базі теорії пружності, лабораторне еталонування	Тарувальна крива деформації датчика в напругах, модуль пружності, коефіцієнт Пуассона	Величини і напрямки напруг, що діють у площині, перпендикулярній осі свердловини
Повне розвантаження. Схема Ліману.	Керн із центральною свердловиною	Деформація на поверхні свердловини	Тензометричні датчики	Перерахування методами теорії пружності	Модуль пружності і коефіцієнт Пуассона	Абсолютні величини і напрямки головних напруг у масиві
Часткове розвантаження.	Ділянка стінки виробки або ніші	Деформація ділянки стінки виробки	—	—	—	Величини і напрямки напруг, що діють на поверхнях стінок виробки
Компенсаційне розвантаження.	Ділянка масиву	Деформація пружного відновлення ділянки масиву Тиск у гідравлічній системі	Тензометричні датчики і механічні індикатори Манометри, електроманометри	Безпосереднє одержання величини напруг	—	Величини напруги, нормальної до поверхні оголення
Метод різниці тисків	Стінки свердловини	Тиск у гідравлічній системі	Манометри, електроманометри, тензометричні датчики	Перерахування методами теорії пружності, еталонування	Зв'язок тиску в системі з напругою в масиві шляхом еталонування приладу	Середня величина напруги, нормальної до поверхні свердловини
Метод пружних динамометрів.	Стінки свердловини	Навантаження на пружний динамометр	Фотопружні тензометричні динамометри	Перерахування або еталонування	Модуль пружності, коефіцієнт Пуассона, лабораторне еталонування датчиків	Відносна зміна напруги, нормальної до поверхні свердловини
Вимір деформацій стінок свердловин.	Стінки свердловини	Вимір діаметра свердловини	Тензометричні, струнні, індуктивні, ємнісні деформометри	Перерахування методами теорії пружності	Модуль пружності, коефіцієнт Пуассона	Величина напруги, нормальної до поверхні свердловини
Геофізичні методи. Електричні виміри.	Стінки свердловини	Електричний опір порід	Прилади для виміру електричного опору	Еталонування	Залежність електричного опору від напруги	Середня величина напруги на базі виміру
Радіометричний метод.	Стінки свердловини	Інтенсивність потоку гамма-променів	Прилади радіометрії	Зіставлення отриманої інтенсивності потоку гамма-променів з тарувальною кривою	Зв'язок інтенсивності потоку гамма-променів з напругою еталонування	Середня величина напруги на базі виміру

Схема ВНІМІ дозволяє поза зоною впливу виробок приблизно визначити як величину, так і напрямок головних напруг недоторканого масиву. Для цього необхідно бурити не менш трьох різноорієнтованих, досить глибоких свердловин.

Для вимірів бурять з гірничої виробки в заданому напрямку свердловину діаметром 76-80 мм. В обраній для виміру точці масиву коронкою спеціальної конструкції вибій (торець) свердловини шліфують. Потім за допомогою пристроїв, що притискають та орієнтують, до торця свердловини в строго орієнтованому положенні приклеюють розетку з чотирьох або трьох електротензометричних датчиків. Після повної полімеризації клею, що забезпечує спільність деформацій порід і тензодатчиків, кільцевою коронкою обурюють торець свердловини. При цьому елемент породного масиву, що обурюється, звільняється від діючих у ньому напруг і зазнає деформацій, що фіксуються датчиками.

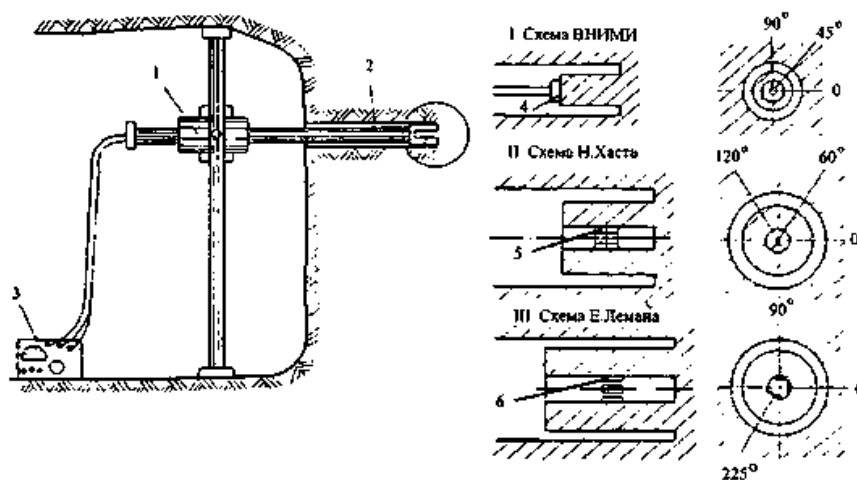


Рис. 2.5 Схема визначення напруг методом розвантаження:
 I – по ВНІМІ; II – по Хасту; III – по Ліману;
 1 – буровий верстат; 2 – вимірювальна свердловина;
 3 – апаратура, що реєструє; 4 – датчик на торці свердловини;
 5 – деформометр; 6 – тензometri, що наклеюються

Використовуючи формули теорії пружності, що зв'язують обмірювані деформації і напруги, які їм відповідають, визначають головні напруги в площині торця свердловини. При обчисленні напруг використовують пружні константи порід – модуль Юнга і коефіцієнт Пуассона, які установлюються по породному керні. Керн одержують при обурюванні торця свердловини в точці виміру. Замість тензодатчиків можна наклеювати на торець свердловини фотопружний тензометр, виготовлений з епоксидної смоли ЕД-6м. При розвантаженні у фотопружному тензометрі виникає поле напруг. При перегляді його в полярископ однобічної дії можна спостерігати картину ізоклін і ізохром, що відповідає цьому полю напруг. Напрямки дії нормальних напруг збігаються з осями симетрії даного поля напруг, а їхні величини визначаються по обмірюваній різниці ходу поляризованого світла в чотирьох діаметрально протилежних точках за допомогою спеціальних формул.

Варіант співвісних свердловин відрізняється від вище описаного тим, що бурять випереджальну центральну свердловину малого діаметра (близько 40 мм). У ній установлюють деформометри (схема Н. Хаста) або на її стінки за допомогою спеціальних пристосувань наклеюють тензодатчики (схема Є. Ліману).

У першому випадку фіксують зміну діаметра центральної свердловини по різних напрямках. При цьому для переходу від обмірюваних переміщень (зміни діаметрів центральної свердловини) до напруг використовують дані лабораторного градування датчиків деформометра в спеціально вирізаних породних призмах з модулем пружності, рівним модулеві пружності досліджуваного масиву.

В другому випадку визначення напруг виробляється за результатами виміру відносних деформацій з використанням модуля Юнга, модуля зсуву і коефіцієнта Пуассона.

Обурювання керна і центральної свердловини у всіх трьох схемах здійснюється співвісною свердловиною діаметром не менш 100-120 мм.

Для того, щоб виключити вплив виробки, з якої буриться свердловина, на початковий розподіл напруг у масиві гірських порід, необхідно приймати глибину спостережних ділянок свердловин не менш двох діаметрів виробки. А для того, щоб виключити вплив навколишнього масиву на показання датчиків, величина перебуру розвантажувальних (співвісних) свердловин від місця

установки розетки тензодатчиків або деформометрів повинна бути не менш двох внутрішніх діаметрів розвантажувальних свердловин.

Як відзначає Г.А. Крупенніков, схема Н. Хаста в більшому ступені, чим схема ВНІМІ, обґрунтована в аналітичному відношенні, однак у технічному виконанні досить трудомістка, тому що вимагає вибурювання керна досить великого діаметра і довжини, в окремих випадках вона взагалі неможлива (наприклад, при сильнотріщинуватих породах).

При визначенні напруг у недоторканому масиві ця схема застосовна лише в тому випадку, коли відомо один з напрямків головних напруг.

Схема Є. Ліману, подібно схемі Н. Хаста, складна в технічному виконанні. У зв'язку з цим у даний час з описаних вище трьох схем частіше застосовується схема ВНІМІ. Вона дозволяє визначити абсолютні значення напруг.

МЕТОД ЧАСТКОВОГО РОЗВАНТАЖЕННЯ заснований на вимірі деформацій на поверхні оголення масиву при частковому розвантаженні його шляхом проходження в місці установки тензодатчиків розвантажувальної свердловини або щілини порівняно невеликої глибини. Як самостійний метод часткового розвантаження не одержав широкого поширення через обмежену інформацію про напружений стан масиву гірських порід.

Підсумовуючи усе вищесказане, можна відзначити, що метод розвантаження дозволяє визначити абсолютні значення напруг і напрямки головних напруг у масиві гірських порід. Але він характеризується великою трудомісткістю і складністю виконання вимірів, що вимагають визначених практичних навичок.

2.3.2 Метод компенсаційного навантаження

Сутність методу компенсаційного навантаження полягає в первісному знятті і наступному штучному відновленні напруг на досліджуваній ділянці масиву.

На стінці виробки (оголення) за допомогою реперів розміщуються перпендикулярно один одному два індикатори годинного типу. Записуються початкові показання індикаторів. Після цього знімаються напруги (розвантажуються масив) шляхом створення порожнин різних конфігурацій (щілин, свердловин і т.д.). У результаті розвантаження частини масиву гірських порід показання індикаторів годинного типу змінюються. У розвантажувальну

щілину встановлюються спеціальні навантажувальні пристосування (дилатометри, домкрати, гідроподушки й ін.). За допомогою насоса в них накачується водомасляна емульсія доти, поки індикатори не покажуть первісне значення. Тиск у системі фіксується за допомогою манометра. Тиск, при якому індикатори годинного типу приймають первісні значення, приймається за величину напруги в масиві.

Принципова схема установки приладів показана на рис.2.6.

Метод компенсаційного навантаження дозволяє безпосередньо одержати величину напруги, нормального до площини оголення.

Метод досить простий, але на практиці досить складно пройти розвантажувальну щілину, не викликавши появу тріщин, що можуть привести до відколу гірських порід. Крім того, у зв'язку з анізотропією гірських порід, складно домогтися первісних показань одночасно на обох індикаторах. Глибина розвантажувальної щілини практично не може бути великою, тому важко виключити вплив виробки на початковий характер розподілу напруг у масиві гірських порід.

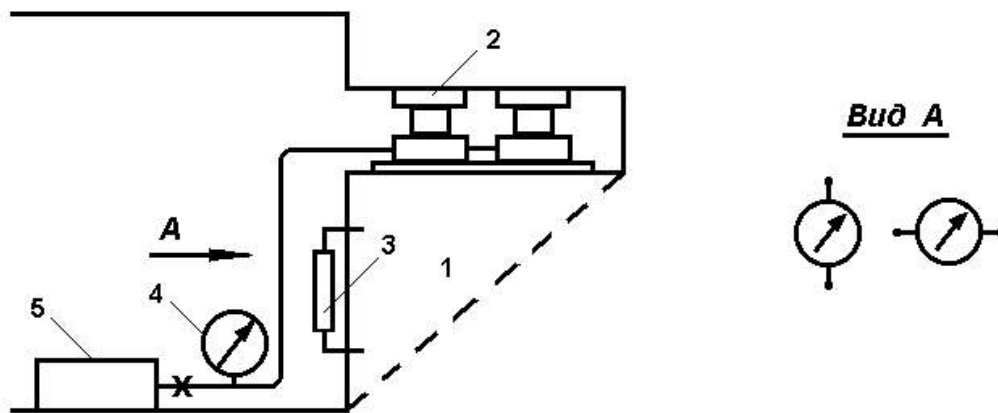


Рис.2.6 Метод компенсаційного навантаження:

- 1 – частина масиву, що розвантажується, гірських порід;
- 2 – навантажувальні пристосування;
- 3 – індикатор годинного типу; 4 – манометр; 5 – насос

У зв'язку з відзначеними недоліками метод компенсаційного навантаження самостійно застосовується рідко.

В останні роки широке поширення одержав **МЕТОД ГІДРОРОЗРИВУ**, що також відноситься до групи компенсаційних способів. Особливістю цього

методу є відновлення природних напруг у свердловині і подальше їхнє збільшення до появи тріщин розриву в стінках.

Якщо вимірювальна свердловина пробурена у напрямку одної з головних напруг природного поля, то тиск, необхідний для утворення тріщин у її стінках, дорівнює:

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

де $\sigma_{\min}$, $\sigma_{\max}$ – відповідно максимальна і мінімальна напруги в площині виміру; R_p – міцність порід на розтягання.

Подальше розширення тріщини, що утворилася, відбувається при тиску, чисельно рівному $\sigma_{\min}$. Таким чином, у процесі нагнітання рідини в свердловину за показниками манометра визначаються $\sigma_{\max}$ і $\sigma_{\min}$, їхній напрямок у масиві може бути встановлений за орієнтацією в просторі тріщини розтягання, яка завжди нормальна до напрямку дії $\sigma_{\min}$.

2.3.3 Метод різниці тисків

Метод різниці тисків застосовується головним чином для визначення додаткових напруг у масиві, що виникають у результаті ведення гірничих робіт.

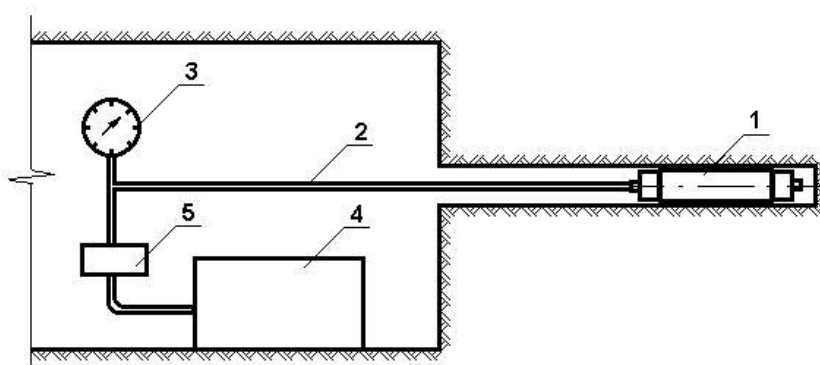


Рис.2.7 Комплект вимірювальної апаратури для виміру напруг методом різниці тисків:

- 1 – гідралічний датчик;
- 2 – висконапірний трубопровід;
- 3 – манометр із вентилем;
- 4 – насос високого тиску; 5-редуктор

Він знайшов застосування для рішення задач, зв'язаних з розробкою вугільних пластів, підданих гірським ударам, раптовим викидам вугілля і газу, з охороною гірничих виробок, підробкою і надробкою вугільних пластів, оцінкою несучої здатності вугільних ціликів.

Комплект вимірювальної апаратури для дослідження напруженого стану масиву включає: гідралічний датчик, висконапірний трубопровід, манометр із вентилем, насос високого тиску.

Гідравлічний датчик являє собою вимірювальний прилад, у якому деформації стінок свердловини, викликані зміною напруженого стану масиву, приводять до зміни тиску рідини, що знаходиться у корпусі.

Датчик складається з оболонки, виготовленої з гуми, сталевих торцевих стаканів, нагвинчених на сталевий центральний стрижень.

На поверхні стрижня проточена гвинтова канавка для рівномірного розподілу рідини по довжині датчика. Стакани гідравлічного датчика призначені для герметизації торцевих частин гумової оболонки. Крім того, один з них служить для приєднання магістрального трубопроводу, через який подається в датчик рідина, а інший оснащений запірною голкою для герметизації гідросистеми.

Технічна характеристика гідравлічного датчика: довжина – 380 мм; діаметр стаканів – 40 мм; довжина оболонки – 190 мм; внутрішній діаметр оболонки в робочому положенні (у свердловині діаметром 42 мм) – 24,8 мм; максимальний тиск – 14 МПа; модуль пружності – 130 МПа; коефіцієнт Пуассона – 0,48; маса – 1,5 кг.

Високонапірний трубопровід являє собою латунну трубку (або набір трубок) з товщиною стінки не менш 1,0 мм і внутрішнім діаметром не менш 0,3 мм. При меншому діаметрі трубопроводу можливо "запізнювання" реєстрації манометром змін тиску в гідросистемі в часі.

Манометром вимірюється тиск у гідросистемі датчика, що врівноважується тиском масиву, що вміщає датчик, сприйманий пружною гумовою оболонкою гідравлічного датчика. Температура навколишнього повітря при роботі приладу повинна бути в межах 5-50°C, відносна вологість до 80%.

Експериментальні роботи в шахті виконуються в наступному порядку: бурять необхідної довжини свердловину. Для буріння свердловин довжиною до 10 м застосовують ручне електросвердло і комплект складених бурових штанг; встановлюють манометр із вентилям. Манометр встановлюють у вертикальному положенні; збирають магістральний трубопровід необхідної довжини; приєднують гідравлічний датчик до трубопроводу. Запірну голку вигвинчують; приєднують насос до вентиля; наповнюють трубопровід рідиною з метою витиснення повітря з гідросистеми. Для нормальної роботи придатні

всі машинні олії й інші рідини, що не дають корозії металу. Замикають гідросистему запірною голкою; поміщають датчик з частиною трубопроводу в свердловину; створюють початковий тиск у приладі, нагнітаючи рідину в гідросистему. Величина тиску в гідросистемі може бути доведена до 10-15 Мпа; перекривають вентилем канал у трійнику манометра, по якому подавалася рідина з насоса в гідросистему; від'єднують насос.

Початковий відлік за манометром відповідає умовно станіві "Недоторканого масиву". Наступні зміни напруг у масиві, зв'язані з наближенням очисного вибою, сусідньої виробки і т.п., відзначаються у виді зміни тиску в гідросистемі.

Таким чином, метод різниці тисків дозволяє безпосередньо вимірити зміну середньої величини напруги (збільшення або зменшення), нормальної до поверхні свердловини. Він відрізняється простотою, надійністю, однак не дозволяє визначити абсолютне значення напруги, а також напрямок максимальної і мінімальної напруг. Широко застосовується в натурних дослідженнях напружено-деформованого стану масиву гірських порід, зокрема при визначенні параметрів зон опорного тиску і розвантаження.

2.3.4 Метод бурових свердловин

Визначення напруг у масиві гірських порід методом свердловин засновано на вимірі пружних деформацій (поперечних або подовжніх) контуру свердловини, викликаних додатковими напругами від ведення очисних робіт.

Різні по конструкціях поперечні і подовжні деформометри дозволяють фіксувати зміни діаметрів свердловин і подовжні деформації по свердловинах за допомогою дротових тензодатчиків опору, індукційних, ємкісних, магнітострикційних і інших датчиків.

Широко застосовується свердловинний поперечний деформометр ДП-8 (рис.2.8).

Основним сприймаючим елементом приладу є сталеві балочки, консольно закріплені в корпусі приладу. Вільний кінець балочки оснащений регульованим по висоті сферичним наконечником, що безпосередньо стикається з поверхнею вимірювальної свердловини.

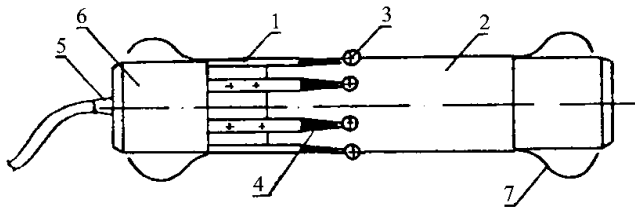


Рис.2.8 Свердловинний поперечний деформометр:

- 1 – пружна сталева балочка;
- 2 – корпус;
- 3 – сферичний наконечник;
- 4 – тензодатчик;
- 5 – електричний кабель;
- 6 – металевий стакан;
- 7 – спрямовуючі пружини

Максимальний хід вільного кінця балочок з умови роботи її без залишкових деформацій складає 6 мм. Усього в приладі чотири пари балочок. На зовнішній і внутрішній поверхнях балочок у зоні максимальних деформацій наклеюються дрові або фольгові тензодатчики. Монтажні проводи від тензодатчиків пропускаються через внутрішню порожнину в корпусі, збираються в кабель і виводяться назовні.

Гумовий чохол охороняє електричну частину приладу від пилу і вологи. На кінцях гумового чохла закріплюються металеві стакани, що охороняють вимірювальні елементи приладу від механічних ушкоджень.

Деформометр фіксується й утримується в свердловині будь-якого напрямку за допомогою спеціальних пружин. Усього пружин вісім, по чотири з кожної сторони. Вони розташовані рівномірно, із кроком 45° , і дозволяють виставити прилад по осі свердловини.

Досилання датчика в свердловину діаметром 46 мм і довжиною до 30 м здійснюється спеціальним пристосуванням, що з'єднується з приладом через перехідну втулку. Після орієнтації в свердловині деформометр виявляється в такому положенні, коли одна з пар вимірювальних балочок розташувалася у вертикальній, або в горизонтальній площині. Положення балочок фіксується.

Деформометр підключається до вимірювальної станції, що реєструє зміну опору тензодатчиків. За даними тарування кожної пари тензодатчиків визначають зміну діаметра свердловини в чотирьох напрямках. Потім по формулах теорії пружності розраховують величину нормальних напруг у цих напрямках.

Метод свердловин простий, надійний, не вимагає гарної якості буріння вимірювальної свердловини.

Свердловинний поперечний деформометр може також використовуватися при методі розвантаження керна з центральною свердловиною шляхом буріння серії рівнобіжних свердловин.

2.3.5 Геофізичні методи

Геофізичні методи вимірів напруг у масиві гірських порід засновані на взаємозв'язку з природним напруженим станом параметрів різних фізичних полів, що наводяться штучно.

До них відносяться ультразвуковий (імпульсний сейсмічний), радіометричний, електрометричний, магнітний, сейсмоакустичний (звукометричний) методи.

З перерахованих вище методів найбільш повно розроблений **УЛЬТРАЗВУКОВИЙ (ІМПУЛЬСНИЙ СЕЙСМІЧНИЙ)** метод визначення напруг. Він заснований на взаємозв'язку з напруженим станом гірських порід сейсмічних характеристик – швидкості і загасання пружних хвиль, порушуваних у масиві. Для кількісної оцінки напруг у породному масиві використовують ефект швидкісної анізотропії порід при їхньому навантаженні.

Сутність даного методу полягає в тому, що в пробурені паралельно одна до одної на деякій відстані свердловини вставляються ультразвукові перетворювачі: випромінювач і приймач. На цій базі виміру визначається швидкість проходження ультразвукового імпульсу. Перемістивши ультразвукові датчики по глибині свердловин, можна одержати картину зміни швидкості поширення пружних хвиль в околиці виробки. Для перерахування швидкості поширення ультразвуку в напруги необхідно зробити відповідне тарування, наприклад, за допомогою методу розвантаження, визначивши одночасно величини напруг і відповідні їм швидкості пружних хвиль.

РАДІОМЕТРИЧНИЙ метод визначення напруг пов'язаний з наведенням у досліджуваній ділянці масиву радіаційного поля. Метод заснований на ефекті різного поглинання радіоактивних випромінювань породами в залежності від їхньої щільності. З ростом стискаючих напруг щільність порід, особливо порівняно малощільних, істотно зростає. При гамма-гамма-каротажі відповідних ділянок масиву з ростом діючих стискаючих напруг частота імпульсів зменшується.

ЕЛЕКТРОМЕТРИЧНИЙ метод визначення напруг заснований на ефекті зміни питомого електричного опору порід зі зміною їхнього напруженого стану.

Результати теоретичних, лабораторних і шахтних досліджень по застосуванню електрометричного методу для визначення величини напруги, тріщинуватості гірського масиву приведені в роботі Тарасова Б.Г. та ін.

Питомий електричний опір досить чуттєвий до зміни напруг. Але в той же час він ще більш чуттєвий до змін вологості порід, а також ступеня мінералізації підземних вод. Тому І.А. Турчанінов вважає, що електрометричний метод може застосовуватися при відсутності водопритоків і коливань вологості порід. Але Тарасов Б.Г. та ін. стверджують, що електрометричні методи природних потенціалів і ефективних опорів можуть застосовуватися не тільки для відносної оцінки напруженого стану, але також для виміру абсолютних значень напруг у природних масивах незалежно від їхньої вологості.

Метод потребує подальшого удосконалення.

МАГНІТНИЙ метод визначення напруг базується на слабких феромагнітних властивостях і позитивної магнітострикації ряду гірських порід. У таких породах зі зміною напруг міняється магнітна сприйнятливість. Ці зміни і підлягають вимірові для оцінки змін напруженого стану.

Широке застосування для оцінки напруженого стану гірських порід і прогнозування небезпечних ситуацій, зв'язаних з раптовими обваленнями порід, гірськими ударами, раптовими породними викидами одержав **СЕЙСМОАКУСТИЧНИЙ** (звукометричний) метод. Він заснований на використанні природних акустичних (звукових) імпульсів, що виникають у масиві порід унаслідок мікроруйнувань, обумовлених загальним або локальним ростом напруг. Реєстрацію імпульсів ведуть за допомогою спеціальних датчиків-геофонів, встановлюваних у свердловини і сприймаючих звукові коливання, що виникають у навколишньому масиві при мікроруйнуваннях. Зміна числа імпульсів служить показником відносної зміни рівня напруженості породного масиву. Метод не дозволяє визначити величину напруги в масиві. Його використовують як критерій ступеня небезпеки обвалень і динамічних проявів гірського тиску у відповідних частинах масиву, у межах якого і здійснюють сейсмоакустичний контроль.

У цілому геофізичні методи відрізняються, як правило, високою мобільністю і продуктивністю. Вони найбільш ефективні при дослідженні

напруженого стану великих (протяжних) масивів, тому що практично при цьому усереднюються дрібномасштабні місцеві коливання характеристик силових полів. Але для визначення абсолютних значень напруг вони вимагають додаткових даних. Тому для детального дослідження напруженого стану масивів гірських порід геофізичні методи самостійно практично не застосовуються.

2.4 Методи визначення навантажень на кріплення й інші спорудження

Виміри навантаження на кріплення підземних споруджень проводяться з метою вибору параметрів кріплення, вивчення впливу гірничо-геологічних факторів на роботу кріплення протягом усього терміну його служби.

Для безпосереднього визначення навантажень на кріплення застосовують динамометри, динамометричні площадки, спеціальні динамометричні кріплення.

Розрізняють три схеми розміщення динамометричної апаратури відносно кріплення:

- 1 – з установкою приладу між кріпленням і породою по контуру виробки (система: порода – динамометр – кріплення);
- 2 – з уведенням приладу безпосередньо в конструкцію кріплення;
- 3 – з використанням як вимірювального приладу елементів самого кріплення, деформаційні характеристики якого попередньо протаровані.

Перша схема може бути використана при кріпленнях будь-якої конструкції і є основною, друга і третя – в основному для оцінки навантажень на стійкові елементи кріплення.

Динамометри, що використовуються при дослідженні гірського тиску, розрізняються за принципами дії чуттєвого елемента, граничним вимірюваним навантаженням, дозвільною здатністю і габаритами.

Основними частинами динамометра є: чуттєвий елемент, корпус, елемент передачі тиску, індикатор (манометр).

У залежності від використовуваного чуттєвого елемента розрізняють механічні, гідравлічні, електричні, магнітопружні і фотопружні динамометри.

2.4.1 Механічні стійкові динамометри

Механічні стійкові динамометри призначені для вимірювання навантажень на привибійне індивідуальне кріплення в очисному вибої, а також на рамні кріплення підготовчих виробок (рис.2.9).

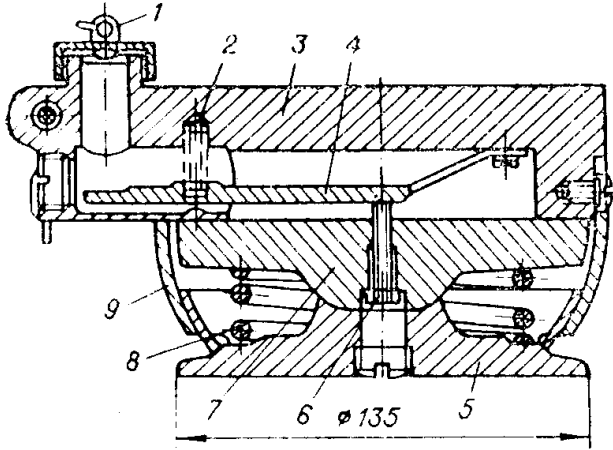


Рис.2.9 Конструкція механічного стійкового динамометра МСД:

- 1 – ковпачок; 2 – пружина важеля;
- 3 – верхня опора; 4 – важіль;
- 5 – нижня опора; 6 – регулювальний гвинт;
- 7 – мембрана; 8 – пружина; 9 – обичайка

Динамометр МСД-30 розрахований на максимальне навантаження 300 кН, а МСД-50 на 500 кН.

В зваренім корпусі закріплена пружна мембрана, виготовлена з якісної сталі. До верхньої плити корпусу кріпиться вилка, в пазу якої за допомогою валика одним своїм кінцем закріплений важіль.

У важіль угвинчується регулювальний гвинт із контргайкою; цей гвинт притискається до мембрани пружиною, що встановлена в глухих отворах важеля і корпусу.

У центрі верхньої плити корпусу мається різьбовий отвір, заглушений пробкою. Через отвір виконується регулювання положення важеля при тарировці приладу. До виступаючої частини корпусу динамометра приварений штуцер з отвором, що закривається ковпачком.

Мембрана на нижній своїй площині має сферичне виточення, яким вона встановлюється на сферичну п'яту, приварену до нижньої плити. Остання кріпиться до верхньої частини приладу за допомогою гумової стрічки і двох хомутів. Гумова стрічка захищає простір між мембраною і нижньою плитою від попадання вугілля і породи.

Навантаження на корпус передаються на мембрану, величина прогину останньої передається через гвинт на важіль, що за рахунок різниці пліч збільшує переміщення гвинта в 13 разів. Переміщення важеля вимірюється

індикаторним вимірником годинного типу, що вставляється в отвір штуцера (при знятому ковпачку лише на час виміру).

Величина деформації діафрагми пропорційна тискові на динамометр, тому переміщення стрілки індикатора визначає величину цього тиску. Кількісна залежність тиску і відхилення стрілки індикатора встановлюються шляхом тарировки приладу на пресі.

Крім того, до цих приладів передбачена самописна голівка для безперервної реєстрації величини навантаження.

Маса динамометра МСД-30 складає 7,2 кг, МСД-50 – 9,1 кг. Точність вимірів навантаження ± 3 кН.

2.4.2 Механічні динамометри з вакуумною гумою

Більш простими по конструкції і більш дешевими є динамометри, у яких як чуттєвий елемент використовується вакуумна гума.

У залежності від конструкції динамометри бувають двох типів: для монолітного кріплення з одним вимірювальним елементом і для рамного (аркового) кріплення з двома елементами (рис.2.10).

Динамометр для монолітного кріплення (бетонного, залізобетонного) складається з двох металевих плит – верхньої і нижньої – товщиною 10 мм кожна, між якими укладається шар вакуумної гуми товщиною 10-20 мм. Вакуумна гума не має залишкової деформації і добре протистоїть агресивній воді. До однієї з плит приварюється направляюча трубка, із другою плитою з'єднується шток. На вільний торець направляючої трубки закріплюється за допомогою болта кришка, призначена для додання строго визначеного напрямку стрижневі індикатора, яким проводиться зняття показань динамометра. При установці динамометра застосовуються установлювальні плити і металеві клини для створення початкового привантажу.

При збільшенні навантаження вакуумна гума стискується, плити динамометра зближаються на величину, що відповідає прикладеному навантаженню. Величина зближення визначається зміною відстані між торцевою поверхнею штока і поверхнею кришки, що вимірюється індикатором годинного типу. Кришка закривається металевою пробкою для запобігання торцевої поверхні штока забрудненню. Динамометр з одним вимірювальним елементом має розміри 200х200 (250х250) мм. Він дає стійкі показання при навантаженні 200-250 кН. Точність показань при цьому складає 0,5-1,0 кН.

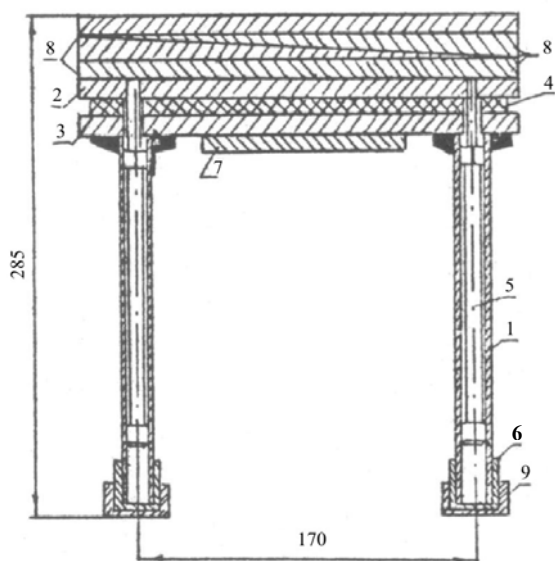


Рис.2.10 Динамометр із вакуумною гумою для рамного (аркового) кріплення:
1-корпус; 2-верхня плита;
3-нижня плита; 4-вакуумна гума;
5-шток; 6-кришка; 7-установлювальна плита;
8-клини; 9-металева пробка

При використанні динамометрів із двома вимірювальними елементами показання знімаються по кожному штоку. Величина прикладеного навантаження визначається за середнім значенням. Цим виключається вплив можливого перекосу динамометра при установці. При розмірі плит 220х220 мм динамометр дає стійкі показання при навантаженнях до 300-350 кН. Точність показань при цьому 0,5-1,0 кН.

2.4.3 Струнні динамометри

Широке поширення одержали динамометри струнного типу, засновані на властивості сталевий струни змінювати частоту власних коливань при прикладанні до неї навантаження. Динамометри цього типу найбільш стабільні в роботі, у відмінність, наприклад, від індуктивних, не так чуттєві до перекосів, дозволяють значно підвищити продуктивність вимірів.

У шахтних умовах часто застосовуються струнні динамометри ДСР-10 і ДСС-50. Вони призначені для виміру зосередженого, а разом з динамометричними площадками – розподіленого навантаження, наприклад, тиску на будову смугу або тиски завалених порід на підшву пласту, що відпрацьовується. Кулькова опора дозволяє виключити перекручування показань при косо спрямованому навантаженні.

Конструкція динамометра ДСР-10 разом з динамометричною площадкою показана на рис.2.11. У середині корпусу динамометра вмонтований струнний тензодатчик.

Струнний тензодатчик містить сталеву струну, закріплену на штифтах, і електромагніт, що складається із сердечника, на якому поміщена котушка. Котушка намотана з мідного дроту діаметром 0,04-0,07мм і опором 1000-1500 Ом. Відстань від полюсів електромагніта до струни вибирають рівною 0,3-1,0 мм. Проводи від котушки електромагніта виводять через затиски.

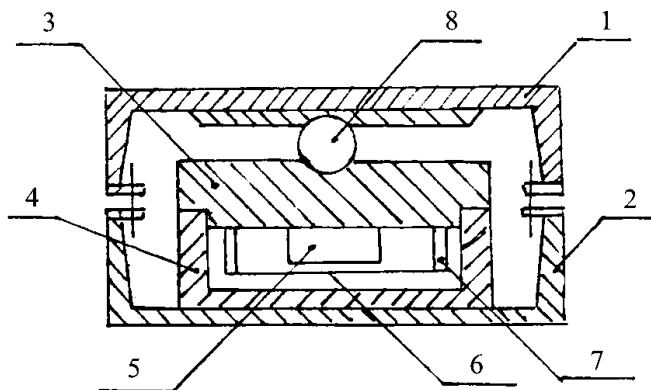


Рис.2.11 Струнний динамометр ДСП-10:

1 – верхня і 2 – нижня кришки динамометричної площадки;
3 – верхня і 4 – нижня частина корпусу динамометра;
5 – електромагніт; 6 – струна; 7 – штифт; 8 – кулька.

При подачі на котушку електромагніта короткочасного імпульсу напруги електромагніт притягне струну і виведе її з рівноваги. Після вимикання електромагніта струна буде коливатися з поступово загасаючою амплітудою. Струна виготовлена з феромагнітного матеріалу і являє собою постійний магніт. Тому коливання струни будуть збуджувати в котушці електромагніта перемінну ЕДС, частота якої відповідає частоті загасаючих коливань струни. Після посилення сигналу, порушеного коливанням струни, частота цих коливань може бути обмірювана.

Для виміру показань струнних тензодатчиків застосовують вимірювальні станції різної конструкції; раніш застосовувалися струнні станції ВЧС-2. В даний час застосовуються станції з індикацією частоти коливання струни на світловому табло.

ДСП-10 дає стійкі показання при навантаженні до 100 кН. Чутливість - 0,2 кН.

Конструкція і характеристика динамометра ДСС-50 приведені в роботі І.В. Баклашова.

2.4.4 Гідравлічні динамометри й інші конструкції

Гідравлічні динамометри в порівнянні з механічними мають менші розміри, велику міцність і більш високі передатні відносини. На рис.2.12 показана схема гідравлічного стійкового динамометра ГСД-6.

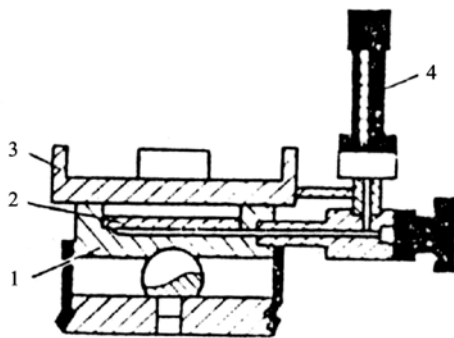


Рис.2.12 Схема гідравлічного стійкового динамометра ГСД-6

Під дією навантаження на верхню площадку 3 мембрана 1 угинається, витісняючи ртуть з порожнини 2, що реєструється вимірювальним пристроєм 4. По тарувальній кривій "навантаження-рівень рідини в трубці" визначають діюче навантаження. Динамометр ГСД-6 розрахований на максимальне навантаження 450 кН.

Виміри навантажень динамометрами в силу різних причин сполучені зі значними погрішностями. Одним із джерел таких може служити різна твердість елементів кріплення і динамометрів. З метою виключення впливу цього фактора розроблені численні конструкції динамометричних стійок, що цілком зберігають характеристики стандартного кріплення. Принципи дії чуттєвих елементів таких стійок аналогічні принципам дії динамометрів з тією лише різницею, що фіксуються при цьому деформації самих стійок.

Подальшим розвитком техніки виміру навантажень на кріплення гірничих виробок з'явилася створення динамометричних секцій кріплень, що дозволили встановлювати розподіл навантажень на значних площах контакту елементів кріплень з поверхнею стінок, покрівлі і підшви виробок.

Особливо великі можливості для вивчення процесів взаємодії порід і кріплення, у тому числі при різній їхній деформаційній здатності, дає конструкція динамометричної кріпи, що дозволяє змінювати деформаційні характеристики в широких межах.

Для виміру тиску на кріплення горизонтальних і вертикальних виробок з успіхом використовуються станції, обладнані динамометричними балонами (рис.2.13,а) з нафтобітумним або масляним заповнювачем.

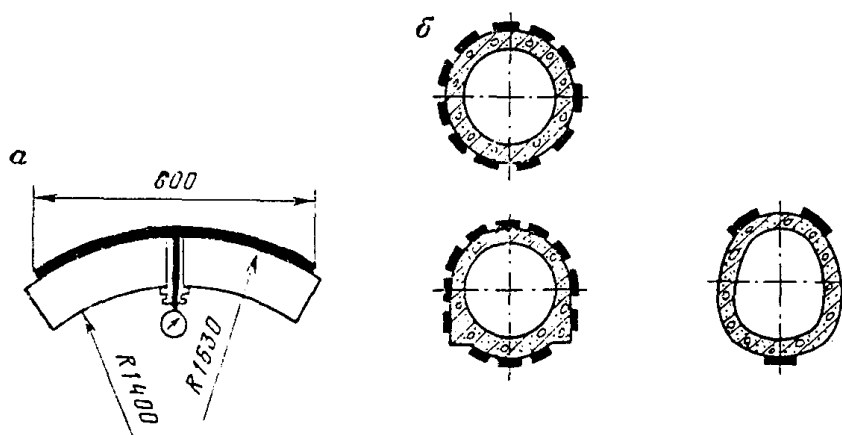


Рис.2.13 Динамометричне кріплення (а) і схеми його установки в гірничих виробках (б)

Застосовуються також динамометричні кріплення регульованої піддатливості, динамометричні тюрінги й інші конструкції для визначення навантаження на бетонне кріплення шахтних стволів.

Для виміру навантаження на кріплення у підземних спорудженнях динамометри попередньо таруються в лабораторних умовах. За даними лабораторних досліджень будуються, як правило, на кожен динамометр тарувальні графіки в прямокутній системі координат: по осі абсцис відкладається величина навантажень, по осі ординат – відповідно показання динамометрів.

Тарувальні криві будуються за даними не менш 5-6 навантажень. Іспити проводяться тричі.

2.5 Методи моделювання

Моделювання як метод дослідження широко використовується в гірничій геомеханіці. По принципах, на яких воно засновано, розрізняють фізичне й аналогове моделювання. Фізичне моделювання передбачає відтворення в моделі тих же самих фізичних полів, що діють і в об'єкті природи, лише зміненим по своїх абсолютних значеннях відповідно до масштабу моделювання. Аналогове моделювання передбачає заміну в моделі в порівнянні

з натурою одних фізичних полів іншими, наприклад, заміну натурального поля механічних напруг електричним полем у моделі. При цьому на аналогових моделях вивчають закономірності явищ і процесів, що протікають у натурних об'єктах, використовуючи математичну аналогію різних по фізичній природі процесів, тобто математичну тотожність основних законів, збіг диференціальних рівнянь, що описують ці процеси.

При веденні гірничих робіт у породному масиві протікають пружні, необоротні пластичні деформації, відбуваються зсуви і руйнування порід з розривом суцільності. Тому теоретичні розрахунки деформування гірських порід, стійкості гірничих виробок у багатьох випадках представляють надзвичайні труднощі. Дослідження ж у натурних умовах відрізняються великою трудомісткістю, дорогі і, як правило, вимагають тривалого часу. Крім цього, у натурних умовах звичайно досить обмежені можливості варіювання окремими параметрами, тоді як при моделюванні можна простежити вплив основних параметрів у самих широких межах. Моделювання відкриває також можливості вивчення процесів механіки гірських порід, що не дають ні аналітичні методи, ні спостереження і виміри в натурних умовах.

До фізичних методів моделювання відносяться моделювання еквівалентними матеріалами, поляризаційно-оптичне і відцентрове моделювання. До аналогового – метод електрогідродинамічних аналогій.

При фізичному моделюванні повинні дотримуватися геометрична, кінематична і динамічна подоба, а також граничні умови.

Геометрична подоба полягає в тому, що всі розміри простору, зайнятого системою в моделі, і розміри окремих елементів моделі змінені у визначене число раз у порівнянні з відповідними розмірами натурної системи.

Умова кінематичної подоби цих систем полягає в тім, що будь-які подібні точки (частки) систем, що рухаються по геометрично подібним траєкторіям, проходять геометрично подібні шляхи в проміжки часу, що відрізняються постійним множником.

Умова динамічної подоби полягає в тому, що маси подібних часток цих систем відрізняються друг від друга постійним множником.

2.5.1 Метод еквівалентних матеріалів

Метод моделювання еквівалентними матеріалами запропонований проф. Г.Н. Кузнецовим у 1936 р. Сутність його полягає в заміні гірських порід

еквівалентними матеріалами. Моделювання здійснюється на спеціальних стендах плоских або об'ємних.

У зв'язку з великою трудомісткістю виготовлення і відпрацьовування об'ємної моделі, а також обробки результатів об'ємні стенди застосовуються значно рідше, ніж плоскі. Розмір ребер об'ємних стендів, застосовуваних на кафедрі гірничої геомеханіки ДонНТУ, дорівнює 0,8-1,0 м. Такі невеликі об'ємні стенди дозволяють вирішувати порівняно вузьке коло задач.

Плоскі стенди бувають стаціонарні і поворотні. Останні використовуються для моделювання вугільних родовищ з різними кутами падіння. При розгляді одиночної підготовчої виробки застосовуються невеликі стенди з розмірами 0,8×0,6×0,16 м або 1,2×0,8×0,16м. При дослідженні питань, зв'язаних з веденням очисних робіт, використовуються стенди великих розмірів 3×2×0,16м. У ДонВУГІ моделюють на стенді з розмірами 12×5×0,2 м.

Як показав багаторічний досвід, результати, отримані на плоских стендах, не на багато відрізняються від результатів, отриманих при об'ємному моделюванні.

Як еквівалентний матеріал використовуються різні суміші.

Вихідними інертними матеріалами можуть служити: кварцовий пісок, мелена слюда (міка), тальк, крейда, глина, вапно й ін. Як в'язкі речовини застосовуються: гіпс, парафін, ігдантин, цемент, силікатний клей, вазелін, каніфоль і ін.

Вибір рецептури матеріалів моделі залежить від фізико-механічних властивостей порід, що моделюються, і масштабу моделей.

Найчастіше приймається масштаб моделювання 1:50 або 1:100, рідше 1:20 або 1:200. При такому масштабі можна змодельовати лише невелику ділянку масиву гірських порід. Вага вищележачої товщі гірських порід у моделі замінюється привантажем, створюваним пневмобалонами (рис.2.14).

Перш, ніж приступити до моделювання, складається проект моделі. У ньому вказуються мета і задачі моделювання; товщина і кількість шарів, що моделюють різні шари гірських порід; розташування отворів, що імітують гірничі виробки, а також методи визначення зсувів і тиску в цікавлячих місцях моделі і розташування відповідних датчиків; порядок відпрацьовування моделі й обробки результатів моделювання.

Виходячи з розв'язуваних задач і поводження гірських порід у натурі (у шахтних умовах), вибирають тип еквівалентного матеріалу.

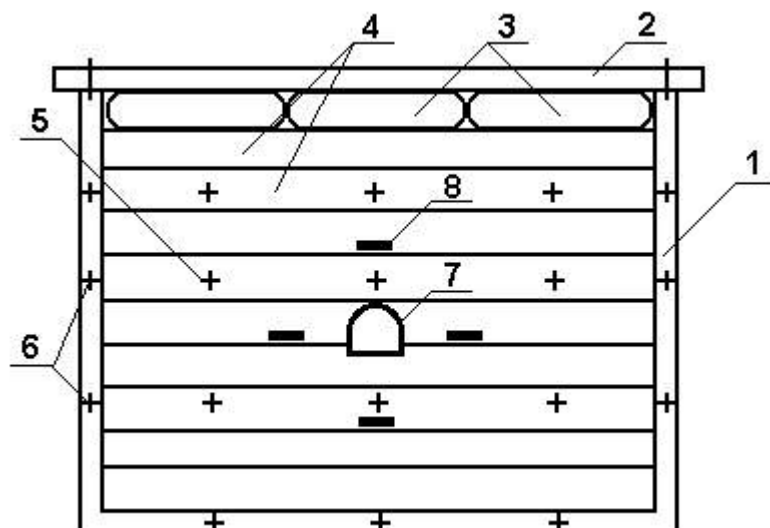


Рис.2.14 Плоска модель з еквівалентних матеріалів:
 1 – зварений стенд, 2 – знімна верхня частина стенда,
 3 – пневмобалони, 4 – шари еквівалентного матеріалу,
 5 – репери, 6 – мітки на стенді,
 7 – виробка, 8 – датчики тиску

Так при крихкому характері руйнування породи в натурі можна в якості в'язких прийняти каніфоль або гіпс, при пластичному – парафін, крихко-пластичному – каніфоль з парафіном або ігдантином і т.д. Виходячи з умов подоби, розраховуються міцнісні і пружні параметри еквівалентного матеріалу для різних типів порід по формулі:

$$N_M = \frac{\gamma_M \cdot l_M \cdot N_H}{\gamma_H \cdot l_H} \quad (2.3)$$

де N – межа міцності на стиск, розтягання, вигин або модуль Юнга; l – лінійний розмір; γ – щільність; індекс "М" відноситься до моделі, а "Н" – до натурі.

Підібрати еквівалентний матеріал, що одночасно мав би усі відповідні параметри, розраховані по вище приведеній формулі, практично неможливо, тому визначають той параметр, що є вирішальним. Наприклад, при визначенні навантаження на одиночну підготовчу виробку визначають межу міцності на

стиск, а при дослідженні характеру поведінки порід покрівлі в очисному вибої – межу міцності на вигин.

Міцність еквівалентного матеріалу залежить від вмісту в ньому в'язкого. Визначення процентного вмісту в'язкого в еквівалентному матеріалі здійснюється в такий спосіб. Закочуються спробні шари з різним вмістом в'язкого, наприклад, гіпсу від 1 до 15 відсотків. При цьому кількість крейди, що додає крихкість еквівалентному матеріалові, і води, що змочує гіпс, у всіх шарах приймається однаковою (4-5%). Решта приходить на дрібний кварцовий пісок. Після висихання з кожного спробного шару виготовляються зразки еквівалентного матеріалу прямокутної форми розміром $4 \times 2 \times 1$ см. Усі вони по черзі зважуються для уточнення γ_M і випробуються на спеціальному стенді. Для одержання достовірного значення обумовленого параметра необхідно випробувати не менш п'яти зразків. Визначають середнє значення параметра для кожного шару. За результатами іспитів будують графік міцності еквівалентного матеріалу від вмісту в ньому в'язкого. Для гіпсо-пісочної суміші характер графіка має форму, близьку до параболи (рис.2.15).

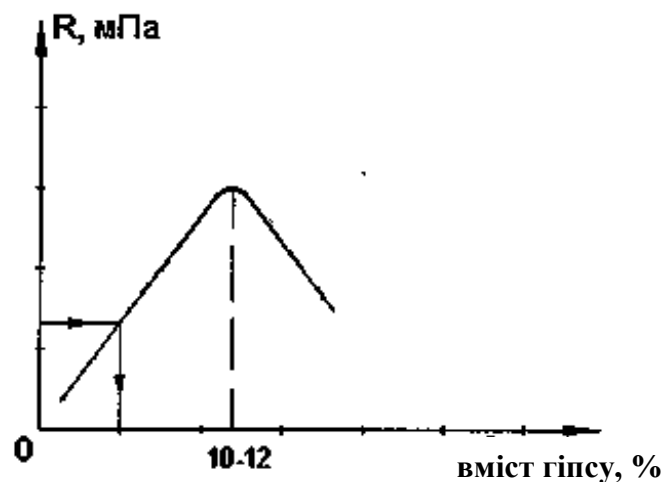


Рис. 2.15 Залежність міцності еквівалентного матеріалу від вмісту в ньому гіпсу

При збільшенні вмісту гіпсу до 10-12% міцність еквівалентного матеріалу зростає, а при подальшому збільшенні вмісту падає. Це пояснюється тим, що прийнятої кількості води не вистачає для змочування всього гіпсу. Сухий гіпс, що залишився, виконує роль крейди, тобто збільшує крихкість і знижує міцність еквівалентного матеріалу. Але згодом цей гіпс може увібрати вологу навколишнього повітря. Це приведе до неконтрольованого збільшення

міцності еквівалентного матеріалу. Тому при визначенні процентного вмісту гіпсу в еквівалентному матеріалі, що моделює різної міцності гірські породи, необхідно користуватися висхідною гілкою графіка.

Виходячи з розмірів стенда, визначають масу одного шару в моделі по формулі:

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

де l_0 - довжина моделі; b - ширина моделі; m – товщина шару; γ_M – об'ємна маса матеріалу; K – коефіцієнт запасу на втрати матеріалу при виготовленні, що звичайно береться рівним 1,1-1,15.

Після всіх підготовчих робіт приступають до виготовлення моделі з еквівалентних матеріалів.

Закачування матеріалу моделі виробляється шарами товщиною від 6 до 20 мм. Найчастіше 10 мм.

При виготовленні моделі необхідно мати ваги для зважування матеріалу, термометри, сумішмішалку з електропідігріванням, інструменти і пристосування для готування шарів моделі (гребінки, котки, трамбування і т.п.).

При застосуванні в якості в'язкого ігдантина пісок у сумішмішалці нагрівається до 80-90°. Необхідна для закачування одного шару кількість нагрітого піску засипається в ємкість, у нього додаються заздалегідь приготовлені навішення в'язкого ігдантина і каніфолі, що додає крихкість. Усе це швидко перемішується і висипається за опалубку. Щоб уникнути прилипання еквівалентного матеріалу до стенда бічні сторони і його опалубка змазуються гліцерином. Нарощування опалубки проводиться поступово в міру підвищення рівня шарів. Маса матеріалу насипається по можливості рівним шаром і розпушується гребінками. Після розрівнювання суміші шар укочується котком. Число укочень, маса котка повинні бути такими ж, як і при виготовленні спробних шарів.

Поділ товщі порід у моделі на окремі шари досягається присипкою поверхні кожного шару меленою слюдою. Кількість слюди і її крихкість створюють різні умови тертя на контакті між шарами.

Відтворення тріщинуватості (кліважу) у шарах моделі здійснюється насічками спеціальним ножом тільки що виготовленого шару; при товщі шарів до 10 мм насічки, як правило, не робляться.

При використанні в моделях в якості в'язкого гіпсу після закачування модель просушується протягом 25 днів при температурі повітря в лабораторії 18-20° і відносної вологості 55-65%. Опалубка знімається поступово за 3-4 прийоми.

При використанні в якості в'язкого ігдантина або парафіну після виготовлення моделі досить 1-2 днів для її остигання. Опалубка знімається відразу вся. Модель готова до відпрацьовування.

Відпрацьовування моделі проводиться відповідно до проекту.

Проведення виробок, виїмка вугільного пласта виконується шляхом видалення шарів еквівалентного матеріалу на всю товщину моделі.

Напруги в моделі створюються вагою еквівалентного матеріалу і додатковим привантажем, створюваним пристосуваннями або частіше пневмобалонами.

Спостереження за поведінкою моделі виконуються візуально з описом зовнішніх ознак деформацій і зсувів порід, фотографуванням, а також за допомогою спеціальних приладів.

Для виміру зсувів (зрушень) порід у моделі найбільш широке застосування знайшли метод фотофіксації і реостатні датчики, дзеркальні тензометри.

Сутність методу фотофіксації полягає в тому, що поверхня моделі з закріпленими в ній реперами систематично фотографується. Одночасно фотографуються і нерухомі мітки, укріплені на стенді. Вимір зсувів точок щодо нерухомих міток виконується на стереокомпараторах шляхом порівняння двох фотоплівок, що характеризують початкове і наступні положення реперів при відпрацьовуванні моделі.

Точність виміру зсувів за допомогою дзеркальних тензометрів конструкції Н.М. Зорі (ДПІ) значно вище, ніж при фотофіксації, але і трудомісткість цього методу незрівнянно більше.

Як один, так і другий метод не дозволяють механізувати вимір зсувів у процесі відпрацьовування моделі, тому вони витісняються більш прогресивним методом фіксації зсувів за допомогою реостатних датчиків. Реостатні датчики кріпляться на відстані 2-3 см від моделі на швелерах, висувні штоки їх з'єднуються з реперами, закладеними в модель (рис.2.16). При переміщенні репера змінюється опір реостатного датчика. Вимір опору реостатних датчиків також, як і тензодатчиків конструкції ВНІМІ, здійснюється як у ручному, так і

автоматичному режимом спеціальними приладами, наприклад ЦТМ-5. При цьому друкувальний пристрій фіксує номер датчика і його показання.

Для виміру тиску (напруг) у моделі застосовують дротові тензометри конструкції ВНІМІ, датчики з електропровідного паперу, датчик тертя і т.п.

Для переходу від показань приладів до характеристик тисків у масиві моделі проводиться тарування приладів. Датчики тиску встановлюються в моделі при її закачуванні.

Тензометр ВНІМІ (рис.2.17) складається з верхньої і нижньої опорних кришок і середньої пластинки з пружного матеріалу з наклеєним на неї дротовим датчиком опору. При прогині пластинки відбувається подовження дроту і відповідно змінюється опір. Тензодатчики розміщують у такому шарі, що має ту ж пружність, що і датчик. У протилежному випадку відбувається руйнування еквівалентного матеріалу.

Датчик з електропровідного паперу складається з двох латунних пластин розміром 1×1 см, між якими знаходиться стопка з 15-20 аркушів електропровідного паперу, виконаного на основі графіту. При здавлюванні датчика змінюється площа зіткнення аркушів з електропровідного паперу і міняється опір датчика.

Датчик тертя складається з двох нерухомих скляних пластин, між якими знаходиться сталева стрічка. Вона може пересуватися за рахунок зусиль, переданих через динамометр. Знаючи зусилля і коефіцієнт тертя металу по склу, можна визначити тиск у місці закладення датчика. Такими датчиками викладається суцільний шар у моделі.

З вищеописаних трьох датчиків найбільш точні показання дає тензодатчик конструкції ВНІМІ. Датчики тертя в даний час застосовуються обмежено, тому що вносять значні перекручування в модель. Крім того, їхні показання сильно змінюються при влученні піщин між склом і сталеною стрічкою, при зміні швидкості просмикування стрічки і т.д.

Датчики з електропровідного паперу добре реагують на збільшення тиску і погано – на його зниження. Тому в зонах розвантаження вони працюють ненадійно.

При реєстрації зсувів за допомогою дзеркальних тензодатчиків або фотофіксації, а також при вимірі тиску в моделі датчиками тертя або з електропровідного паперу вимір їхніх показань у процесі відпрацювання моделі й обробку результатів вимірів роблять вручну.

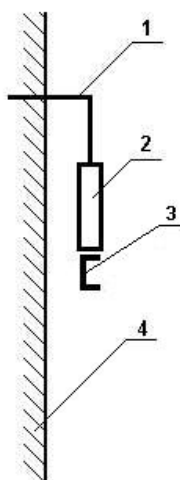


Рис.2.16 Схема установки реостатних датчиків:

1 – репер; 2 – реостатний датчик;
3 – швелер; 4 – модель.

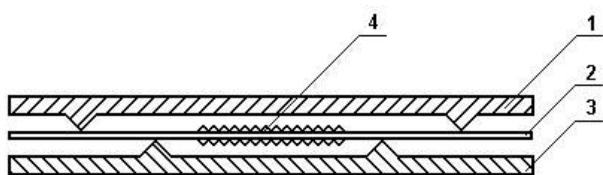


Рис.2.17 Тензодатчик конструкції ВНІМІ:

1 – верхня кришка; 2 – пружна пластина;
3 – нижня кришка; 4 – тензометричний опір

Застосування реостатних датчиків для визначення зсувів та тензодатчиків конструкції ВНІМІ для виміру тиску (напруги) в моделі дозволяє повністю механізувати як процес фіксації показань датчиків, так і обробку результатів вимірів. Для цього в пам'ять ЕОМ вводяться дані тарування усіх датчиків, в процесі відпрацювання моделі результати виміру опору датчиків автоматично заносяться в пам'ять ЕОМ. За спеціальною програмою виконується їх обробка. При наявності графобудівника роблять креслення за заданими лініями зсуву реперів і графіки напруги в моделі.

Метод моделювання еквівалентними матеріалами дозволяє вирішувати широке коло задач, зв'язаних з розробкою родовищ корисних копалин і управлінням станом масиву гірських порід. Він широко застосовується в усьому світі, не дивлячись на те, що дотепер немає єдиного рішення у виборі масштабу часу.

2.5.2 Поляризаційно-оптичний метод

Поляризаційно-оптичний метод є одним з методів фізичного моделювання пружного, а іноді й пружнопластичного й пружнов'язкого напруженого стану порід навколо підземних споруджень. Називають його також методом фотопружності.

Дослідження пружних полів напруг і зсувів ґрунтуються на використанні закону Гука про пряму пропорційність між напругою і деформацією і на явищі оптичної анізотропії ізотропних тіл, підданих дії зовнішніх сил або внутрішніх напружень.

Метод заснований на здатності більшості прозорих матеріалів здобувати властивість подвійної променезаломлюваності при їхньому навантаженні.

Як оптично активні матеріали застосовують скло, целулоїд, бакеліт і ін.

Для гірничих задач знайшов застосування ігдантин (за назвою Інституту гірничої справи ім. О.О. Скочинського), що складається з фотожелатину (до 55%), гліцерину (10-45%) і дистильованої води. Застосовуються також матеріали на базі епоксидних смол різного ступеня пластифікації.

Подвійна променезаломлюваність - властивість ряду оптично активних матеріалів розкладати падаючий на них промінь світла на два промені – звичайний і незвичайний.

Перший з них поширюється в матеріалі без переломлення, другий переломлюється. Звичайний і незвичайний промені виявляються лінійно поляризованими в двох взаємно перпендикулярних площинах.

У природному світлі коливання відбуваються у всіляких напрямках, перпендикулярних до напрямку поширення хвилі. У плоскополяризованому світлі коливання світлового вектора відбуваються тільки в одній площині.

Якщо поляризований промінь попадає на напружену модель зі спеціального прозорого оптично чутливого матеріалу, то в результаті переломлення він розпадається на два промені. Коливання цих променів йдуть у площинах головних нормальних напруг. У залежності від їхньої різниці в моделі промені здобувають різні швидкості поширення.

Виходячи з моделі, промені будуть мати визначену різницю ходу, тобто випередження або відставання однієї складової щодо іншої.

Поляризаційно-оптична установка – основний прилад, що дозволяє вивчити розподіл напруг у моделях з оптично активних матеріалів. Схема поляризаційно-оптичної установки показана на рис.2.18.

Промінь світла від джерела 1, пройшовши через поляроїд, називаний поляризатором, плоско поляризується. Поляризоване світло, пройшовши далі через напружену модель 3, перетерплює подвійне переломлення, що у різних точках моделі залежить від величини і напрямків головних напруг у цих точках. Далі обидва промені, що утворилися в розглянутій точці моделі в результаті подвійної променезаломлюваності, проходять через поляроїд 4, називаний аналізатором, при цьому їхні коливання приводяться в одну площину. Плоскополяризовані промені, що пройшли через аналізатор, інтерферирують, тобто дають інтерференційну картину на екрані 5. У результаті отриманої інтерференції спостерігається кольорова картина смуг при білому джерелі

світла і чорно-біла - при монохроматичному (з одною довжиною хвилі). При цьому кожна кольорова смуга являє собою геометричне місце точок з однаковою оптичною різницею ходу i , отже, з однієї і тією же різницею головних нормальних напруг.

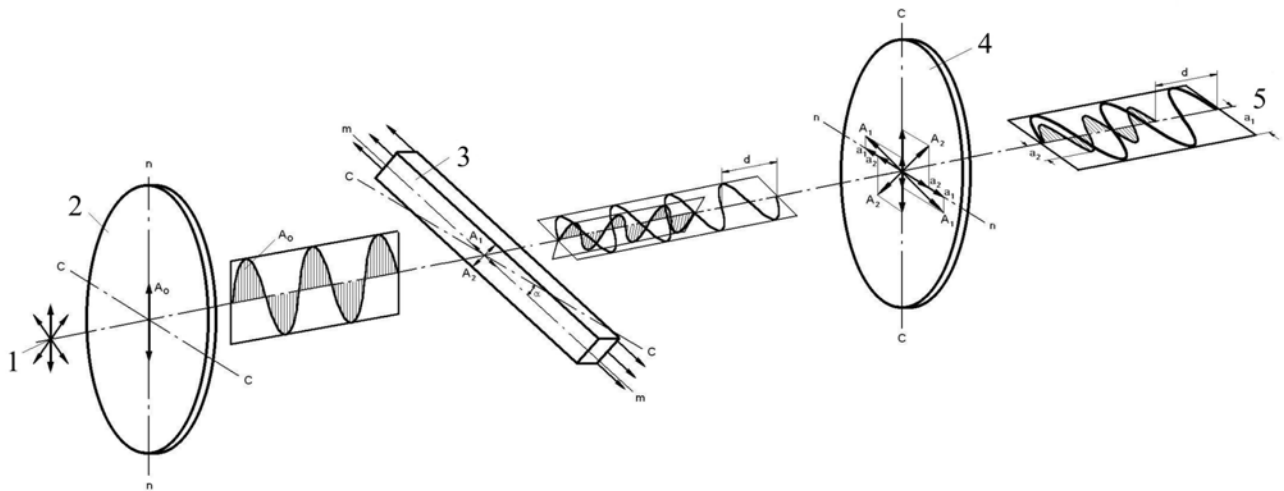


Рис.2.18 Схема поляризаційно-оптичної установки:

1 – джерело світла; 2 – поляризатор;
3 – модель; 4 – аналізатор; 5 – екран (око спостерігача);

Таким чином, кольорові смуги на екрані поляризоскопа являють собою лінії рівних максимальних дотичних напружень досліджуваної моделі. Ці лінії називаються ізохромами.

Картину ізохром, одержувану в поле аналізатора, можна спостерігати візуально і фотографувати.

Для оптичного методу повинна бути дотримана геометрична і механічна подоба.

Геометрична подоба забезпечується тим, що всі лінійні розміри моделі виконуються в одному масштабі щодо розмірів натури. Механічна подоба моделі і натури забезпечується підбором властивостей матеріалу і граничних умов нагруження.

Залежність оптичної різниці ходу і різниці головних напруг у розглянутій точці моделі має вигляд:

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

де Γ – оптична різниця ходу, м; C – коефіцієнт оптичної чутливості матеріалу по напрузі, $\frac{1}{\text{Па}}$; d – товщина моделі, м; σ_1, σ_2 – головні нормальні напруги в моделі, Па. Формула (2.5) виражає основний закон фотопружності. Вона встановлює кількісний взаємозв'язок між напругами в моделі і викликаним оптичним ефектом.

З теорії пружності відомо, що піврізниця головних нормальних напруг дорівнює максимальному дотичному напруженню $\tau_{\max}$ тобто:

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

З формул (2.5) і (2.6) випливає, що

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

Різниця ходу може бути визначена по методу зіставлення кольорів, по методу смуг чи по методу компенсації.

Найбільш простим і досить точним методом є метод смуг.

При монохроматичному світлі в точках, для яких

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

де λ – довжина хвилі світла, m – ціле число, що характеризує порядок смуги, який треба визначити (рахунок смуг ведеться від крайньої зовнішньої смуги ($m = 0$), спостерігається погашення світла – мінімум; у точках, де

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

спостерігається максимальна освітленість – максимум.

Умова максимуму при білому світлі залишається попередньою (формула 2.9).

Поляризаційно-оптичний метод відрізняється простотою і наочністю, тому що без усяких розрахунків показує місце концентрації дотичних напружень (місце, у якому найбільша кількість ізохром) і в якому насамперед варто очікувати руйнування матеріалу.

Метод дозволяє вирішувати плоскі, в основному пружні задачі. Тому в гірничій справі застосовується для рішення обмеженого кола задач, наприклад, дослідження впливу форми і розмірів поперечного розрізу підготовчої виробки на характер розподілу дотичних напружень на її контурі в однорідному ізотропному середовищі (гірських породах); впливу щільного розвантаження на характер розподілу дотичних напружень навколо виробки і т.д. Широке поширення метод одержав у гірничому машинобудуванні.

2.5.3 Метод відцентрового моделювання

Метод відцентрового моделювання полягає в тому, що модель з гірських порід модельованого об'єкта, виконану в заданому геометричному масштабі, поміщають у каретку центрифуги (рис.2.19) і шляхом рівномірного обертання навантажують об'ємними інерційними силами, додаючи тим самим породам моделі деяку фіктивну об'ємну вагу.

Виходячи з розв'язуваної задачі, визначають масштаб моделювання n , що показує в скільки разів в обертовій моделі збільшена об'ємна вага порід і являє собою величину, зворотну геометричному масштабові моделі, а також розраховують необхідне число оборотів центрифуги в хвилину.

При рішенні задач механіки гірських порід із застосуванням відцентрового моделювання звичайно випробують від 2 до 6 ідентичних моделей (моделей-близнюків), поміщаючи їх попарно в каретки центрифуги.

Виміри в моделі ведуть шляхом фіксації різних параметрів до і після іспиту моделі в центрифугі, а також у процесі обертання. Для виміру напруг у різних точках моделі використовують аеростатичні динамометри, тензометричні датчики рамного і мембранного типу. Для виміру непружних деформацій застосовують сельсинові пари, індикатори годинного типу, індукційні датчики й ін. Усі ці датчики використовують у системі, що дозволяє вести безперервну дистанційну реєстрацію їхніх показників на пульті управління центрифугою.

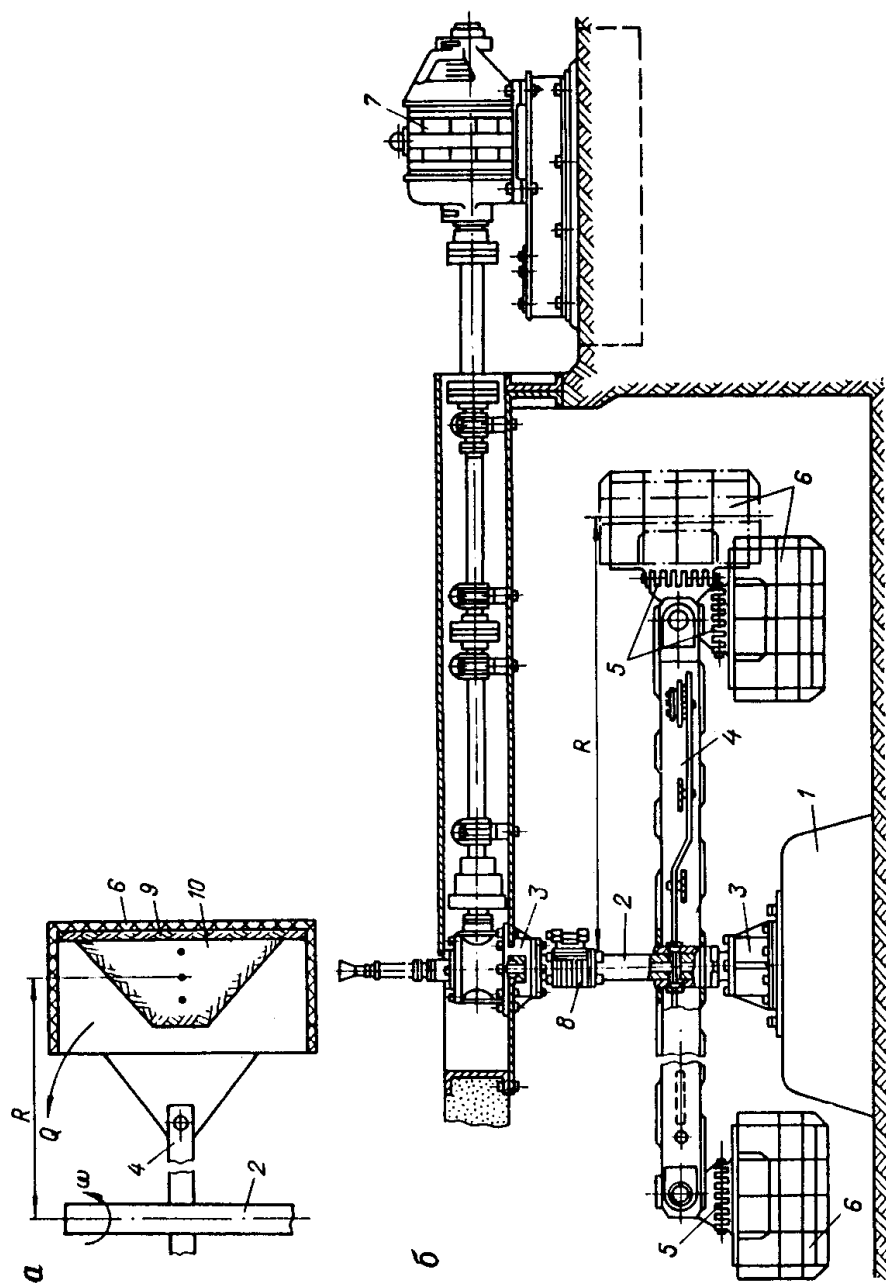


Рис 2.19 Конструкція центрифуги

а – розрахункова схема для визначення основних параметрів;
б – конструктивна схема.

1 – фундамент; 2 – вертикальна вісь; 3 – підшипники;
4 – коромисло; 5 – качани для кріплення підвісок; 6 – каретки;
7 – електродвигун постійного струму; 8 – колектор;
9 – основа моделі; 10 – модель.

Сучасні центрифуги дозволяють випробувати моделі висотою до 0,4-0,5м. У залежності від розв'язуваних задач масштаб відцентрового моделювання знаходиться в межах від 20 до 500. Зокрема, центрифуга Криворізького НІГРІ має наступні параметри: зовнішній діаметр 6 м, ефективний радіус 2,5 м, максимальна швидкість обертання 425 об/хв, розмір кареток $1,5 \times 0,8 \times 0,6$ м, потужність привода 650 Квт. Установка виготовлена з особливо міцних титанових сплавів.

Метод відцентрового моделювання з успіхом і великим ступенем надійності застосовують при рішенні задач, зв'язаних з визначенням розмірів стійких стелин камер, оптимальної форми і параметрів бортів кар'єрів і відвалів, тиску завалених порід на днища очисних блоків, впливу тривалого навантаження на кріплення капітальних виробок, пройдених у пластичних глинистих гірських породах і ін. Використання спеціальних пристроїв дозволяє моделювати в центрифугі одночасну дію статичного поля напруг і динамічного поля, створюваного при підливних роботах.

Разом з тим, метод відцентрового моделювання має ряд обмежень. Одне з них полягає в тому, що відцентрове моделювання в зв'язку зі зміною ефективного радіуса обертання не забезпечує в моделі однорідності механічного силового поля. Розміри моделей обмежені розмірами кареток.

При відцентровому моделюванні укрій важко або навіть неможливо відтворювати шаруваті товщі різнорідних по складу і властивостям порід. Великих технічних труднощів представляє відтворення в моделі переміщення вибою в часі.

Усе це обмежує область ефективного застосування даного методу.

2.5.4 Інші методи моделювання

Серед інших методів заслуговують на увагу електроаналогові методи моделювання, тобто електричне моделювання фізичних полів. Ці методи засновані на збігу диференціальних рівнянь, що описують процеси в електричному і механічному силових полях. Електричні моделі бувають двох типів. В одному з них – методі електрогідродинамічних аналогій (ЕГДА), запропонованому в 1922 р. акад. Н.Н. Павловським, використовують мінливі

електричні властивості суцільного провідного середовища. Інший, відомий за назвою методу електричних сіток прямої аналогії (ЕСПА), передбачає заміну суцільного середовища сіткою з деяких елементарних електричних осередків, параметри яких призначають виходячи з властивостей середовища в механічній системі і критеріїв подоби.

При застосуванні методу ЕГДА на електропровідному папері у визначеному геометричному масштабі і з дотриманням граничних умов будується модель. Для цього на шини-затискачі, прикріплені до листа електропровідного папера, з потенціометричних дільників напруги подається напруга різної величини. Змінюючи величину подаваної на окремі шини напруги моделюють різний характер розподілу напруг у площині шару, що відпрацьовується, наприклад, епюру опорного тиску.

Використовуючи аналогію між розподілом напруг у породному масиві при очисній виїмці і стаціонарному русі струму в електропровідному середовищу, по розподілу потенціалу на листі електропровідного папера встановлюють характер розподілу напруг у підшві шару, що відпрацьовується. Таким чином, метод ЕГДА дозволяє вивчити параметри зон опорного тиску і розвантаження в підшві шару, що відпрацьовується, закономірність їхньої зміни в залежності від глибини розробки, розмірів ціликів вугілля, що залишаються, виробленого простору і т.д. Ці дані використовуються при виборі місця розташування польових виробок, а також при рішенні інших гірничих задач, зв'язаних з управлінням станом масиву гірських порід і забезпеченням стійкості гірничих виробок.

Турчанінов І.А. відзначає, що в даний час електроаналогові методи застосовуються для рішення задач, зв'язаних з динамічними процесами в породних масивах. Однак подальший розвиток цих методів може відкрити шляхи моделювання спільної дії статичних і динамічних процесів механіки гірських порід.

Поряд з вищеописаними методами при рішенні задач механіки гірських порід використовуються також методи, що представляють собою комбінації двох принципів моделювання, наприклад, відцентрового моделювання і поляризаційно-оптичного методу або методу еквівалентних матеріалів і

відцентрового моделювання. Так, наприклад, при використанні оптичної установки, описаної в підрозділі 2.5.2, можуть використовуватися тільки плоскі моделі. Об'ємні моделі з оптично чутливих матеріалів вивчають з використанням центрифуги. При цьому об'ємні сили (вага гірських порід) замінюються відцентровими силами. У цьому випадку сполучаються принципи оптичного моделювання і методи відцентрового моделювання.

Необхідно відзначити, що з усіх вище розглянутих методів моделювання найбільше поширення в гірничій справі одержав метод моделювання еквівалентними матеріалами.

2.6 Аналітичні методи дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід

Методи натурних вимірів забезпечують одержання рішень, справедливих для конкретних гірничо-геологічних умов проведення експериментів. Використання методів фізичного моделювання дозволяє одержати рішення, що охоплюють більш широкий клас умов, але і при більшому ступені схематизації об'єктів природи.

Аналітичні методи дають можливість одержання рішень, що мають найбільший ступінь узагальненості, у досить широких діапазонах зміни умов. При цьому точність рішень залежить від ступеня і повноти урахування діючих факторів, а також від ступеня представництва і відповідності основних параметрів, використовуваних в аналітичних рішеннях, властивостям реальних масивів гірських порід.

Основною умовою застосування аналітичних методів є побудова деяких ідеалізованих схем або, іншими словами, математичних моделей досліджуваних явищ.

2.6.1 Використання моделей суцільних середовищ

У тому випадку, коли величини переміщень, деформацій і напруг є безперервними функціями даної точки, тобто коли нескінченно малим збільшенням координат відповідають нескінченно малі збільшення зазначених величин, масив гірських порід вважається суцільним і для розрахунків

застосовуються методи механіки суцільного середовища: механіки твердого деформованого тіла (теорії пружності, теорії пластичності, теорії повзучості), механіки сипучих, в'язких і рідких тіл.

Вище зазначені теорії вивчалися студентами в курсах "Опір матеріалів", "Механіка гірських порід", "Гідравліка" і т.д. Тому нижче, не вдаючись у суть зазначених теорій, розглянемо, яким образом вони використовуються в аналітичних методах дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід.

Стосовно до процесів деформування гірських порід задачі про напружено-деформований стан розглядають переважно в статичній постановці. При цьому умови рівноваги будь-якої внутрішньої точки деформованого тіла описуються системою, що складається з трьох рівнянь.

Для того, щоб умова суцільності середовища виконувалася і після деформування, співвідношення компонентів деформацій повинне задовольняти умовам нерозривності деформацій. Ці умови описуються системою, що складається із шести, так званих, рівнянь Сен-Венана.

Таким чином, відповідно до моделі суцільного середовища для визначення напружено-деформованого стану якого-небудь тіла мається основна система з дев'яти незалежних рівнянь, у яких міститься 15 невідомих. Ці рівняння є загальними для будь-яких моделей суцільного середовища. Вирішити цю основну систему рівнянь неможливо, тому що число невідомих більше числа незалежних рівнянь. У залежності від конкретного виду застосовуваної моделі суцільного середовища, наприклад, пружної, пластичної, в'язкої і т.д., для відображення особливостей деформування вводиться спеціальна група рівнянь, що описує ці фізичні закони зв'язку напруг і деформацій. Зокрема, пружна модель ґрунтується на прямій пропорційності між напругами і деформаціями – законі Гука.

Доповненням зазначених трьох рівнянь до загальної системи рівнянь суцільного середовища вдається позбутися від статичної невизначеності і число незалежних рівнянь стає рівним числу невідомих, котрі в такий спосіб можуть бути знайдені в ході рішення поставлених задач.

2.6.2 Використання моделей дискретних середовищ

Поряд з моделями суцільних середовищ для опису деформування масивів гірських порід використовують моделі дискретних середовищ. У цьому випадку середовище представляють у виді сукупності окремих часток, кожна з яких, узята окремо, має усі властивості твердого тіла. Разом з тим сили зчеплення між окремими частками відсутні взагалі або настільки малі, що ними можна зневажити. Унаслідок цього дискретні середовища не сприймають розтяжних зусиль, що різко відрізняє їх від твердих суцільних тіл.

У той же час дискретні середовища, так само як і тверді тіла, здатні сприймати стискаючі навантаження і за характером передачі зусиль від однієї частки до іншої можуть бути підрозділені на розпірні і безрозпірні.

У першому випадку (рис.2.20, а) кожна частка поводить себе усередині масиву як клин, у силу чого при впливі зовнішнього вертикального навантаження усередині масиву виникають горизонтальні складові зусилля.

В другому випадку розпору в середовищі не виникає, оскільки кожна частка передає нижчележачим часткам тільки вертикальні зусилля (рис.2.20, б).

Під "напругами" у механіці дискретних середовищ розуміють зусилля на окремі частки, віднесені до площі перетину цих часток. Таким чином, напруга в якій-небудь точці дискретного середовища є величина випадкова, і для того щоб характеризувати напружений стан якого-небудь нескінченно малого обсягу, необхідно усереднювати значення напруг в окремих зернах. Подібне усереднення може бути представлене і як оперування з деяким обсягом еквівалентного суцільного середовища, напружений стан якого в середньому відповідає напруженому стану рівновеликого обсягу дискретного середовища.

Стосовно до дискретного середовища поняття "деформація" також має деяку умовність. Під деформаціями якого-небудь обсягу дискретного середовища також розуміють деформації рівновеликого обсягу суцільного пружного середовища, тобто роблять заміну дискретного середовища деяким еквівалентним йому суцільним середовищем.

Для дискретних середовищ статично, тобто в середньому для якоїсь області, справедливі рівняння рівноваги. Але для них не можуть бути

застосовані рівняння спільності деформацій. Замість них існують свої співвідношення між компонентами напруг і деформацій.

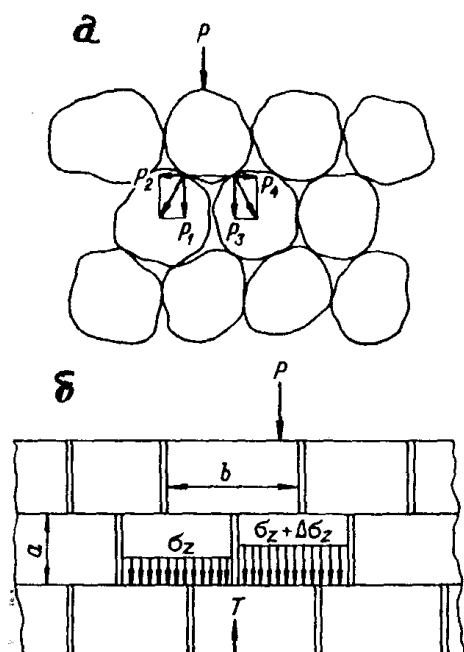


Рис.2.20 Моделі дискретних середовищ:
а – розпірне зернисте середовище,
б – безрозпірне середовище блокової будови

тріщинуватих порід у випадку їхніх найпростіших структур, а модель розпiрного дискретного середовища – для опису ґрунтів.

Детальне застосування аналітичних методів дослідження напружено-деформованого стану різних породних масивів (різних середовищ) розглянуто в розділі 4 роботи Баклашова І.В., Картозії Б.А.

2.6.3 Вибір типу моделі

Як відзначалося раніше, моделі суцільних середовищ використовуються для дослідження напружено-деформованого стану масиву гірських порід у тому випадку, коли масив вважається суцільним з математичної точки зору.

Математичне поняття суцільності зводиться до вимоги безперервності поля напруг і деформацій. Від математичного поняття суцільності варто відрізняти фізичне поняття цієї властивості, що має на увазі відсутність у досліджуваному об'єкті яких-небудь дефектів. Зернистість породної структури, шаруватість, тріщинуватість, різного роду включення порушують фізичну

Таким чином, для опису напружено-деформованого стану дискретних середовищ в дійсний час створено загальний математичний апарат, а також маютья рішення для деяких окремих випадків. Однак істотні труднощі становить експериментальне визначення коефіцієнтів, що характеризують структурні особливості дискретних середовищ.

Модель безрозпiрної дискретного середовища може бути, очевидно, успішно застосована для опису

суцільність масиву, у результаті чого він виявляється розбитим на окремі шари, блоки, шматки. Однак, якщо ці всі елементи деформуються зовні як єдине ціле, то, з відомим ступенем ідеалізації, такий масив може розглядатися як суцільне середовище в математичному значенні цього поняття.

Необхідною умовою застосування методів механіки суцільного середовища є можливість виділення в породному масиві елементарних обсягів. Які ж розміри елементарного обсягу для породних масивів? Очевидно, елементарним варто вважати обсяг, що володіє усіма властивостями даного породного масиву, але настільки малий у порівнянні з досліджуваним об'єктом, що його напружено-деформований стан може розглядатися як стан у точці.

Аналіз структурно-механічних особливостей породних масивів показує, що їхня будова більш істотно позначається на збільшенні розмірів елементарних обсягів, ніж внутрішні дефекти будови самої породи. В окремих випадках розміри таких обсягів досягають порядку декількох метрів. Подальша класифікація цих обсягів, як елементарних, залежить від розмірів об'єкта дослідження.

Деякі узагальнення математичного поняття суцільності для породних масивів запропоновані Г.А. Крупенниковим. Їм уведене поняття квазісуцільного масиву. Як критерій, що дозволяє розглядати масив як взаємосуцільний, пропонується співвідношення:

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

де ΔA – різниця значень напруг, деформацій і зсувів у сусідніх точках масиву зі збільшенням координат Δa ; l_0 – прийнятий лінійний розмір елементарного обсягу, тобто елементарна довжина, ($l_0 \approx 10h$, h – середній розмір структурного блоку, залежить від суцільності і тріщинуватості масиву гірських порід); ε – припустима погрішність у визначенні ΔA (до 15% від середнього значення, тобто до 0,15).

При невиконанні умови (2.10) варто користуватися моделями і методами механіки дискретного середовища.

На практиці при визначенні можливості рішення задачі методами механіки суцільного середовища користуються інженерною умовою Ясинського

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

де L - характерний розмір досліджуваного обсягу масиву.

Наприклад, необхідно вирішити чи можна застосовувати моделі суцільних середовищ при дослідженні ділянки тріщинуватого масиву гірських порід ($h = 0,1$ м) з лінійним розміром $L = 10$ м.

Лінійний розмір елементарного обсягу $l_0 \approx 10h$, тобто 1 м. Тоді відповідно до залежності (2.11)

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

Тому що погрішність у цьому випадку перевищує припустиму, рівну 0.15, то застосовувати моделі суцільних середовищ при такому розмірі розглянутого обсягу не слід.

Для одержання достовірних результатів при визначенні величини напруг, деформацій і зсувів за допомогою моделей суцільних середовищ у цих умовах необхідно розглядати ділянку масиву гірських порід з лінійним розміром не менш

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

На закінчення можна відзначити, що аналітичні методи дозволяють досліджувати процес, що вивчається, при зміні одного або декількох факторів, що впливають, причому в різних комбінаціях, на шукані величини (зсуву порід, навантаження на кріплення і т.д.) значно швидше і з меншими матеріальними і трудовими витратами, чим натурні методи. Але моделі як суцільних, так і дискретних середовищ досить ідеалізовано відбивають властивості реальних масивів гірських порід, тому їхнє застосування носить характер визначеного наближення до дійсності.

3. МЕХАНІЧНІ ВЛАСТИВОСТІ МАСИВУ ГІРСЬКИХ ПОРІД

3.1 Етапи вивчення механічних властивостей. Причини відмінності властивостей у зразку й у масиві

Для рішення задач механіки гірських порід необхідно мати відомості про механічні властивості середовища, у даному випадку масиву гірських порід.

В історії досліджень властивостей гірських порід можна умовно виділити кілька етапів. На першому етапі цікавилися гірськими породами як будівельними матеріалами і визначали їхні фізико-механічні властивості в зразках. Теоретичною основою служила механіка деформованих середовищ з постійними фізичними характеристиками. Ці дослідження показали, що гірські породи, з якими гірникам приходится мати справу, а саме піщаники, алевроліти, аргіліти, сланці, вапняки і вугілля, при простому навантаженні поведуться як тверді тіла. Вони чинять слабкий опір розтягання, відносно добре – стискові і схильні руйнуватися по площинах зсуву. Величини деформацій гірських порід незначні і залежать від швидкості навантаження. Зі збільшенням швидкості навантаження величини деформацій зменшуються. Якщо ж під час досліду на якийсь час припинити збільшення навантаження, породи продовжують деформуватися зі швидкістю, що зменшується з часом, тобто спостерігаються деформації наслідку і пластичні деформації.

Іспити зразків гірських порід показують, що міцнісні і деформаційні властивості їх у різних напрямках не однакові. Усі перераховані властивості можуть значно мінятися під впливом температури, вологості й у значній мірі залежать від розміру зерен мінералів, що складають зразок, кількості і типу цементу, ступеня катагенезу гірських порід.

Гірські породи поведуться по-різному в залежності від інтенсивності і розподілу навантажень, яким вони піддаються. Стосовно простого стиску ці тіла тверді і крихкі, що руйнуються, коли зусилля досягає визначеної величини, названої межею міцності на одноосьовий стиск. Будучи підданими об'ємному стискові, породи не будуть відчувати істотних деформацій і їхній фізичний стан не змінюється, яка б не була міцність на стиск. Крім цього іспити гірських порід указують на їхню значну неоднорідність.

Таким чином, лабораторні дослідження дозволяють зробити висновок, що породи в природних умовах залягання є тілами твердими, крихкими, напівпружними, анізотропними і малооднорідними.

На другому етапі значно зросли вимоги до знань фізико-механічних властивостей гірських порід у зв'язку з ростом масштабів інженерних робіт і споруджень. Старі експериментальні і теоретичні основи механіки деформованих середовищ з постійними фізичними характеристиками виявилися недостатніми. Тому не можна було обмежуватися тільки знаннями властивостей гірських порід у зразках. Необхідно було знайти шляхи вивчення й оцінки пружнісних і деформаційних властивостей гірських порід у масиві і розробити нові теоретичні основи й експериментальну техніку для аналізу механічних явищ у гірських породах, що залягають у природних умовах (у масиві). У природних умовах залягання приходить мати справу з нашаруваннями можливо і невеликої товщини, але великої довжини. Чи володіють ці шари в цілому такими ж властивостями, як і зразки, узяті з них для іспиту?

Уже із самого початку було встановлено, що шар не однорідний, а складається із прошарків з різними властивостями. Між властивостями шару і властивостями компонентів, що його складають, мається істотне розходження. Спочатку вважали, що для одержання характеристики механічних властивостей гірських порід у масиві досить обробити дані досліджень зразків гірських порід методами математичної статистики, одержати, таким чином, середні, деякі характерні або гарантовані значення і додати їм смисл узагальнених, розрахункових показників. В основі даної пропозиції лежить думка, відповідно до якої властивості гірських порід не залежать від їхніх особливостей як геологічних тіл і конкретних умов залягання в масиві.

Тепер добре відома помилковість такої думки. Для іспитів як проби витягається звичайно якийсь первинний елементарний об'єм, з якого виготовляються зразки. Іспитами встановлюється реальна міцність зразків даного розміру, поширити яку на більш великі геометрично подібні зразки не вдається. Експериментально встановлено, що чим менше розмір зразка, тим вище його міцність. Це явище одержало назву **МАСШТАБНОГО ЕФЕКТУ**.

Природа масштабного ефекту пояснюється статистичною теорією міцності, що виходить з положення, що імовірність зустрічі тріщини й інших площин ослаблення у великому обсязі більше, ніж у меншому, а отже, середня міцність зразків великого обсягу менше. Саме ця обставина послужила причиною пошуків деяких перехідних коефіцієнтів ослаблення,

використовуючи які можна наблизитись до оцінки властивостей гірської породи в масиві.

Третій етап у розвитку досліджень фізико-механічних властивостей гірських порід зв'язаний з появою проблем механіки масивів гірських порід. Відомо, що в практиці гірничого виробництва мають справу не з окремими гірськими породами, а їх товщами, що складають масиви. Властивості гірських порід у масиві не можуть ототожнюватися з властивостями масиву порід в основному по двох причинах:

1. У будові масиву порід звичайно беруть участь різномірні по фізичних характеристиках гірські породи.

2. Вирішальним фактором, що визначає властивості масиву гірських порід є їхня **СТРУКТУРА**. Властивості і поведіння гірської породи в масиві залежать від деяких особливостей (наприклад, твердості або пластичності) гірських порід, що їх вміщують. Та сама порода при заляганні у твердих породах поводить як пластична, а при заляганні в пластичних – як тверда (піски, сіль, вугілля). Таким чином, при оцінці властивостей і прогнозі поведіння гірських порід необхідно враховувати масштабний ефект і структуру гірського масиву.

3.2 Фактори, що впливають на механічні властивості масиву гірських порід

У масиві гірські породи знаходяться в об'ємному, а на поверхнях оголення - у плоскому напруженому стані. У лабораторних умовах зразок гірської породи найчастіше випробується на одноосьовий стиск. Міцність же є функцією напруженого стану. Тому при судженні про міцність порід в умовах природного залягання варто враховувати існування зон і поверхонь ослаблення, з одного боку, що викликають зниження міцності в порівнянні з міцністю зразків, і напруженість порід, обмеженість вільного деформування них – з іншого, що викликають підвищення міцності. Спільним впливом цих різноспрямованих факторів і обумовлюється міцність гірських порід у масиві. Це, однак, не означає, що на зміну міцності не впливають і інші фактори, зокрема вивітрювання, гідрогеологічні особливості та ін. Більш того, другорядні в одному випадку фактори можуть виявитися вирішальними в

іншому, у залежності від конкретної інженерно-геологічної обстановки. Тому перехідні коефіцієнти від властивостей гірської породи в зразку до властивостей породи в масиві повинні одержувати належне обґрунтування. Для цього насамперед потрібно виявити ті основні фактори, які необхідно враховувати при виборі того або іншого значення коефіцієнта ослаблення.

Основними факторами, що впливають на міцність і деформаційні властивості гірських порід у масиві є: неоднорідність гірських порід, анізотропність фізичних властивостей, глибина залягання, форма і геологічні умови залягання, характер гірських порід, що вміщують, дефекти внутрішньої будови, обводненість.

Неоднорідність і анізотропність фізичних властивостей відносяться до числа найважливіших інженерно-геологічних характеристик гірських порід у масиві. Однак, це явище не можна ототожнювати з неоднорідністю властивостей гірських порід у зразку. Так при великій неупорядкованій строкатості фізичних характеристик гірських порід у масиві порода може вважатися квазіоднорідною, тоді як у зразку вона виявляє різко виражену неоднорідність. Рівною мірою гірська порода з інтенсивною "вторинною" складчастістю або шаруватістю в масиві є квазіізотропною; у зразку така порода анізотропна. Очевидно, у подібних випадках характеристики неоднорідності й анізотропності властивостей гірських порід у зразках не можуть бути перенесені для оцінки даних явищ у масиві.

Відомо, що з глибиною залягання змінюються механічні умови деформування гірських порід у масиві. Разом з тим, змінюються і властивості самих гірських порід у наслідок підвищення тиску і температури, що впливають на гірські породи в процесі їх літифікації і збільшення ступеня катагенезу. Так, за даними ВНІМІ за інших рівних умов збільшення глибини залягання на 100 м приводить до збільшення міцності гірських порід на 5-10%.

Помічено, що при невитриманому (наприклад, лінзоподібному) заляганні гірських порід з різко різними фізичними характеристиками створюються умови для появи неврівноважених напруг у масиві гірських порід.

Дефекти внутрішньої будови впливають на властивості і поведження гірських порід у масиві. Серед цих дефектів особлива роль належить тріщинуватості, а також поверхням розділу іншого роду (внутрішня

шаруватість). Тріщинуватість викликає значне ослаблення міцності породи в масиві, при чому воно відбувається відповідно до збільшення питомої тріщинуватості породи. Тріщинуватість є також найважливішим фактором підвищення розм'якшення гірської породи. При правильному орієнтуванні системи тріщин з'являється тріщинна анізотропність фізичних характеристик. Нарешті, тріщинуватість створює умови для появи облямівки вивітрювання у всіх елементарних блоках породи, що приводить до зниження міцності гірської породи в масиві.

Обводненість гірських порід у масиві також знижує їхню міцність, особливо порід з низьким ступенем катагенезу. Глинясті породи під впливом води стають дуже пластичними і видавлюються в гірничі виробки.

Таким чином, розходження, що спостерігаються між властивостями гірської породи в зразку й у масиві обумовлені сукупною дією різних умов нагруження, масштабним ефектом (тріщинуватістю), структурою масиву, обводненістю й іншими вище зазначеними факторами.

Розглянемо вплив основних факторів більш докладно.

3.2.1 Класифікація гірських порід у масиві по тріщинуватості.

Коефіцієнт структурного ослаблення.

Тріщинуватість гірських порід - це сукупність тріщин різного походження і різних розмірів, форми і просторового орієнтування.

Тріщиною називають розрив суцільності середовища, величина якого на порядок і більше перевершує міжатомні відстані в кристалічних решітках (тобто більше 10^{-9} м).

По походженню тріщинуватість гірських порід розділяється на нетектонічну, тектонічну і планетарну. Нетектонічна тріщинуватість гірських порід – це наслідок розтріскування гірських порід у процесі охолодження (для магматичних порід), ущільнення, дегідратації (для осадових ГП).

До нетектонічної тріщинуватості відноситься також технологічна тріщинуватість, викликана веденням гірничих робіт, тріщинуватість гірських порід у зоні впливу гірничої виробки, викликана БВР, гірським тиском і т.д.

Тектонічна тріщинуватість розвивається в гірських породах у зв'язку з тектонічними процесами, тобто викликається горо- і складкоутворенням, глибинними переміщеннями платформ.

Планетарна тріщинуватість зв'язана з напругами, викликаними зміною частоти обертання Землі і її форм.

Існує велика кількість класифікацій тріщинуватості гірських порід. Так, Н.М. Проскураков виділяє природну тріщинуватість, тобто тріщини, що виникли в гірських породах без впливу гірничих робіт, і технологічні або експлуатаційні, тобто тріщини, що утворилися в породах під впливом очисної виїмки. При цьому природна тріщинуватість включає тріщини кліважу і тектонічну тріщинуватість. Виходячи з орієнтації тріщин щодо нашарування, лінії очисного вибою і взаємного розташування систем тріщин Н.М.Проскураков виділяє одинадцять груп тріщин. Стійкість покрівлі в лаві пропонує оцінювати кількісно коефіцієнтами вивалоутворення, уступоутворення (заколоутворення) і коефіцієнтом тріщинуватості покрівлі, рівним

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

де $\sum l_T$ – сумарна довжина видимих тріщин на ділянці приви́бійного простору, охопленого тріщинами, м; S_0 – площа цієї ділянки, м².

Але класифікації порід покрівлі в лаві з урахуванням K_T Н.М. Проскураков не дає.

В.В. Ржевський і Г.Я. Новік класифікують тріщини по наступним п'ятьом ознакам: ступеню розкриття, розмірам, формі, геометричному взаємовідношенню тріщин із шаруватістю і куту нахилу до горизонталі.

У довідниках підри́вника і по крі́пленню гірничих виробок приводяться також трохи відмінні класифікації гірських порід по тріщинуватості.

У Вказівках ВНІМІ приводиться класифікація гірських порід у залежності від інтенсивності тріщинуватості, тобто від розмірів шматків, на які поділяється керна або що те ж саме – від відстані між тріщинами. Чим інтенсивніше тріщинуватість, тим менше значення коефіцієнта структурного ослаблення масиву K_C .

Необхідно відзначити, що Вказівки ВНІМІ 1986 року видання дають значення K_C трохи вище, ніж 1978 року.

З усього вище сказаного випливає, що в даний час немає єдиної класифікації гірських порід у масиві по тріщинуватості.

Аналіз усіх названих класифікацій дозволяє прийняти для практичних цілей класифікацію гірських порід у масиві по тріщинуватості, запропоновану ВНІМІ і доповнену назвами категорій порід (див. табл.3.1).

Таблиця 3.1

Класифікація гірських порід у масиві по тріщинуватості

Категорія порід по тріщинуватості	Відстань між поверхнями ослаблення l , м	Коефіцієнт структурного ослаблення, K_c .
Практично монолітні	$>1,0$	0,9
Малотріщинуваті	0,5 - 1,0	0,8
Середньотріщинуваті	0,3 - 0,5	0,6
Тріщинуваті	0,1 - 0,3	0,4
Дуже тріщинуваті	$<0,1$	0,2

3.2.2 Вплив обводненості на міцнісні властивості гірських порід

Обводненість гірських порід приводить до зниження їх міцнісних властивостей. За даними Н.В. Сони́на при однаковому ступені метаморфізму (катагенезу) під впливом води міцність знижується в меншому ступені в піщаників, у більшій у піщаних і в найбільшій у глинястих сланців. Для одного різновиду порід найбільше зниження міцності відбувається при малому ступені метаморфізму (вугілля марок Д, Г) і найменше при максимальному ступені метаморфізму (марка вугілля ПА й А).

У водонасиченому стані міцність алевролітів і аргілітів у Донбасі знижується в 1,5-3,0 рази.

Глушко В.Т. і ін. приводять якісну оцінку характеру руйнування зразків порід під впливом води по п'ятих основних формах: I – зразки не руйнуються у воді; II – зразки розшаровуються на великі окремість паралельно нашаруванню; III – зразки розшаровуються і розтріскуються на відносно великі окремість паралельно і перпендикулярно нашаруванню; IV – зразки розтріскуються і розшаровуються на дрібні окремість паралельно і перпендикулярно шаруватості; V – зразки порід перетворюються в безформну масу.

Вони відзначають, що в переважній більшості схильні до розмокання глинясті породи - глинясті і піщано-глинясті сланці, причому характер їхнього

розмокання залежить від ступеня катагенезу. У зоні поширення довгополум'яних і газових вугіль глинясті породи являють собою слабометаморфізовану масу, що легко розмокає у воді; форма руйнування IV і V. У районах поширення вугіль марок Ж, де глинясті породи значною мірою ущільнені, слабо або зовсім не розмокають у воді; форма руйнування II-III. У зонах поширення вугіль марок ОС, Т, ПА глинясті породи, як правило, не розмокають у воді. Виключенням є тільки тріщинуваті глинясті і піщані сланці, а також деякі різновиди глинястих порід, так називані "кучерявчики" і вуглисті сланці грудкуватої текстури.

Найбільш стійкими до дії води літологічним різновидом є піщаники, що не руйнуються у воді протягом 15-20 діб незалежно від приуроченості їх до тієї або іншої марки вугіль.

Збільшення вологості гірських порід з 2,5% до 7,1% приводить за даними роботи Зборщика М.П. до зменшення кута внутрішнього тертя з 43° до 18° . Це необхідно враховувати при розташуванні виробки в завалених і ущільнених породах, тому що в цьому випадку зменшується опірність шару дрібнодроблених порід видавлюванню в порожнину виробки.

Трохи інший підхід до оцінки зниження міцності гірських порід у водонасиченому стані приводиться в Гірничій енциклопедії. У ній дане поняття **ВОДОМІЦНОСТІ** гірських порід – здатності зберегти міцність при взаємодії з водою. Зниження міцності порід при насиченні водою пояснюється проникненням у її дрібні порожнечі (пори і тріщини), розклиненням тріщин водою і набряканням окремих мінералів, що приводять до її розміцненню.

Водопрочність оцінюється коефіцієнтом розмочування K_p (розм'якшувальності), рівним відношенню межі міцності при стиску породи максимально насиченою водою R_{w0} до її межі міцності в сухому стані R_{wA}^C , тобто

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

За величиною коефіцієнта розмочування породи підрозділяються на: водоміцні, або водостійкі ($K_p \geq 0,9$) - базальти, граніти; зниженої водостійкості ($0,7 < K_p < 0,8$) - піщаники, мармур; слабостійкі ($K_p < 0,7$) - вапняки, мергелі, вугілля; водонестійкі (K_p близько 0) - слабкі глинясті вапняки, аргіліти, леси.

Указівки ВНІМІ рекомендують враховувати зниження опору порід стискові за рахунок впливу вологи тільки у випадку тривалого обводнювання порід у виробках (затоплення, перепуску води і т.п.). При цьому межа міцності на одноосьовий стиск зменшується для піщаників на 20%, для алевролітів на 40% і для аргілітів на 50%.

Указівки ВНІМІ не конкретизують, що розуміється під "тривалим обводнюванням порід", а також не враховують ступінь катагенезу гірських вміщаючих порід.

Частково цей недолік усунутий у роботі Кошелева К.В. і ін. Автори вводять поняття коефіцієнта **СТІЙКОСТІ** порід m , що характеризує можливу зміну міцнісної характеристики порід (у межах контуру виробки і прилягаючого до нього масиву) у залежності від гірничо-геологічної характеристики і терміну служби даної виробки. Під обводненими породами розуміються породи з коефіцієнтом вологості $W > 0,3$, що відповідає припливові води $2\text{м}^3/\text{год}$ і більш. Значення коефіцієнта, що рекомендуються, стійкості порід приведені в табл. 3.2.

Таблиця 3.2

Значення коефіцієнта стійкості гірських порід

Термін служби виробка, років	Значення m при породах	
	Сухих	Обводнених
До 5	1,0	0,95
5-10	0,9	0,8
Більш 10	0,8	0,7

Межа міцності породи на одноосьовий стиск з обліком обводненості і терміну служби виробки R_ϕ визначається по формулі:

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

де R – межа міцності породи в зразку на одноосьовий стиск, МПа.

Цей метод враховує обводненість порід, термін впливу води на них, однак припускає однаковий ступінь зниження міцності для різних типів порід і не враховує ступінь метаморфізму (катагенезу) гірських порід.

Таким чином, міцність гірської породи залежить від типу (літологічного різновиду) породи, ступеня її метаморфізму (катагенезу), ступеня обводненості, часу контакту породи з водою і т.д. У дійсний час немає класифікації, що враховує всі ці фактори. Тому при відсутності експериментальних даних можна користуватися рекомендаціями ВНІМІ і Кошелева К.В., а саме: при тривалому контакті порід з водою (більш 5 років) і припливі води у виробку $2\text{м}^3/\text{год}$ і більше межа міцності порід на одноосовий стиск знижується для піщаників на 20% ($K_w = 0,8$), алевролітів на 40% ($K_w = 0,6$) і аргілітів на 50% ($K_w = 0,5$).

Для глинястих сланців (аргілітів), що вміщують слабоморфізоване вугілля марок Д і Г, зниження міцності може бути на 70-80% ($K_w = 0,3-0,2$).

Необхідно враховувати, звідки надходить вода. Якщо з покрівлі виробки, то зниження порід відбувається по всьому контурі виробки, а якщо з підосви виробки, то тільки порід, що залягають у підосві: якщо вода надходить з виробленого простору очисного вибою, то порід підосви пласта.

З урахуванням тріщинуватості й обводненості гірських порід у масиві їхня міцність R_C визначається по формулі:

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

де крім раніше зазначених величин K_w – коефіцієнт, що враховує зниження міцності порід у результаті їхнього зволоження.

3.3 Класифікація гірських порід у масиві по міцності, шаруватості, стійкості безпосередньої покрівлі і ступеня здимання підосви пласта

Дуже часто в гірській літературі використовується поняття міцність гірських порід. Аналіз літератури показав, що зі збільшенням глибини розробки

розподіл порід на слабкі, міцні і т.д. перетерплює зміни. У цьому зв'язку немає єдиної класифікації гірських порід у масиві по міцності.

Так у роботі Н.М. Проскурякова приводиться одна з класифікацій гірських порід по міцності на *одноосьовий стиск* R (див.табл.3.3).

Таблиця 3.3

Класифікація гірських порід по міцності по Н.М. Проскурякову.

Тип порід, що вміщують	Діапазон зміни R , МПа
Слабкі	25–30
Середньої міцності	40–80
Міцні	80–120
Дуже міцні	>120

Трохи інші значення приводяться Кошелевим К.В. та ін. (див. табл. 3.4).

Таблиця 3.4

Класифікація міцності гірських порід по К.В. Кошелеву .

Група порід	R , МПа	f
Слабкі	< 40	< 4
Середньої міцності	41–70	4–7
Міцні	71–100	7,1–10
Дуже міцні	> 100	> 10

В обох класифікаціях використовується той самий параметр - межа міцності на одноосьовий стиск – R .

Проскуряков Н.М. до слабкого відносить породи з $R = 25\div 30$ МПа, а до порід середньої міцності – з $R = 40\div 80$ МПа, тобто маєть розрив у діапазоні від 30 до 40 МПа. З обліком вище сказаного для глибин 800-1200 м можна користуватися класифікацією, приведеної в табл. 3.5.

Таблиця 3.5

Класифікація гірських порід у масиві по міцності

Тип порід, що вміщують, по міцності	R , МПа
Слабкі	до 40
Середньої міцності	40–80
Міцні	80–120
Дуже міцні	Більш 120

Класифікація масиву гірських порід у залежності від товщини його шарів, що складають, приведена в табл.3.6.

Таблиця 3.6

Класифікація гірських порід по шаруватості

Категорія порід по шаруватості	Потужність шарів, м
Досить тонкошаруваті	до 0,2
Тонкошаруваті	0,2–1,0
Середньошаруваті	1,0–3,0
Крупношаруваті	3,0–10,0
Дуже крупношаруваті	більш 10,0

Шаруватість гірського масиву враховується при виборі способу зміцнення порід покрівлі очисних і підготовчих гірничих виробок, при виборі заходів, що запобігають або зменшують здимання порід у виїмкових та підготовчих гірничих виробках, а також при рішенні інших питань.

При виборі способів охорони гірничих виробок, а також при рішенні питання про доцільність застосування трапецієподібного кріплення враховують стійкість порід безпосередньої покрівлі. Класифікація порід безпосередньої покрівлі приведена в табл.3.7.

Таблиця 3.7

Характеристика безпосередньої покрівлі вугільних пластів по стійкості

Клас покрівлі по стійкості	Склад і характеристика безпосередньої покрівлі
Стійка	Піщаники, вапняки, алевроліти ($R > 60$ МПа). Керн із відстанями між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю більш 1м.
Середньої стійкості	Алевроліти й аргіліти (R від 30 до 60 МПа). Керн із відстанню між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю від 0,5 до 1м.
Нестійка	Шаруваті тріщинуваті алевроліти й аргіліти ($R < 30$ МПа). Керн у виді стовпчиків з відстанями між гладкими поверхнями без зчеплення і з малою зв'язністю менш 0,5м.
Дуже нестійка	Тонкошаруваті, сильно тріщинуваті аргіліти ($R < 30$ МПа). Керн у виді шматків і дріб'язку.

Ступінь здимання порід підшови в підготовчих пластових гірничих виробках, що примикають до очисного вибою, визначається співвідношенням глибини розробки H к міцності порід підшови $R_{СП}$.

У вказівках ВНІМІ 1978 року видання, а також у Прогресивних паспортах кріплення ... приводяться значення цього співвідношення, при перевищенні якого необхідно застосовувати заходи щодо боротьби із здиманням у різних виробках.

А у Вказівках ВНІМІ 1986 року видання вже дані конкретні рекомендації з боротьби із здиманням у залежності від величини цього співвідношення. Виходячи з вище згаданих нормативних документів, можна запропонувати наступну класифікацію порід підшови пласта за ступенем здимання (див.табл.3.8).

Таблиця 3.8

Ступінь здимання порід підшови в пластовій виробці

Тип виробок	Значення $H/R_{СП}$, м/МПа			
	такі, що не здимаються	слабко здимаються	здимаються	сильно здимаються
Підтримувані для повторного використання	до 15	15-20	20-25	більш 25
Погашуються за очисним вибоєм	до 20	20-25	25-30	більш 30
Проведені взарубку до виробленого простору	до 25	25-30	30-35	більш 35
Проведені (оформлювані) за очисним вибоєм	до 30	30-40	40-45	більш 45

У залежності від ступеня здимання порід підшови рекомендується вибирати різні способи охорони виробки. Наприклад, при породах підшови пласта, що здимаються, а тим більше сильно здимаються, застосовувати тверді штучні спорудження для охорони виробки недоцільно. Податливі штучні спорудження можуть застосовуватися при будь-якому ступені здимання. Але їх необхідно застосовувати при породах підшови пласта, що здимаються і сильно здимаються.

4. НАПРУЖЕНИЙ СТАН НЕДОТОРКАНОГО МАСИВУ

На відміну від механіки твердого тіла, де вагою тіла, що розглядається, зневажають, у механіці гірських порід враховується вага товщі гірських порід.

Напружений стан у масиві гірських порід обумовлюється в основному:

- вагою порід, що лежать вище;
- тектонічними напругами;
- різною величиною температури або коефіцієнта лінійного чи об'ємного розширення, тобто, наявністю термічних напруг.

Тектонічні напруги в Донбасі мають місце в замках антикліналей і синкліналей і в безпосередній близькості інших гірничо-геологічних порушень.

Для Донбасу термічні напруги не характерні.

При вивченні напружено-деформованого стану масиву гірських порід аналітичними методами описують вихідний (початковий) напружений стан недоторканого масиву по - різному.

Розрізняють 5 типів напруженого стану масиву гірських порід (НС МГП).

4.1 Перший тип НС МГП

Породи являють собою однорідні, ізотропні, релаксуючі, слабкі, з явно вираженими пластичними властивостями шари. В ідеалі їх можна зіставити з рідиною. У цьому випадку має місце *гідростатичний розподіл напруг*:

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

де $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ – нормальні вертикальні і горизонтальні напруги;

γ — середня об'ємна вага гірських порід, кН/м³;

H — глибина розробки, м.

Дивлячись на те, що ідеальна рідина не чинить опору деформаціям зсуву, маємо:

$$\tau_i = 0 \text{ (дотичні напруги).}$$

Розробка вугілля у світі ведеться на глибинах до 1500 м; на рудниках — до 3000 м і більш; нафти і газу — 7-8 км. Глибина надглибокої свердловини — 15 км. На всіх досягнутих глибинах породи поведуться як тверді, пружні тіла, а не як рідина.

Але глинясті сланці, рідше піщані, особливо сильно зволожені, розташовані між міцними породами, видавлюються в гірничі виробки — «течуть». При застосуванні методу кінцевих елементів, методу різниці кінцевих елементів розподіл напруг у цьому слабкому шарі приймається гідростатичним. Цей тип так само використовується при наявності в товщі гірських порід пливунів.

4.2 Другий тип НС МГП

Пружно-гравитуючий (за Динніком) розподіл напруг.

Напруги викликаються вагою товщі гірських порід. Породи однорідні або неоднорідні, ізотропні або анізотропні, що виявляють яскраво виражені пружні властивості, нерелаксуючі, рельєф поверхні рівнинний; тектонічні напруги відсутні.

Відповідно до гіпотези А.Н. Динніка вертикальні напруги $\sigma_z = \gamma H$, горизонтальні переміщення жорстко обмежені, тобто рівні 0. Кубик зменшує свою висоту по осі Z , по осях X и Y переміщення дорівнюють нулеві, тому виникають горизонтальні напруги, викликані бічним розпором (рис. 4.1).

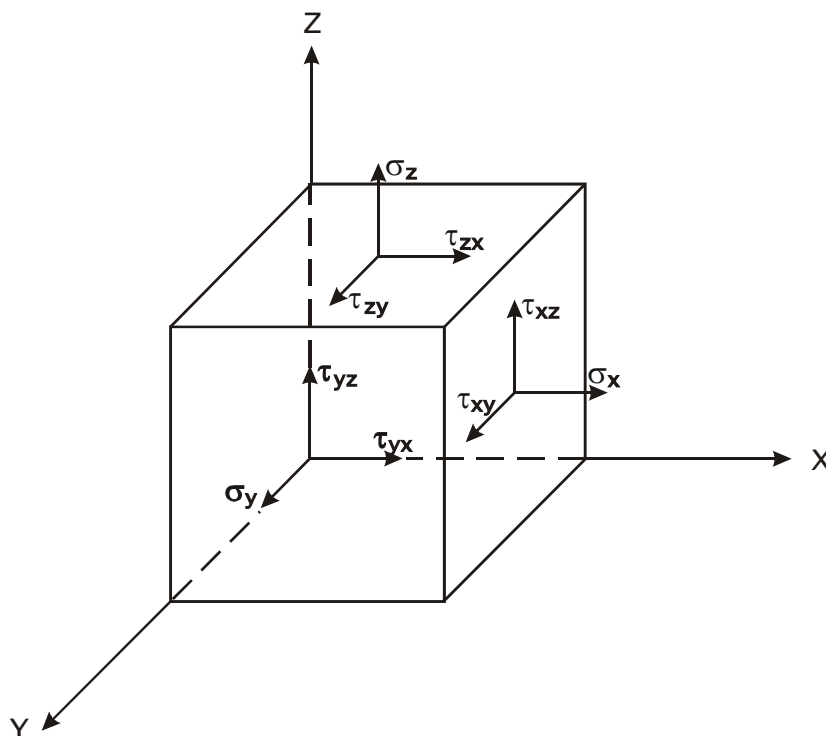


Рис. 4.1 Компонента напруг в елементарному кубіку породи в недоторканому масиві.

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

Для ідеально пружного тіла:

$k_1 = k_2 = \lambda$ — коефіцієнт бічного розпору

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

де μ — коефіцієнт Пуассона

У такий спосіб,
$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu}{(1-\mu)} \cdot \sigma_z. \quad (4.4)$$

Виходячи із того, що деформації по осях X и Y дорівнюють нулеві, то $\tau_{xy} = \tau_{yz} = 0$, а

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

Для реальних осадових гірських порід: $\mu = 0,15 \div 0,45$.

Другий тип НС МГП найбільше часто використовується в гірничих розрахунках.

4.3 Третій тип НС МГП

Одноосьовий пружно-гравітуючий розподіл напруг безрозпінного масиву.

Породи являють собою масив, порізаний тріщинами, причому ширина розкриття тріщин тим більше, чим більше товщина шару (дно пересохлої ріки, “Великий каньйон” і т.п.).

У кожній окремості й у цілому в масиві: $\sigma_z = \gamma H$

Якщо масив безрозпінний, то σ_x і $\sigma_y = 0$.

Безрозпінне дискретне середовище не чинить опору деформаціям зсуву, тому: $\tau_i = 0$

Такий розподіл напруг у чистому виді при рішенні гірничих задач практично не застосовується.

4.4 Четвертий тип НС МГП

Гранично-рівноважний стан гірських порід .

Виходячи з теорії міцності О.Мору, розрізняють три випадки:

4а) *Ідеальносипучі породи*, коефіцієнт зчеплення $K_{cq} = 0$, (чисті піски усіх видів, рис. 4.2).

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

Після спрощення вираження (4.6) маємо:

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

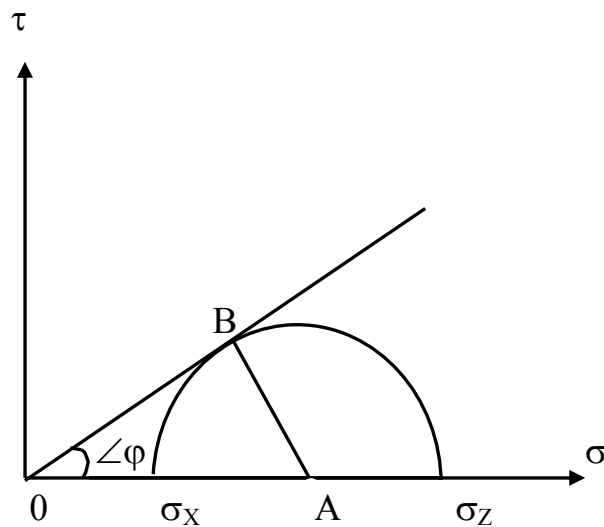


Рис. 4.2 Паспорт міцності для ідеально сипучого тіла.

Після перетворень матимемо:

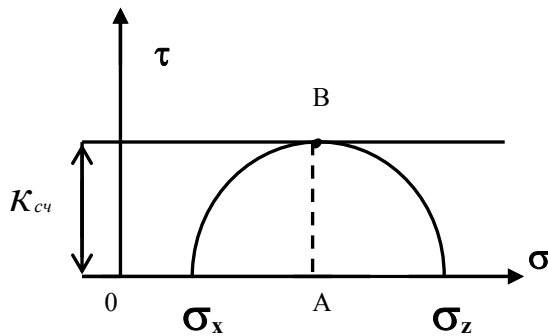
$$\sigma_x = \sigma_z \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} \quad (4.8)$$

Для ідеально сипучого тіла: $K_{cq} = 0$

Це тіло деформаціям зсуву не чинить опору, тому $\tau_i = 0$.

4б) Ідеально — пластичне тіло, кут внутрішнього тертя $\varphi=0$ (глини, суглинка, рис. 4.3).

З рис. 4.3 маємо вирази (4.9), (4.10):



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

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

$$\sigma_x = \sigma_y;$$

$$\sigma_z = \gamma H;$$

Рис. 4.3 Паспорт міцності для ідеально зв'язаної породи.

Тому що ідеально пластичні тіла не чинять опору деформаціям зсуву, $\tau_i = 0$.

4в) Реальні гірські породи $K_{cq} \neq 0$; $\varphi \neq 0$

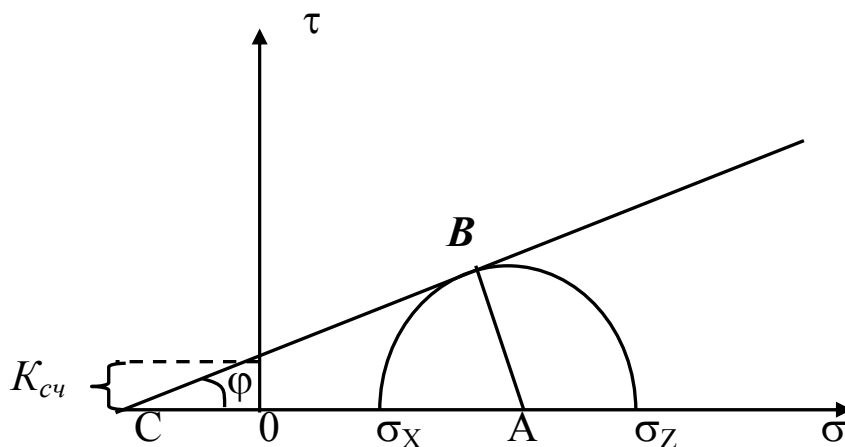


Рис. 4.4 Паспорт міцності реальної гірської породи.

$$\text{З мал.4.4} \quad \sin \varphi = \frac{AB}{AO + CO} = \left(\frac{\sigma_z - \sigma_x}{2} \right) / \left(\frac{\sigma_z + \sigma_x}{2} + K_{cq} \cdot \text{ctg} \varphi \right) \quad (4.11)$$

Після перетворень одержимо:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \sigma_z \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} - 2K_{cq} \frac{\sin \varphi}{1 + \sin \varphi}; \\ \sigma_y &= \sigma_x; \sigma_z = \gamma H \end{aligned} \quad (4.12)$$

Характер зміни дотичних напружень τ_i встановлюється дослідним шляхом.

Цей тип найбільш часто застосовується в гірничих розрахунках.

4.5 П'ятий тип НС МГП

Пружно-гравітуючий розподіл напруг, ускладнений гористим рельєфом поверхні і наявністю тектонічних напруг.

5а) Розподіл за Динником, ускладнений гористим рельєфом

Породи однорідні або неоднорідні; ізотропні або анізотропні; пружні; нерелаксируючі; гористий рельєф поверхні (рис. 4.5).

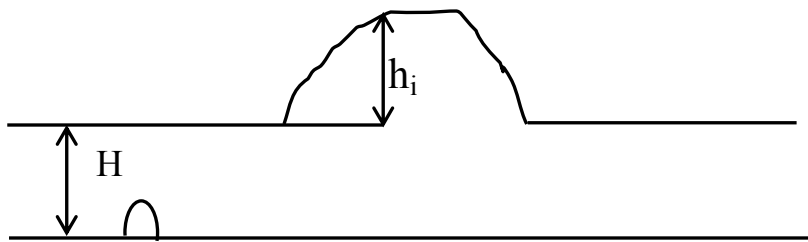


Рис. 4.5 Облік гористого рельєфу поверхні.

$$\sigma_z = \gamma(H + h_i); \quad (4.13)$$

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

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

τ_i — визначається дослідним шляхом.

5б) Крім зазначеного в пункті 5а мають місце тектонічні напруги.

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

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

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

де: σ_x^T, σ_y^T - тектонічні складові відповідно по осях X і Y, а τ_i визначаються так само експериментально.

Таким чином, в умовах Донбасу в різних гірничих розрахунках найбільше часто використовуються 2 і 4в типи НС недоторканого масиву гірських порід.

5. НАПРУЖЕНО-ДЕФОРМОВАНИЙ СТАН ГІРСЬКИХ ПОРІД, ЩО ВМІЩУЮТЬ ПІДГОТОВЧУ ГІРНИЧУ ВИРОБКУ. МЕХАНІЗМ ФОРМУВАННЯ НАВАНТАЖЕННЯ НА КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ

У недоторканому масиві гірські породи знаходяться в одному з п'яти типів напруженого стану. Переміщення відсутні, породи знаходяться в рівноважному стані. Після проведення підготовчої гірничої виробки рівноважний стан гірських порід порушується. У зоні впливу виробки відбуваються деформації, переміщення, змінюється напружений стан, тобто формується новий НДС. На контурі виробки у вміщуючих породах виникає локальна концентрація напруг $K\gamma H$, де K — коефіцієнт локальної концентрації напруг.

Значення K залежить від вихідного (початкового) напруженого стану недоторканого масиву гірських порід, способу проведення, характеристики кріплення (піддатливості, несучої здатності), міцності вміщуючих ГП, коефіцієнта Пуассона цих порід, якості забутовки закріпного простору, величини і форми поперечного перерізу виробки, вивітрювання й у зв'язку з цим зменшення міцності ГП і ін. факторів.

5.1 НДС гірських порід, що вміщують підготовчу гірничу виробку, при гідростатичному розподілі напруг у масиві гірських порід.

При гідростатичному розподілі напруг у масиві після проведення виробки круглої форми по всьому периметрі її будуть мати місце нормальні стискаючі напруги з $K = 2$ (рис. 5.1).

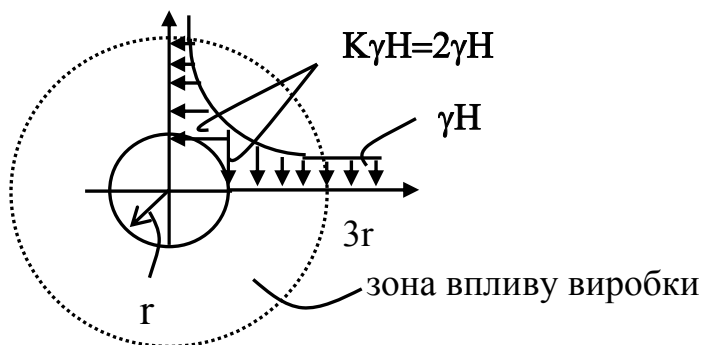


Рис. 5.1 Розподіл напруг навколо виробки при I типі НС МГП.

5.2 НДС гірських порід, що вміщують підготовчу гірничу виробку, при пружно-гравітаційному розподілі напруг у масиві гірських порід.

Після проведення виробки круглої форми в однорідних ізотропних породах з коефіцієнтом Пуассона $\mu=0,2$ при пружно-гравітаційному початковому напруженому стані масиву ГП у покрівлі і підшві виробки виникають розтягуючі, а в боках стискаючі нормальні напруги (рис. 5.2).

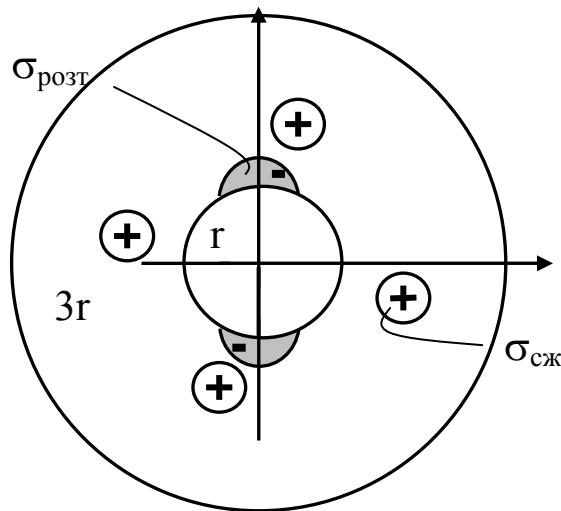
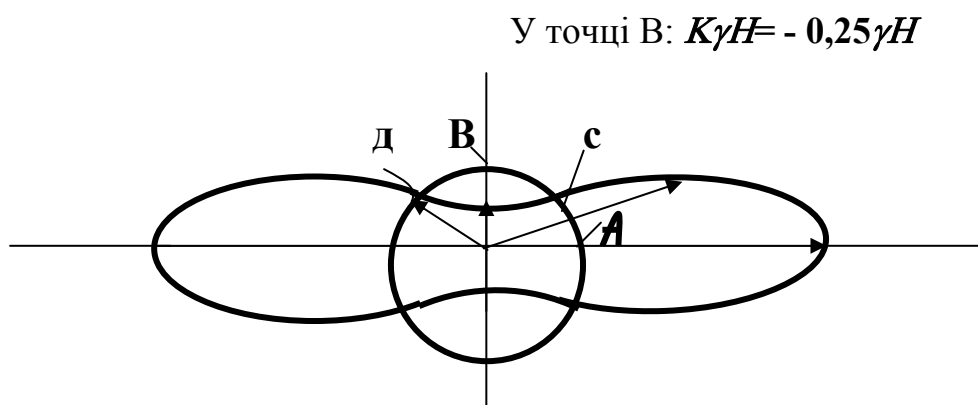


Рис 5.2 Область стискаючих і розтягуючих напруг.

У полярній системі координат цей розподіл має такий вигляд (рис. 5.3):



У точці В: $K\gamma H = - 0,25\gamma H$

У точці А: $K\gamma H = 2,75\gamma H$

Рис.5.3 Характер розподілу нормальних напруг у полярній системі координат.

У прямокутній системі координат розподіл напруг виглядає в такий спосіб (рис.5.4):

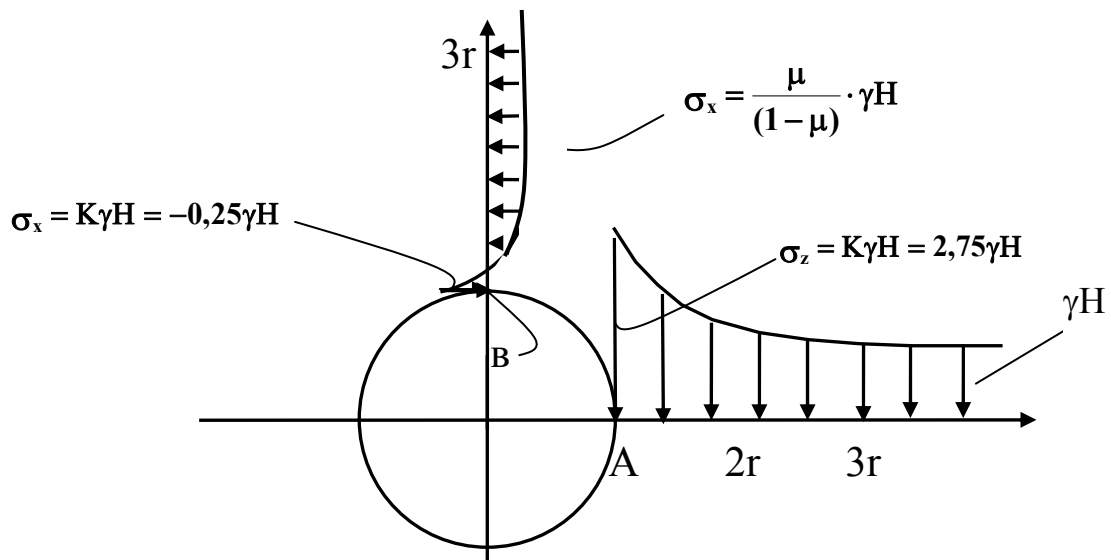


Рис.5.4 Характер розподілу нормальних напруг у прямокутній системі координат.

Таким чином, із приведених малюнків випливає, що після проведення виробки в породах, що вміщують виробку, по її периметру виникла локальна концентрація напруг змінюється як за знаком, так і по величині. У загальному виді величина напруг дорівнює $K\gamma H$.

При інших типах НС МГП, формі поперечного перерізу виробки, значенні коефіцієнта Пуассона (μ) величина K буде іншою.

Наприклад, при наявності тектонічних напруг, стискаючі напруги будуть у покрівлі і підшві, а розтягуючі — у боках виробки. При $\sigma_x = 2\sigma_z$ $K=5$, а при $\sigma_x = 10\sigma_z$ $K=29$.

Найбільш часто в гірничих розрахунках застосовується пружно-гравітуючий розподіл напруг, тому надалі будемо розглядати саме його.

5.3 Типи НДС порід, що вміщують підготовчу гірничу виробку, при пружно-гравітуючому розподілі напруг у масиві гірських порід

Для осадових гірських порід

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

де: R_0 — межа миттєвої міцності,

R_{∞} — межа тривалої міцності гірської породи.

Для ГП паспорт тривалої міцності має вигляд (рис. 5.5)

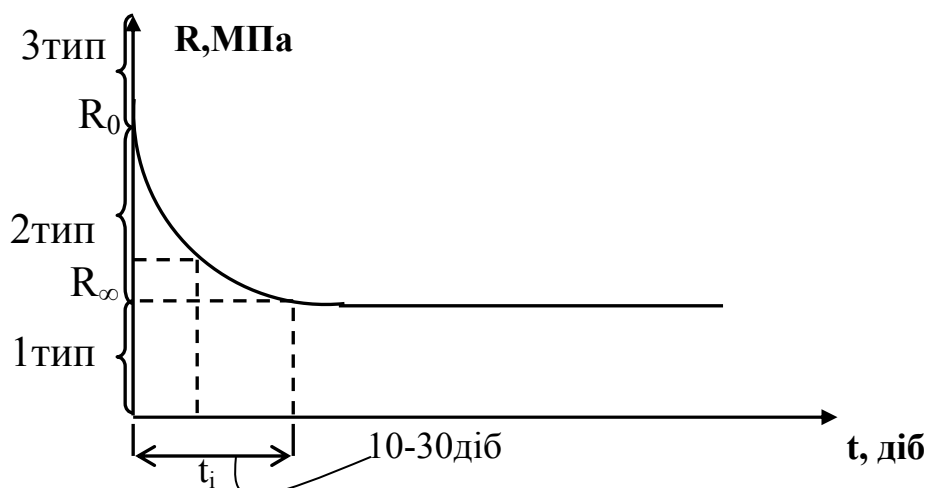


Рис. 5.5 Паспорт тривалої міцності осадових гірських порід.

У залежності від співвідношень $K\gamma H$, R_0 і R_∞ виділяють три типи НДС вміщуючих порід:

1 тип НДС вміщуючих порід

Характеризується співвідношенням $K\gamma H < R_\infty$. У породах протікають пружні деформації, руйнування порід не відбувається. Переміщення порід на контурі виробки не перевищує 60÷80 мм.

2 тип НДС вміщуючих порід

Характеризується тим, що $R_\infty \leq K\gamma H < R_0$, тобто після узяття заходки у вміщуючих породах на контурі виробки в будь-якій точці величина напруг з урахуванням локальної концентрації більше або дорівнює відповідній межі тривалої міцності (на стиск або розтягання) і менше відповідної межі миттєвої міцності. Після узяття заходки в породах спочатку протікають пружні й пружно-в'язкі деформації. С плином часу t_i , коли напруги $K\gamma H$ стануть рівними тривалої міцності $R_{\partial t}$

$$K\gamma H = R_{\partial t}$$

породи руйнуються. Формується зона непружних деформацій (ЗНД).

У результаті розтріскування, несуча здатність порід зменшується, і максимум напруг зміщається в глиб масиву.

Навколо ЗНД утворюється зона підвищеного гірського тиску (ПГД), за нею — недоторканий масив ГП (рис. 5.6).

За даними шахтних спостережень коефіцієнт розпушення K_p на контурі виробки дорівнює 1,16-1,2. На границі ЗНД він дорівнює 1,0. Ширина ЗНД складає 1,5-3м, переміщення порід на контурі виробки досягають 200мм.

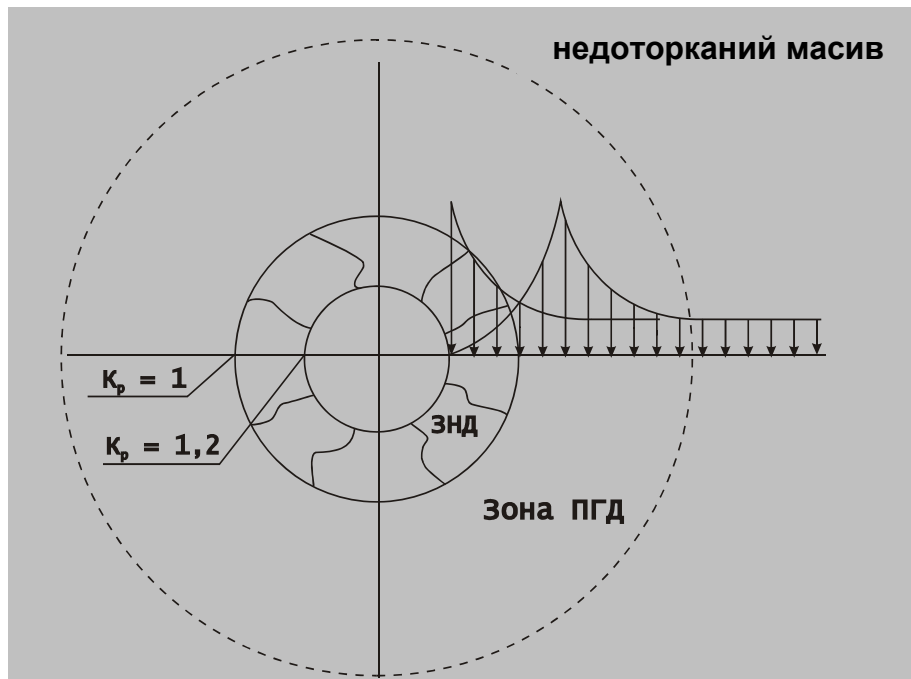


Рис. 5.6 Розподіл σ_z при II типі НДС.

3 тип НДС вміщуючих порід

Характеризується тим, що $K\gamma H \geq R_0$. Тому відразу після узяття заходки перед вибоєм і навколо перерізу виробки відбувається розтріскування, руйнування вміщуючих ГП. Формується підзона умовно миттєвих руйнувань (а), з часом тріщини поширюються в глиб масиву, формується підзона тривалого руйнування ГП (б). Обидві ці підзони утворюють ЗНД. За аналогією з другим типом НДС максимум концентрації напруг зміщається в глиб масиву, утворюється зона ПГД (рис. 5.7).

Ширина ЗНД досягає 6-9м, в окремих випадках 15м. Переміщення порід на контурі виробки багаторазово перевищують 200мм. За весь термін служби виробки вони можуть досягати декількох метрів.

Перший тип НДС на вугільних шахтах Донбасу зустрічається дуже рідко — при проведенні квершлагів або польових штреків по міцним піщаникам.

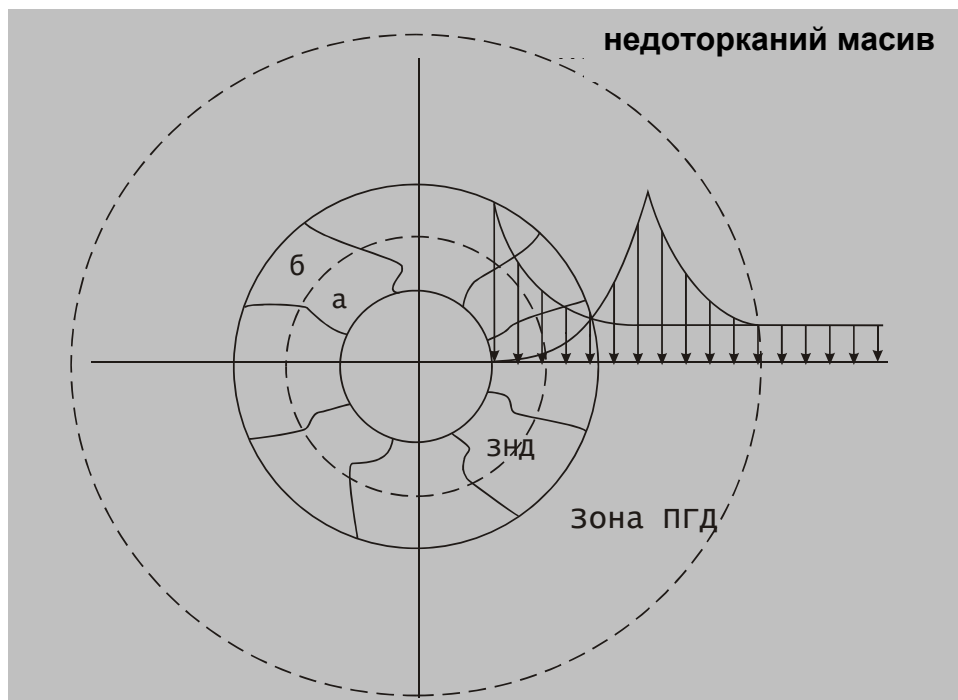


Рис. 5.7 Розподіл σ_z при III типі НДС.

5.4 Механізм формування навантаження на кріплення одиночної виробки

При II і III типах НДС руйнуючись породи збільшуються в обсязі і переміщуються в напрямку виробки, викликаючи тим самим тиск на її кріплення.

При збільшенні глибини розташування виробки в два рази за інших рівних умов у два рази зростає $K\gamma H$ але навантаження на кріплення за даними шахтних спостережень зростуть у 1,3-1,6 рази. Це пояснюється тим, що зі збільшенням глибини розташування виробки на 100м збільшується і міцність порід на 5-10% (у залежності від їхнього типу).

Якщо припустити, що на арку давить весь стовп ГП до земної поверхні, то тиск на одну арку (рис. 5.8) складе: $q = \gamma HS$, $q = 800\text{м} * 5\text{м}^2 * 25\text{кН/м}^3 = 100000\text{кН}$, де $S = B * a = 5\text{м}^2$, $\gamma = 25\text{кН/м}^3$

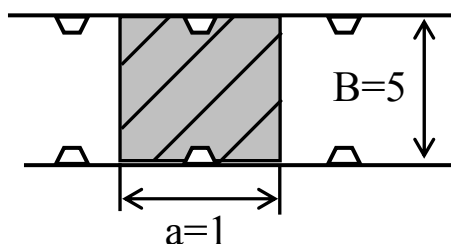


Рис. 5.8 Схема визначення площі, підтримуваною одною рамою кріплення.

Фактична несуча здатність аркового металевого кріплення складає 200÷400кн. Таким чином, цей приклад підтверджує, що навантаження на кріплення обумовлюється тільки породами, що знаходяться в зоні впливу виробки, а точніше в ЗНД.

5.5 Роль кріплення при різних типах НДС

При I типі НДС постійне кріплення можна не зводити. Для запобігання травматизму підземних робітників виробка кріпиться набризгобетоним або анкерним кріпленням.

При II типі НДС постійне кріплення може зводитися з відставанням у часі після узяття заходки, не перевищуючим t_i . Згідно ПБ при рамному кріпленні це відставання не повинне перевищувати трьох метрів, а при зведенні монолітного кріплення — не більш 30 діб.

У будь-якому випадку ділянка виробки від вибою до зведеного постійного кріплення повинна бути закріплена тимчасовим кріпленням.

При III типі НДС, відразу ж після узяття заходки, повинне зводитися постійне кріплення.

6. УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ПОРОДНОГО МАСИВУ З МЕТОЮ ПІДВИЩЕННЯ СТІЙКОСТІ ПІДГОТОВЧОЇ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ, НЕ ПІДДАНОЇ ВПЛИВОВІ ОЧИСНИХ РОБІТ

Для підвищення стійкості гірничої виробки необхідно зменшити зсув порід на її контурі. Для цього потрібно зменшити розмір ЗНД. Зі співвідношень:

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

випливає, що для цього необхідно перевести породи з III-го типу НДС у II-й, або з II-го в I-й.

Це можна здійснити шляхом зниження коефіцієнта локальної концентрації напруг (K) або збільшенням (збереженням або відновленням) міцності вміщуючих порід (R_0, R_{∞}). Крім цього існують і інші заходи. Розглянемо їх.

6.1 Використання сприятливих гірничо-геологічних умов

Гірничі виробки з великим терміном служби доцільно проводити поза зонами геологічних порушень по міцним породам. Збільшення вартості спорудження виробки окупиться за рахунок зменшення витрат на її підтримку.

При проведенні виробки слабкий шар необхідно розташовувати так, щоб він знаходився в боках виробки (положення 3 на рис. 6.1).

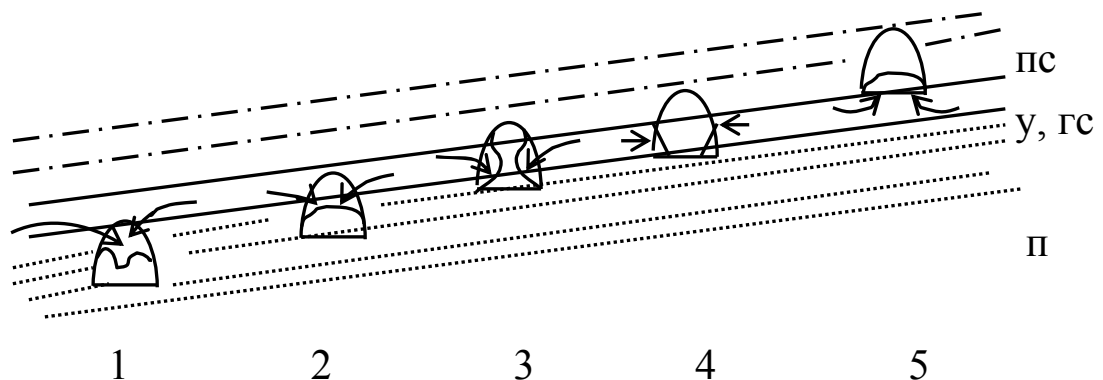


Рис. 6.1 Розташування поперечного переріза виробки щодо слабкого шару.

У боках виробки виникають, як правило, стискаючі напруги. Межа міцності порід на стиск значно вище, ніж на розтягання. Тому стійкість виробки буде вище.

При цьому для зменшення деформацій ніжок кріплення доцільно в межах слабого шару затяжку установлювати врозбіжку. Видавлена порода легко убирається.

При перетинанні стволом слабого шару в монолітному ж/б кріпленні роблять вікна, розміром 0,4х0,4 або 0,5х0,5м. Через ці вікна породи слабого шару видавлюються в ствол, не порушуючи цілісність кріплення (рис. 6.2,а).

Різновидом даного заходу є улаштування компенсаційних поясів (рис.6.2,б).

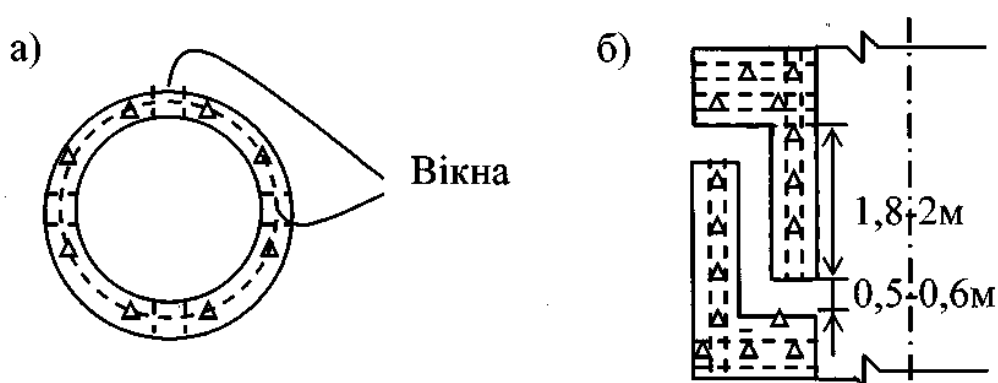


Рис. 6.2 Улаштування компенсаційних вікон і поясів у монолітному кріпленні.

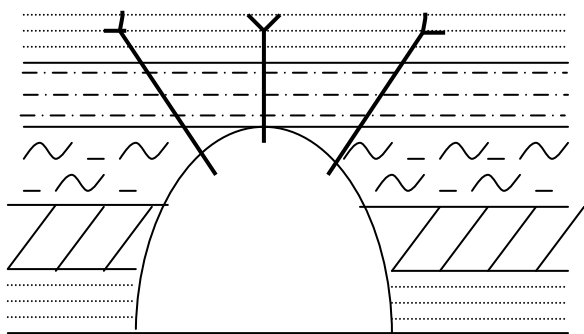
При підробітці ствола в Чехії, пластом товщиною більше 2м, ствол залишився в експлуатаційному стані.

6.2 Збереження або відновлення міцності порід, що вміщують гірничу виробку

Межа міцності на розтягання ГП на порядок менше межі міцності на стиск.

Чим більше твердість шару ГП (більше його товщина, міцність, або і те, і інше одночасно), тим менше прогин цього шару, тим менше розтягуючі напруги, а, отже, менше імовірність його руйнування.

Окремі шари ГП, «зшиті» між собою, працюють як більш могутній, тобто більш твердий шар. На цьому принципі засноване підвищення стійкості виробки, проведеної в шаруватих породах шляхом анкерування.



При наявності в безпосередньої близькості від виробки міцного піщанику або вапняку шари ГП «підшиваються» до нього металевими клиновими анкерами довжиною до 2,5-3м (рис. 6.3)

Рис. 6.3 Зміцнення шаруватих порід металевими анкерами.

У тому випадку, коли над виробкою залягають шари в основному піщаного сланцю, застосовують металеві або полімерні анкери з хімічним закріпленням. Час затвердіння складає 15-40 хв. при застосуванні двокомпонентних і 7-15 хв. — трикомпонентних зміцнюючих сполук.

Якщо над виробкою залягають шари глинистих сланців, то застосовують анкери з крученої бурової сталі. Діаметр шпуру на 4-8мм менше максимального діаметра бурової сталі.

Анкер угвинчується в шпур СЕР19 з редуктором, що зменшує швидкість обертання і збільшує обертаючий момент у 10 разів.

У Кузбасі закріплені десятки тисяч метрів виробок даним кріпленням. Досвід показав, що анкер довжиною 1,5-2м витримує зусилля 120-150кН.

Застосування хімічних анкерів у цьому випадку не доцільно, тому що низька адгезія (прилипання) застосовуваних смол із глинястими породами і висока імовірність випадання зі шпуру анкера разом з циліндром зі смоли.

Якщо породи, що вміщують гірничу виробку, тріщинуваті або досить тріщинуваті (відстань між тріщинами менш 0,3-0,1м) застосування різних типів анкерів не доцільно. У цьому випадку застосовується зміцнення ГП шляхом нагнітання в них зміцнюючих сполук.

При наявності слабких глинястих сланців застосування цементно-піщаних розчинів навіть з різними прискорювачами схоплювання не доцільно, тому що вода приведе до розмокання глинястих порід.

У цьому випадку нагнітають різні хімічні смоли з затверджувачами. За даними ДонУГІ достатньо зміцнити оболонку розміром $h_{упр}$ (рис. 6.4).

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

де: r – напівпроліт виробки в напрямку зміцнення; φ - кут внутрішнього тертя порід у ЗНД .

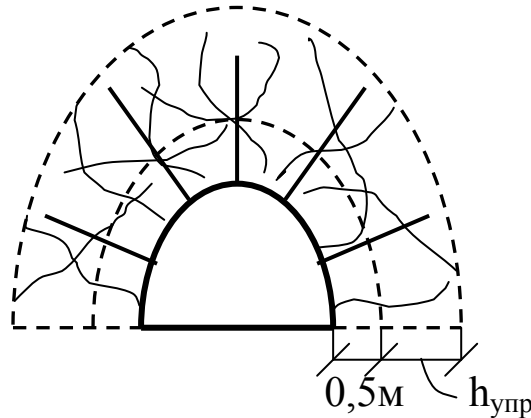


Рис. 6.4 Схема зміцнення вміщуючих порід нагнітанням зміцнюючих сполук.

При відсутності експериментальних даних використовують наступні значення φ :

При проведенні	БВР	комбайном
У зоні тектонічних порушень	20 ⁰	40 ⁰
Поза зоною тектонічних порушень	30 ⁰	50 ⁰

Відповідно до рекомендацій ВНІМІ міцність зміцнених ГП приймається рівної 60% міцності ГП у зразку, але не більш міцності зміцнюючої сполуки (матеріалу).

$$R_{\text{упр}} \leq 0,6R \quad (6.2)$$

Одна свердловина буриться на 2-2,5м² породного оголення.

Найчастіше виробки проводяться по шарах ГП із різною міцністю, тому достатньо зміцнити слабкий шар. При цьому породи слабого шару не видавлюються у виробку, і не збільшується проліт вище розташованих шарів ГП, а, отже, не збільшується їхній прогин і вони не руйнуються.

Якщо нагнітання провадиться по всьому периметрі виробки, то нагнітання роблять знизу нагору. А якщо мають місце великі перебори породи в процесі проведення виробки, то спочатку роблять тампонаж закріпного простору, а потім — ін'єктаж вміщуючих порід.

Доцільно по периметру кріплення залишати буферну смугу шириною рівну, приблизно, 0,5м. При її відсутності після розтріскування вже зміцненого

масиву в результаті переміщення окремих блоків тиск відразу ж буде передаватися на рамне кріплення. При її наявності відбувається самозаклинювання блоків, що переміщаються, і кріплення зберігає експлуатаційну характеристику (не вимагає перекріплення).

Якщо виробка проводиться по слабкому шару ГП або в зоні різних гірничо-геологічних порушень (має місце третій тип НДС), то необхідно робити випереджальне зміцнення (рис. 6.5).

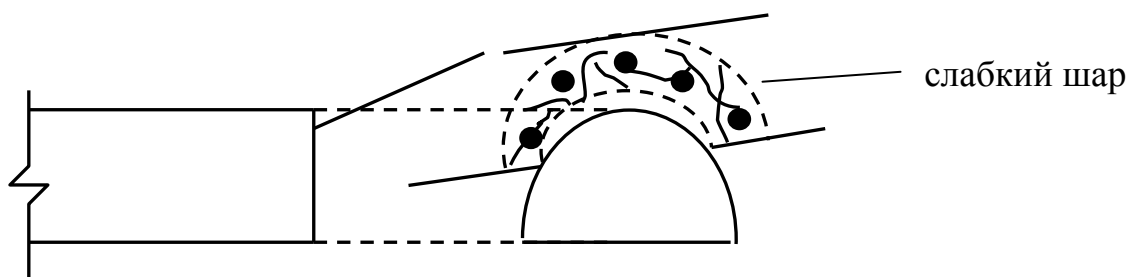


Рис. 6.5 Схема випереджального зміцнення вміщуючих порід.

6.3 Створення локальної зони розвантаження навколо виробки

1) *Проведення виробки широким вибоєм (зі зведенням двосторонніх бутових смуг)* показане на мал. 6.6.

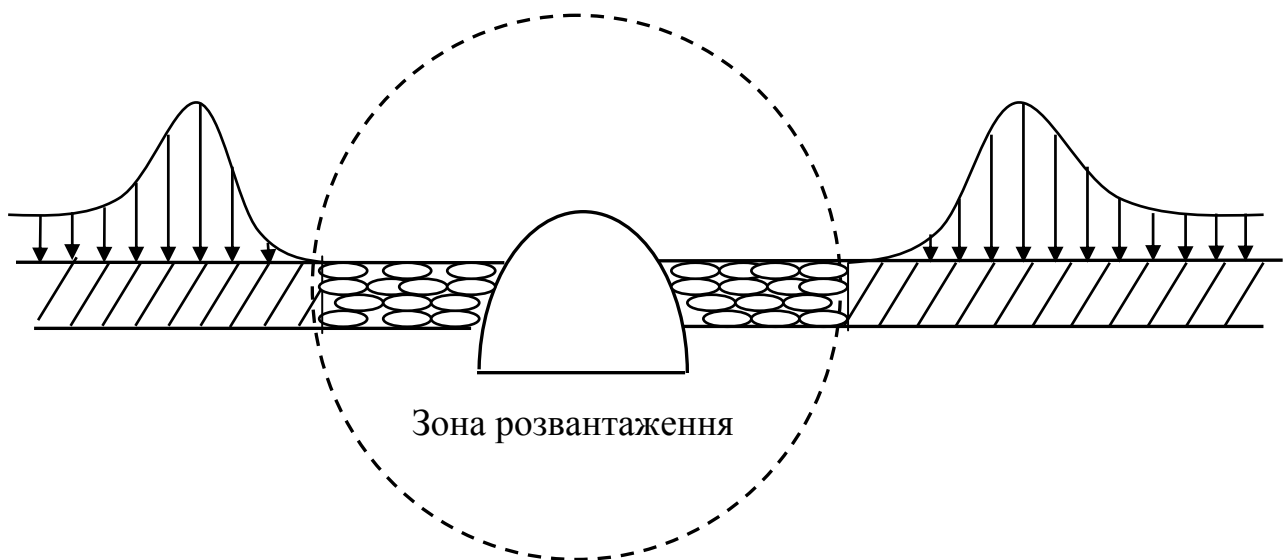


Рис. 6.6 Проведення виробки з двосторонніми розкідками.

Згідно ПБ при довжині розкідки більш 5м необхідно проводити рівнобіжну спеціальну виробку для забезпечення провітрювання цієї розкідки.

Тому цей спосіб застосовується при суцільній системі розробки — «лава-штрек».

При зворотньому порядку відпрацьовування лав прийдеться проводити відкаточний і вентиляційний просіки і збійки між просіками і штреками. Ці додаткові витрати, що перевищують витрати на підтримку виробки, а також різке ускладнення схем транспорту і вентиляції зводять нанівець ефект від створення зони розвантаження.

2) Буріння розвантажувальних свердловин.

Цей метод запропонований ДонУГІ (рис. 6.7)

Суть даного методу полягає в бурінні розвантажувальних свердловин з боку масиву вугілля з зазначеними на рисунку параметрами. Під впливом опорного тиску цілики між свердловинами роздавлюються і максимум опорного тиску зміщається в глиб масиву, навколо виробки формується локальна зона розвантаження. Породи покрівлі по обидва боки виробки осідають приблизно на однакову величину, кріплення працює в податливому режимі. У результаті цього, за даними ДонУГІ, трудомісткість підтримки виробки знижується в 2-3 рази (у порівнянні з відсутністю свердловин). Розвантажувальні свердловини необхідно бурити поперед лави, за зоною опорного тиску.

Як правило, при прямому порядку відпрацьовування лави буріння свердловин і прохідницькі роботи заважають один одному. Тому цей спосіб доцільно застосовувати при зворотньому порядку відпрацьовування лави.

Незважаючи на гарні геомеханічні показники, даний спосіб практично не застосовується з двох основних причин:

1) у місці буріння розвантажувальних свердловин товщина пласта зменшується на 0,5 діаметру свердловини. У зв'язку з цим застосовуване по всій довжині лави привибійне кріплення може не пройти за типорозміром (висотою);

2) породи покрівлі в цьому місці мають підвищену тріщинуватість. Це приводить до збільшення вивалів і травматизму ГРОВ. Для виключення цього необхідно зміцнювати породи покрівлі або підвищувати щільність привибійного індивідуального кріплення. У будь-якому випадку це приведе до додаткових витрат і зниження ефективності даного способу. Цей метод можна застосовувати при стовповій системі розробки для боротьби зі здиманням порід підшви в виїмкових виробках.

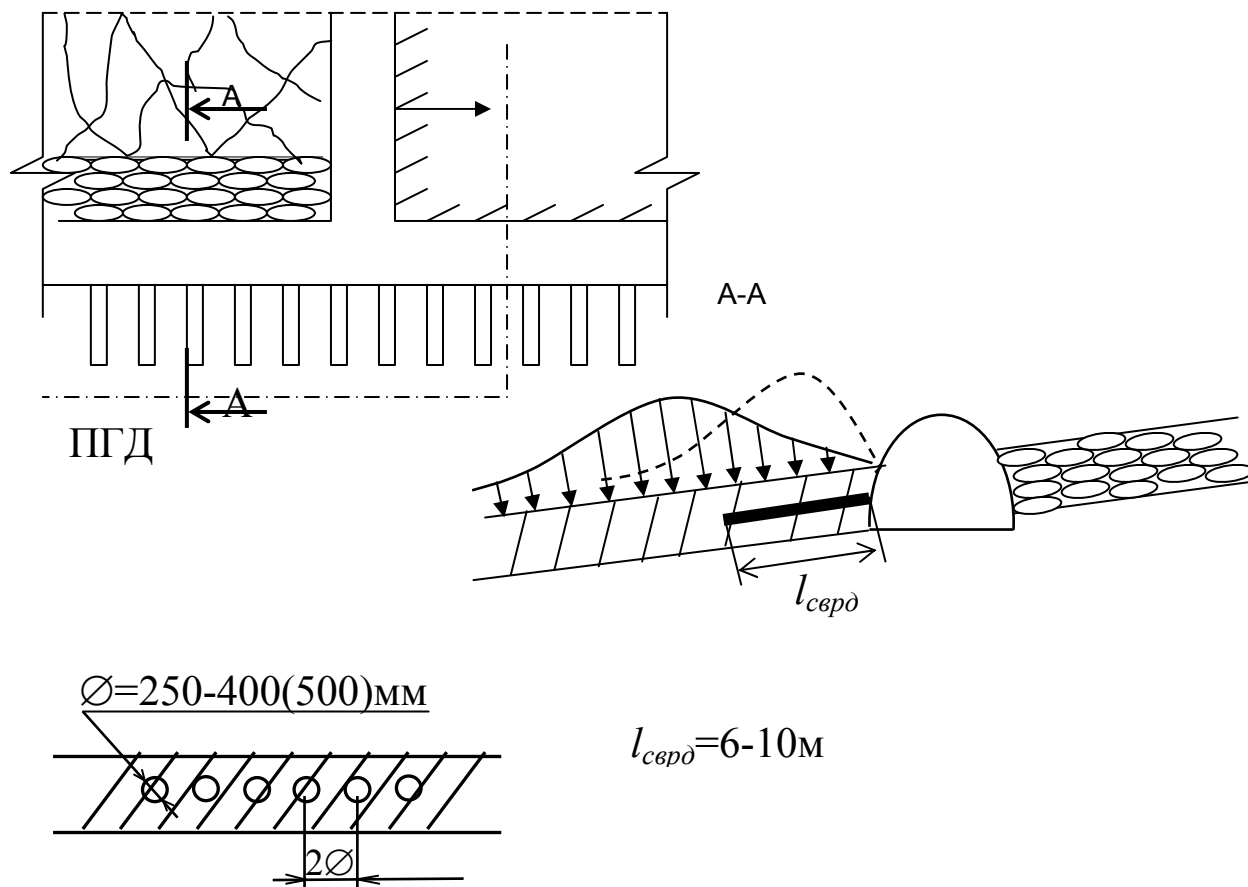


Рис. 6.7 Створення локальної зони розвантаження шляхом буріння розвантажувальних свердловин.

3) Вибухоцільне розвантаження.

Суть ВЦР полягає в камуфлетному підриванні зарядів ВВ у розвантажувальних шпурах, пробурених у боках виробки, одночасно зі шпурами в прохідницькому вибої (рис. 6.8). У результаті підривання зарядів ВВ виникають зони підвищеної тріщинуватості. Вони повинні накладатися одна на одну.

За рахунок цього формується локальна зона розвантаження. Максимум локальної концентрації напруг зміщається в глиб масиву. Підривання зарядів ВВ у шпурах приводить до перерізання шарів, схильних до здимання, до прискорення формування ЗНД із меншими розмірами, чим при відсутності ВЦР, до більш рівномірного розподілу навантаження по периметру кріплення. У результаті, відповідно до шахтних спостережень, здимання підосви зменшується в 2-3 рази, але при цьому зсуви порід покрівлі зростають у 1,1-1,15

рази, зсуви боків практично не змінюються. Параметри ВЦР наступні: $l_{\text{ш}}=1,5-2,5\text{м} \approx (0,5B)$. Відстань між шпурами $0,5-2\text{ м}$. Маса ВВ при застосуванні Т-19 — $0,6-0,9\text{кг}$; а при А-10 — $0,5-1\text{кг}$. Тут B — ширина виробки.

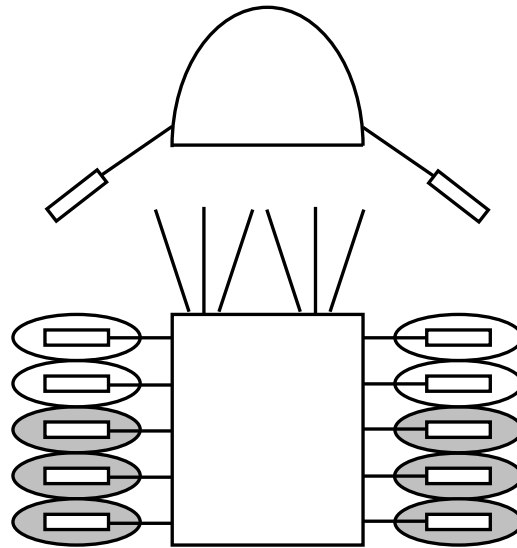


Рис. 6.8 Створення локальної зони розвантаження за допомогою ВЦР.

Ступінь уповільнення в розвантажувальних шпурах зростає в напрямку від уже підірваних до вибою виробки. При цьому ступінь уповільнення в них вище, ніж у прохідницькому вибої. Одночасно можна підривати з кожної сторони виробки не більш 6 шпурів. Набійка складається з двох і більш гідроампул і не менш $0,5\text{м}$ глиняної набійки.

ВЦР дає економічний ефект до 40-60% на 1 м у рік від вартості проведення. Відставання у часі від узяття заходки до підривання розвантажувальних шпурів не повинне перевищувати 1-3міс. тому, що ВЦР повинно проводитися до моменту формування ЗНД. Якщо проводити ВЦР після формування ЗНД, ВЦР порушує сталу рівновагу системи «кріплення-порода», приводить до збільшення розмірів ЗНД, а, отже до збільшення навантаження на кріплення, тобто до погіршення стану виробки.

4) Проведення компенсаційних щілин.

Компенсаційні щілини буряться вертикально в підшву виробки в 1(пунктир) або 2 ряди. Параметри аналогічні ВЦР (рис. 6.9).

На шахтах Воркути компенсаційні щілини виконувалися барошнековою машиною (БШМ), яка виготовлена на базі комбайна ГШ68.(рис. 6.10)

Компенсаційні щілини перерізають здимаючі шари ГП. Доти, поки боки цих щілин не будуть зімкнуті силами, спрямованими по нашаруванню, зморшкоутворення, тобто здимання порід підосви, буде відсутнє.

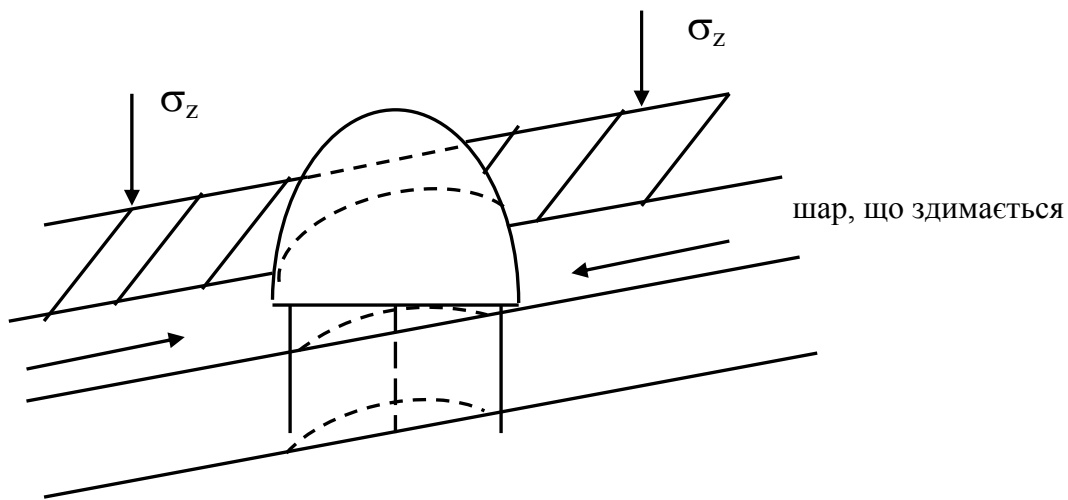


Рис. 6.9 Схема розташування компенсаційних щілин.

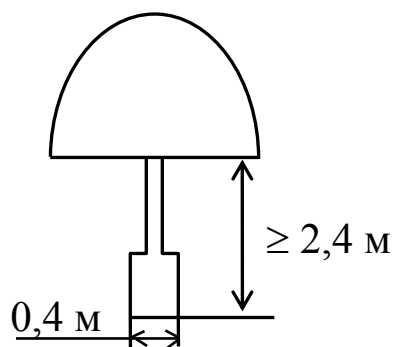


Рис. 6.10 Параметри компенсаційної щілини при проведенні її БШМ.

6.4 Вибір раціональної технології проведення і кріплення гірничих виробок

1) *Проведення гірничих виробок за допомогою прохідницького комбайна, у порівнянні з БВР, дозволяє одержати більш рівний контур оголення, зменшити перебори гірської породи. Усе це забезпечує більш швидке включення в роботу кріплення, створення системи «кріплення - порода», що в остаточному підсумку підвищує стійкість виробки.*

2) Вибір раціональної форми поперечного переріза.

Для горизонтальних і похилих гірничих виробок, проведених у шаруватих реальних гірських породах, найкращим перерізом є еліптичне, тому що в цих умовах ЗНД має овальну форму, витягнуту в напрямку, перпендикулярному нашаруванню.

Досвід показує, що досягти істотного підвищення стійкості гірничої виробки на великих глибинах ($H > 700-800\text{м}$) тільки шляхом вибору форми поперечного переріза виробки не вдається.

Реально на шахтах форма поперечного переріза виробки вибирається виходячи з коефіцієнта використання перерізу, а так само типу порід, що залягають у покрівлі шару (при заляганні в покрівлі вапняку або піщанику, як правило, застосовують трапецієподібне кріплення), найчастіше приймається аркова форма.

3) Створення системи «кріплення-порода».

Багаторічний досвід вуглевидобувних країн показав, що йти по шляху підвищення несучої здатності кріплення (застосування більш важких спецкріплень, зменшення кроку установки кріплення) не доцільно. Необхідно створювати систему «кріплення-порода», тобто включати в роботу разом із кріпленням вміщуючі ГП. Світовий досвід показує: якісна забутовка закріпного простору дрібною породою або його тампонаж збільшує несучу здатність системи в 2-3 рази. При цьому зсуви порід на контурі виробки зменшуються в 1,2-1,4 рази.

Чехи застосовували набризкобетон по периметру кріплення (рис. 6.11) при застосуванні металевої сітчастої затяжки.

Це дозволило зменшити зсуви на 20-25%.

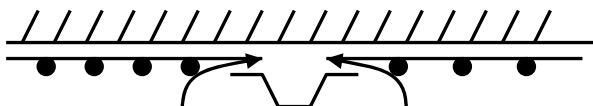


Рис. 6.11 Застосування набризкобетону по периметру кріплення.

У ФРН застосовують рукава «Буллфлекс» (рис. 6.12). М'яка міцна оболонка вкладається в жолоб арки по всьому периметру. У цей рукав насосом

подається суміш, що швидко твердіє і розширюється. Через кілька хвилин (до двох годин), відбувається його розширення і затвердіння. Затяжка притискається до масиву, і арка включається в роботу. Ефект аналогічний застосуванню набризкобетону.

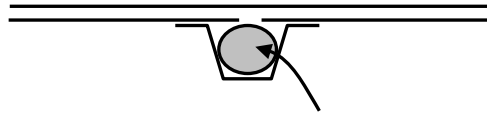


Рис. 6.12 Схема установки рукавів «Буллфлекс»

4) Подвійна проходка.

Сутність проведення виробки в два етапи полягає в тому, що спочатку проводиться випереджальна виробка перерізом S_1 , що складає 50 – 60% від проектного S_2 . Після утворення навколо неї ЗНД виробка розширюється до проектного перерізу (рис. 6.13).

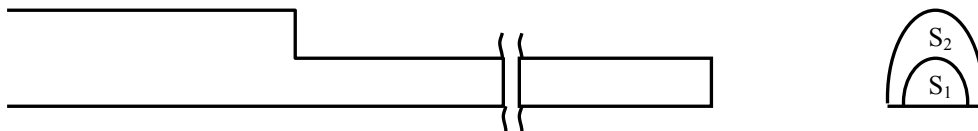


Рис. 6.13 Схема проведення виробки в два етапи.

Спосіб забезпечує гарну стійкість гірничої виробки, але в зв'язку з великою трудомісткістю і неможливістю використовувати виробку протягом декількох місяців, поки не сформується **локальна зона** розвантаження (ЗНД) навколо випереджальної виробки, практично не застосовується.

5) Проведення виробки в раніше розвантаженому масиві.

Ідея способу полягає в бурінні свердловин з вибою виробки, підриву в них мінних зарядів, що утворять зону розвантаження в результаті руйнування гірських порід, і проведення в цій зоні гірничої виробки (рис. 6.14).

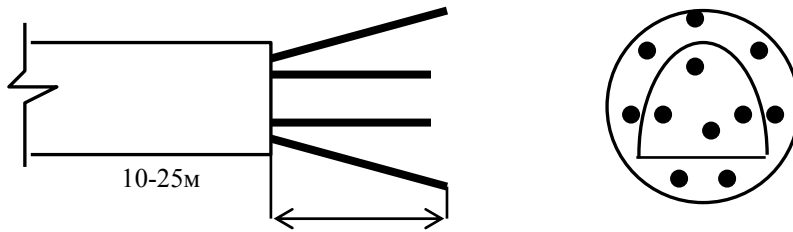


Рис. 6.14 Проведення виробки по зруйнованих породах.

Цей метод не знайшов застосування через велику імовірність вивалів у період проходки і великого обсягу БВР.

Модифікація даної ідеї полягає в бурінні свердловин не по площі, а навколо виробки. Після підриву в них мінних зарядів утвориться зона зруйнованих порід — знижених напруг (рис. 6.15).

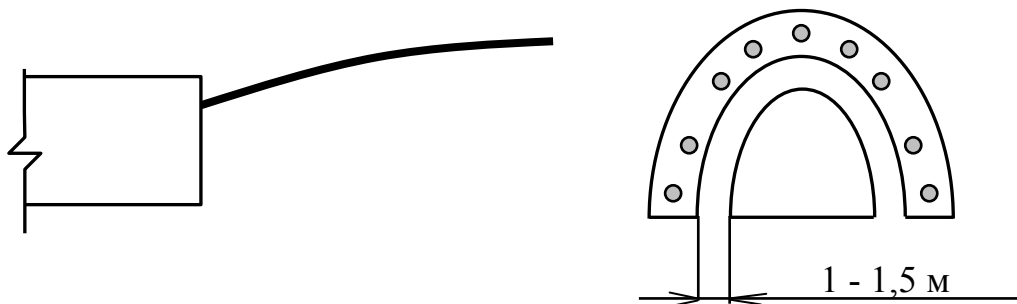


Рис. 6.15 Створення зони розвантаження навколо виробки.

Ця схема краще попередньої, тому що в місці проведення виробки тріщинуватість порід практично не збільшується. Великий обсяг буровибухових робіт залишається. Крім того, необхідно бурити свердловини з їхнім вигином. На шахтах Донецька успішно випробуваний верстат для спрямованого буріння свердловин.

6) Попередній розпір.

На практиці застосовуються дві схеми попереднього розпору.

а) Схема ДПІ. (рис. 6.16)

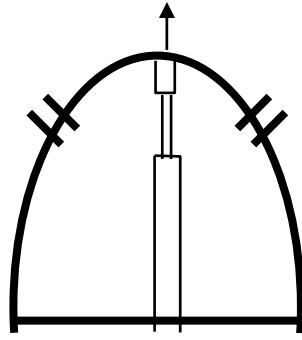


Рис. 6.16 Схема попереднього розпору ДПІ.

Гідравлічні стійки з насадками ставляться під раму (арку), що зводиться у вибою гірничої виробки. Після створення розпору гідравлічними стійками затягуються замки на арці. Потім знімається кріплення посилення. Попередній розпір дозволяє швидко включити в роботу кріплення. Опір кріплення зменшує розмір ЗНД, переміщення порід на контурі виробки й у підсумку навантаження (тиск) на кріплення, підвищуючи стійкість виробки.

Застосування в схемі а) горизонтальної стійки з насадкою різко ускладнює і підвищує трудомісткість зведення арки.

б) Схема МГІ (рис 6.17).

Схема б) краще, ніж схема а), тому що вона забезпечує притиснення і верхняка, і ніжок до породного оголення одночасно у вертикальному і горизонтальному напрямках. Створюється система «кріплення-порода».

Попередній розпір зменшує зсуви на 20-30%.

Спосіб перспективний.

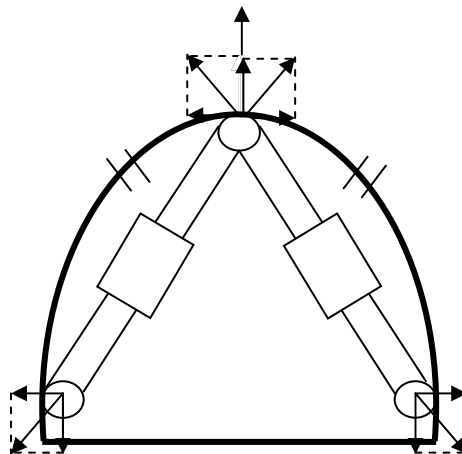


Рис. 6.17 Схема попереднього розпору МГІ.

6.5 Комбіновані способи.

Комбіновані способи являють собою різні технічно доцільні комбінації раніше розглянутих способів підвищення стійкості підготовчих гірничих виробок. Розглянемо на прикладі АРПУ.

Активне розвантаження з наступним зміцненням (АРПУ) (рис 6.18).

Суть способу полягає в наступному: буряться шпури, у них провадиться камуфлетний підрив ВВ. Виникає область розрушених порід. Потім буряться більш короткі шпури й у них під тиском нагнітається зміцнююча суміш. АРПУ зменшує здимання підшви в 2-4 рази. По порівнянню з ВЦР, метод більш ефективний, але він більш дорогий, багатоопераційний, вимагає спецобладнання, високої кваліфікації робітників. Тому застосовується у виробках з великим терміном служби.

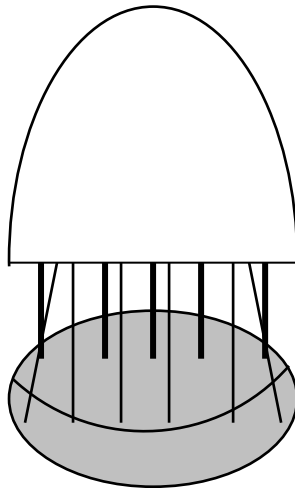


Рис. 6.18 Схема АРПУ

7. СХЕМА ЗСУВУ ТОВЩІ ГІРСЬКИХ ПОРІД І ПЕРЕРОЗПОДІЛУ НАПРУГ ПРИ ВІДПРАЦЬОВУВАННІ ПОЛОГОГО ПЛАСТА ОДИНОЧНОЮ ЛАВОЮ

На момент здачі шахти в експлуатацію проводиться до 40 км і більш виробок. На діючих шахтах підтримується до 60 км і більш виробок. Близько 90% сумарної довжини гірничих виробок відчувають вплив очисних робіт. Існує дві загальновизнані схеми зсуву ГП: ДП і ВНІМІ. Принципової відмінності між ними немає. У схемі ДП виділяють 9 характерних зон (рис. 7.1).

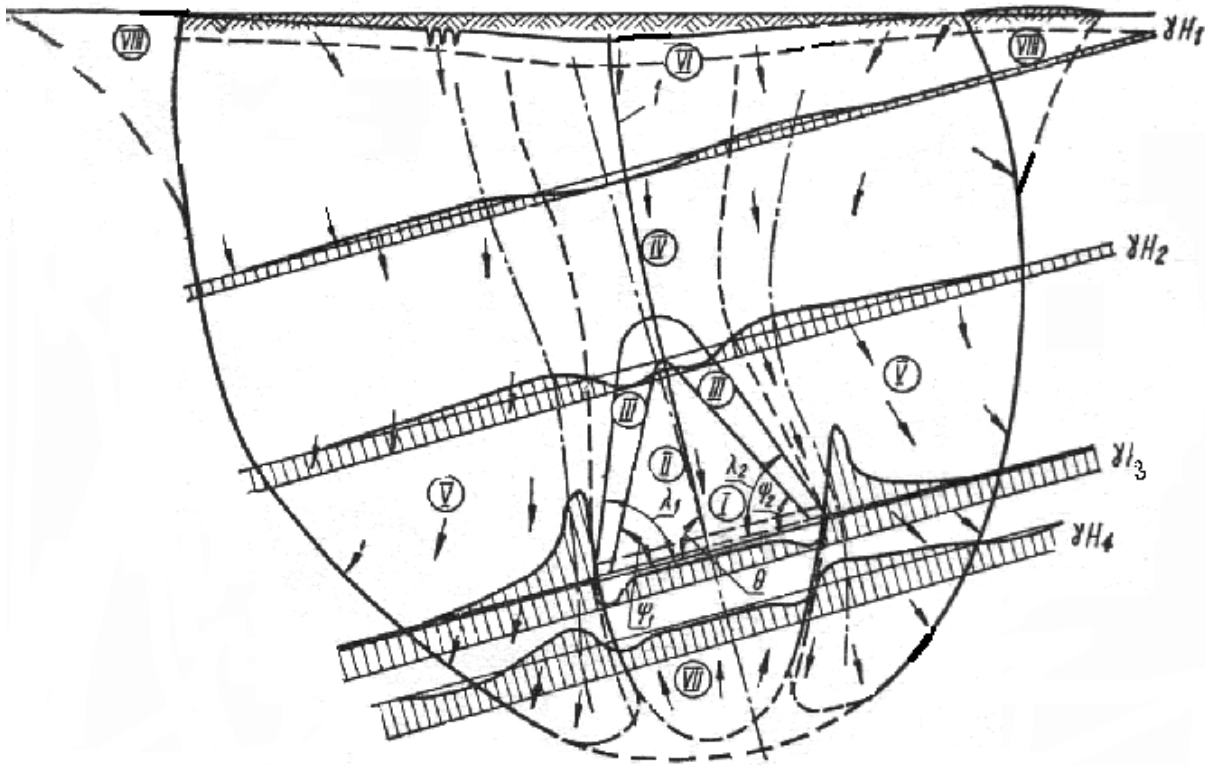


Рис. 7.1 Схема зсуву товщі гірських порід.

В результаті виїмки вугільного пласта в зоні впливу лави відбувається зсув підробленої товщі ГП і зміна напруженого стану, формуються наступні зони:

I зона — зона безладного обвалення ГП, $h_f=(2-6)m$

При обваленні ГП дробляться на дрібні шматки, що утворюють підзону дрібнодроблених порід. Її висота дорівнює (1-2)m. У цих породах проводяться виробки по заваленим і ущільненим породам. Вище лежачі породи І зони обвалюються блоками, більш великими шматками. Зв'язок цих порід з навколишніми породами відсутній. При обваленні породи І зони збільшуються в обсязі ($K_p=1,6-2,2$) і підбучують вище лежачі породи ІІ зони.

ІІ зона — зона повних зсувів ГП.

$h_{I+II}=(0,8-1)l$, де l — довжина лави.

У результаті руйнування шарів ГП у ІІ зоні виникає бічний розпір (за рахунок збільшення обсягу). У результаті підбучування породами І зони і бічного розпору окремі блоки із шарів не випадають. Тому після завершення зсуву шари ГП ІІ зони займають положення, рівнобіжне вихідному. Породи ІІ зони можна порівняти із сухою цегельною кладкою.

Породи І і ІІ зон складають ядро склепіння повних зсувів. З боків ядра розташовується ІІІ зона.

ІІІ зона — зона максимальних деформацій і прогинів ГП. Ширина цієї зони: $b_{III}=(1-2)l_{обв. о.п.}$,

де $l_{обв. о.п.}$ — крок обвалення порід основної покрівлі.

Коли над менш твердим шаром ГП розташований більш твердий шар, тоді відбувається розшарування порід у ІІІ зоні. У протилежному випадку розшарування не відбувається (рис.7.2).

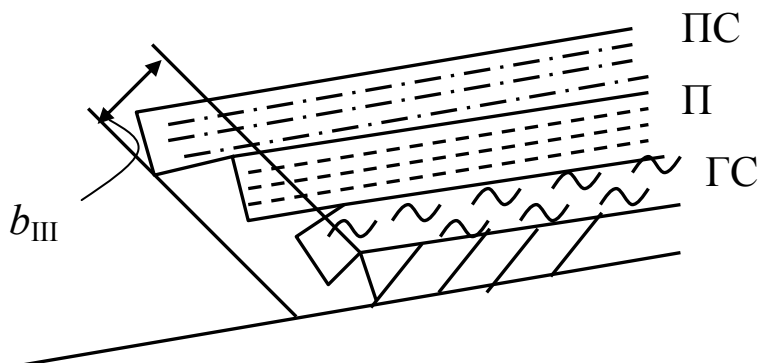


Рис. 7.2 Характер деформацій гірських порід у ІІІ зоні.

Вибір дегазаційних свердловин, пробурених на вище розташовані супутники, повинні попадати в ІІІ зону, у якій скупчується метан. При цьому ефективність дегазації буде максимальною.

Не можна розташовувати пластові або польові виробки вище розташованих пластів в III зоні, тому що в результаті зсувів порід III зони кріплення виробки буде цілком деформоване.

I, II і III зони утворюють склепіння повних зсувів. Це склепіння обмежується кутами повних зсувів: по падінню ψ_1 , по повстанню – ψ_2 і по простяганню – ψ_3 .

На пологому падінні для уже відпрацьованої лави ці кути рівні між собою $\psi_1 \cong \psi_2 \cong \psi_3 = 60^\circ - 70^\circ$. Для лави, що відпрацьовується, $\psi_1 \cong \psi_2 = 60^\circ - 70^\circ$, а $\psi_3 = 45^\circ - 55^\circ$.

У вершині склепіння повних зсувів залягає плита (шар міцних порід), конфігурація якої у зменшеному масштабі повторює форму виробленого простору. Довжина цієї плити по падінню l_0 – граничний проліт, складає 10-50м.

Над склепінням повних зрушень розташована IV зона.

IV зона — зона плавних прогинів шарів без їхнього розподілу на окремі блоки (немає тріщин у шарах, тому що прогини малі). За аналогією з III зоною в IV зоні можливе розшарування ГП. Границі IV зони встановлені на моделях з еквівалентних матеріалів. Визначити їх у шахтних умовах неможливо.

V зона — зона прояву опорного тиску.

Опорний тиск обумовлюється вагою консолей (I на рис. 7.3), що зависають над виробленим простором, і порід IV і VI зон (II на рис. 7.3). Для шарів ГП з однаковою твердістю місце защемлення консолей буде знаходитися на перпендикулярі, проведеному через крайку вугільного пласта (рис. 7.3).

Для ідеально пружного вугільного шару максимум опорного тиску знаходився б над крайкою масиву (епюра 1 на рис. 7.3). У реальних умовах, у результаті віджиму вугілля максимум опорного тиску зміщується в глиб масиву на величину a (епюра 2 на рис. 7.3). Для умов Донбасу

$$a = 1/3 * L_{on}.$$

У підшву пласта опорний тиск поширюється на відстань рівну $(1 \div 2) L_{on}$. В міру віддалення від пласта в покрівлю розмір зони опорного тиску L_{on} зростає, а P_{on}^{max} зменшується.

При віддаленні від розроблювального пласта в підшву і L_{on} і P_{on} зменшуються. Це пояснюється поглинанням енергії, витраченої на стиск шарів ГП, а також розсіюванням енергії при відсутності у вузлах кристалічної решітки іонів, тобто при дефекті кристалічної решітки.

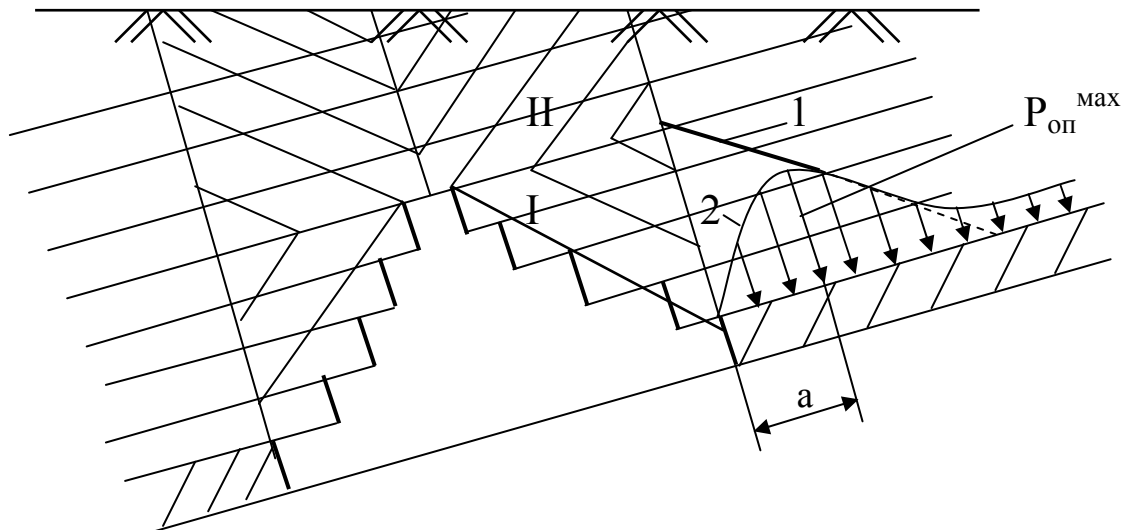


Рис. 7.3 Схема, що пояснює виникнення опорного тиску.

При необхідності розташувати польову виробку в зоні опорного тиску, виходячи з вищеписаної зміни параметрів опорного тиску, її краще розташувати якнайдалі від пласта. Однак, збійка, що з'єднує пластовий і польовий штреки, буде «задавлена» при будь-якому розташуванні штреку. Крім того, з технологічної точки зору, польові виробки проводяться на відстані від пласта, рівному 10-40м.

Згідно ПБ при куті нахилу збійки більш 10° , її довжина не повинна перевищувати 30м.

Таким чином, розташовувати польові виробки в зоні опорного тиску не доцільно.

Зона прояву опорного тиску характеризується двома параметрами: L_{on} і K_{on}^{max} .

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

де m — товщина пласта, що виймається, м;

H — глибина розробки, м;

f — коефіцієнт міцності вміщуючих порід на контурі гірничої виробки;

n — коефіцієнт, що враховує обвальність порід основної покрівлі. Він має наступні значення:

легкообвальна	$l_{обв. о.п.} \leq 10\text{м}$	$n=0,6$
середньообвальна	$l_{обв. о.п.} = 10-30\text{м}$	$n=0,8$

важкообвальна

$l_{обв. о.п.} > 30\text{м}$

$n=1,0$

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

Для шахт Донбасу $K_{on}^{max} = 2,5 \div 4,5$. За даними І.Л.Черняка — до 9.

VI, VIII, і IX зони (на розрізі по простяганню) детально вивчаються в курсі маркшейдерії. Для охорони підземних гірничих виробок значення не мають. Тому в даному курсі вони не розглядаються.

VII зона — зона розвантаження.

Глибина зони розвантаження складає $h_{VII} = (0,5-0,8)l_{л.}$

У недоторканому масиві тиск на одиничну площадку підосви пласта зверху дорівнює γH , реакція знизу дорівнює цій же величині. Після виїмки вугільного пласта на цю одиничну площадку зверху дають тільки лише породи склепіння повних зсувів (тиск різко зменшився), реакція знизу залишається попередньою, тобто γH , відбувається порушення рівноваги ГП. У результаті цього породи підосви пласта піднімаються у вироблений простір лави. Відбувається розшарування і збільшення в обсязі цих порід і, як наслідок, зменшення величини напруги в них, формується зона розвантаження. За даними М.П. Зборщика підняття порід підосви в середній частині лави у виробленому просторі досягає 300мм.

Польові виробки необхідно розташовувати в зоні розвантаження.

8. ПЕРЕРОЗПОДІЛ ОПОРНОГО ТИСКУ ПО ПЕРИМЕТРУ ВИРОБЛЕНОГО ПРОСТОРУ. ЗМІНА ПАРАМЕТРІВ ЗОН ОПОРНОГО ТИСКУ І РОЗВАНТАЖЕННЯ ПРИ РОЗВИТКУ ОЧИСНИХ РОБІТ

Вище розглянута схема зсуву товщі ГП дана в статистиці для одиночної лави, при відході лави від розрізної печі значно більшому її довжини. У реальних умовах у крилі панелі або шахтного поля відпрацьовується декілька лав. При цьому схема зсуву підробленої товщі ГП і перерозподілу напруг має відмінності. Виділяють 4 варіанти розвитку гірських робіт.

8.1 I варіант

Відпрацьовується одиночна лава. При цьому розміри виробленого простору по падінню L менше, а по простяганню S більше середньої глибини розробки H , тобто має місце неповна підробка земної поверхні. В міру відходу лави від розрізної печі збільшується висота склепіння повних зсувів, збільшується довжина і маса консолей, що зависають над виробленим простором, збільшується маса порід IV і VI зон, що залягають над плитою і консолями склепіння. Усе це приводить до збільшення величини опорного тиску P_{on} і довжини прояву зони опорного тиску L_{on} . Це збільшення буде відбуватися доти, поки відхід лави від розрізної печі стане дорівнювати її довжині, поки вироблений простір набере «квадрат», тобто $S=L$ (рис. 8.1).

У цьому положенні II відбувається незначний перерозподіл опорного тиску, а саме, збільшується по повстанню і падінню і зменшується по простяганню виробленого простору. Ця зміна обумовлюється вагою ГП, показаних на розрізах горизонтальним штрихуванням. При подальшому просуванні лави (положення III) P_{on} і L_{on} залишаються постійними.

8.2 II варіант

При відпрацьовуванні чергової лави, що примикає до раніше виробленого простору, склепіння повних зсувів поєднуються. Розміри сумарного виробленого простору $S \geq H$; $L=(L_1+l) < H$ обумовлюють неповну підробку земної поверхні. У результаті збільшення висоти сумарного склепіння повних зсувів збільшуються вага консолей, що зависають над виробленим простором, і вага вище лежачих порід. Це приводить, у порівнянні з першим варіантом, до значного збільшення P_{on} і

L_{on} . Збільшення P_{on} і L_{on} буде відбуватися доти, поки відхід лави від розрізної печі стане дорівнювати сумарному розмірові виробленого простору по падінню, тобто $S_1=L=L_1+1$.

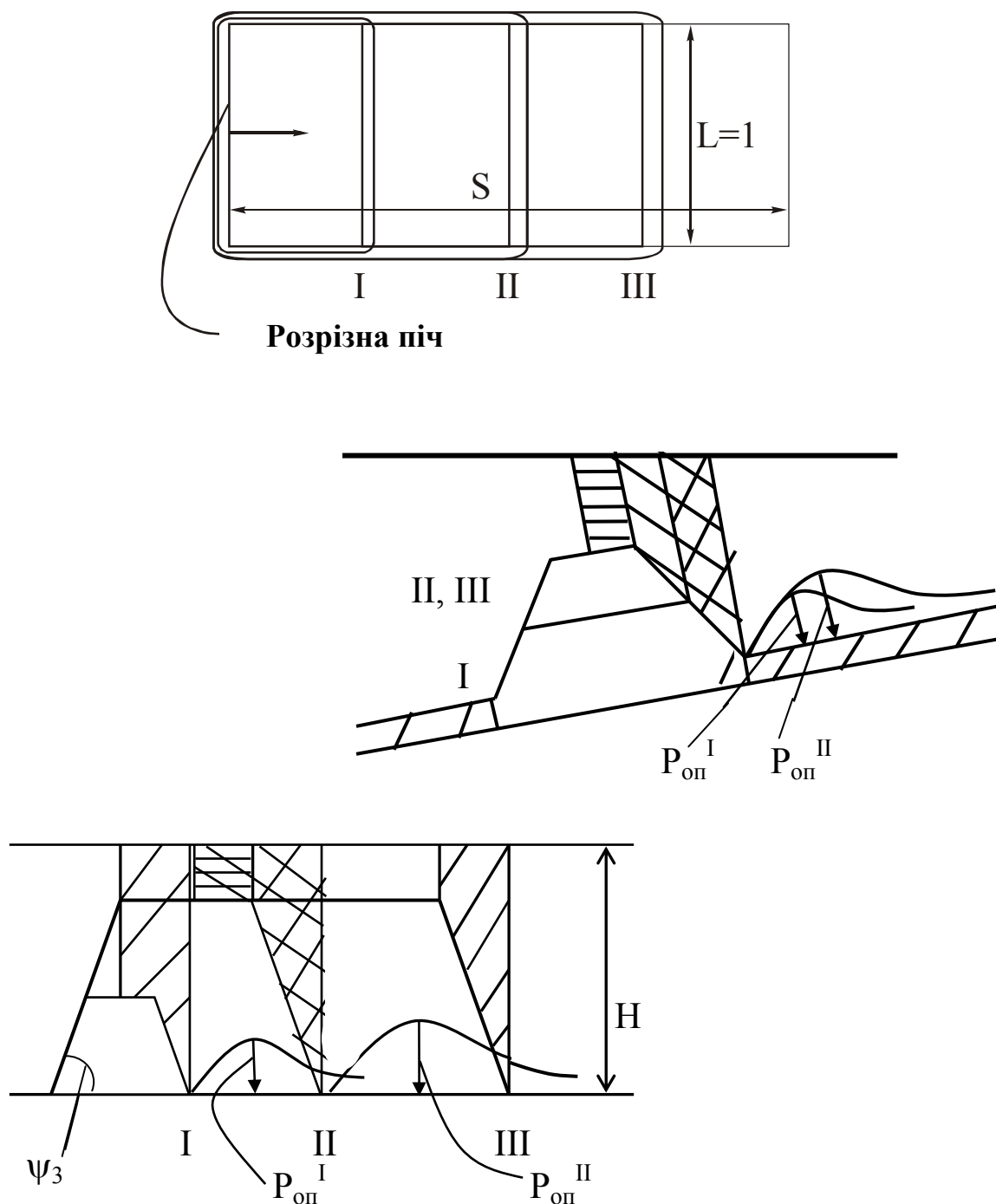


Рис. 8.1 Перерозподіл опорного тиску в I варіанті.

При відході лави від розрізної печі на величину рівну її довжині P_{on} і L_{on} будуть більшими, ніж у I варіанті, а при $S=L=L_1+1$ — ці значення

будуть максимальними і при подальшому просуванні лави залишаються постійними (рис. 8.2).

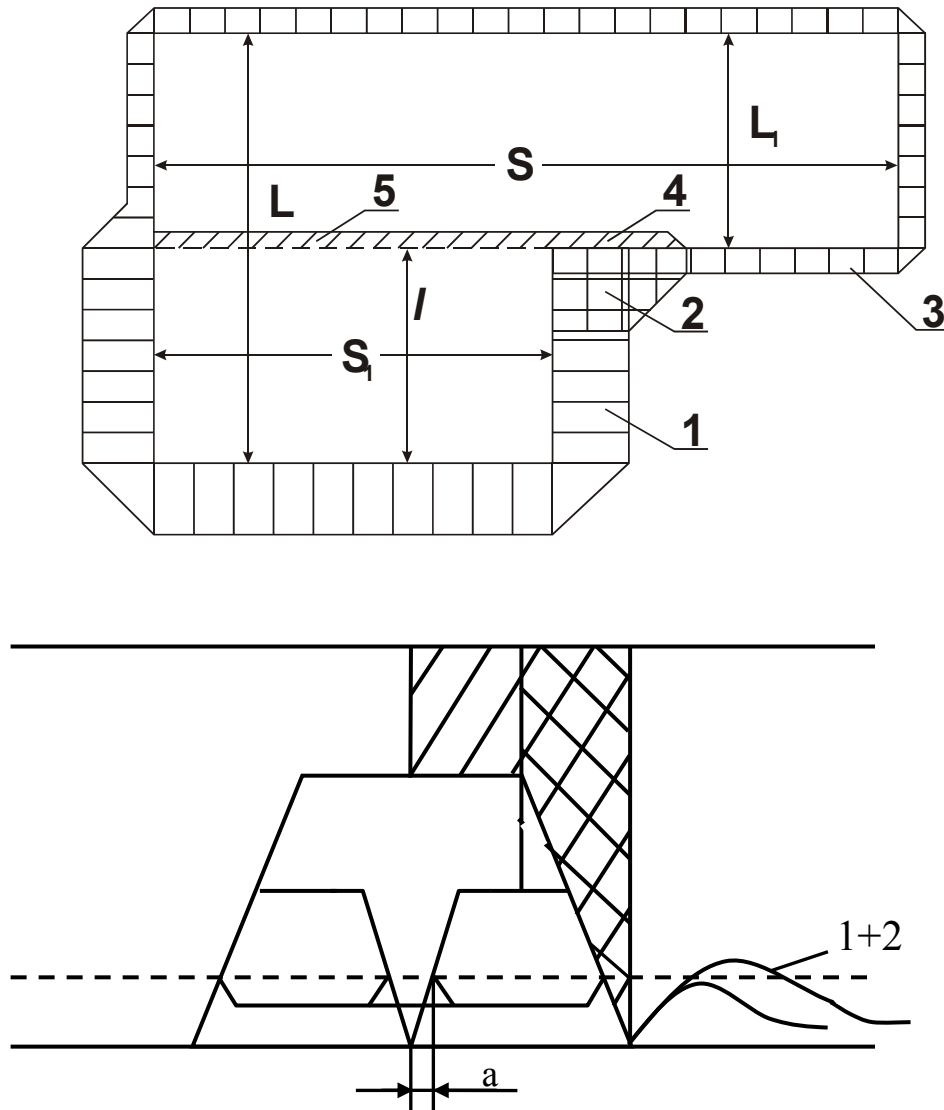


Рис. 8.2 Перерозподіл опорного тиску в II варіанті.

На вищенаведеному малюнку зображені:

- 1 — зона тимчасового опорного тиску попереду лави, що відпрацьовується.
- 2 — зона сумарного опорного тиску (тимчасове + стаціонарне) попереду лави, що відпрацьовується. Її довжина приблизно в 1,5-2 рази більше, ніж у зоні 1.
- 3 — зона стаціонарного опорного тиску в околиці раніше виробленого простору.

- 4 — зона активізації (додаткових зрушень порід) попереду лави, що відпрацьовується.
- 5 — зона активізації зрушень порід за лавою, що відпрацьовується, над раніше виробленим простором.

Довжина по простяганню ділянки активного осідання порід над виробленим простором за лавою, що рухається, приблизно дорівнює довжині лави, що відпрацьовується.

8.3 III варіант

Характеризується тим, що при відпрацьовуванні чергової лави настає повна підробка земної поверхні, тобто $L=(L_1+l)\geq H$ і $S>H$. У цьому випадку в міру відходу лави від розрізної печі P_{on} і L_{on} зростають доти, поки склепіння повних зсувів не вийде на поверхню, тобто $S_1=H$, $L\geq H$ (рис. 8.3).

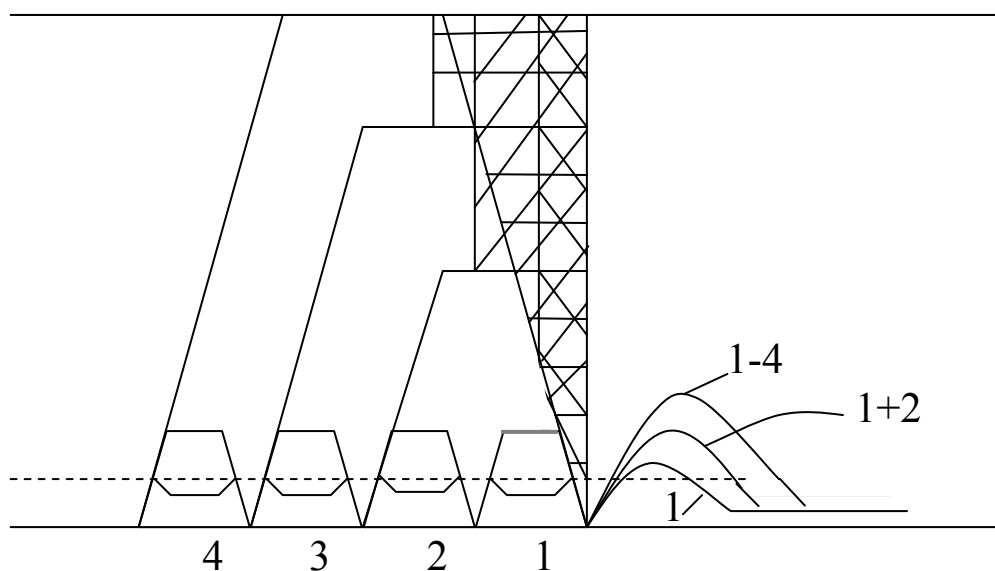


Рис. 8.3 Зміна параметрів склепіння повних зсувів і зони опорного тиску в III варіанті.

В міру збільшення виробленого простору по падінню збільшується висота склепіння повних зсувів, а, отже, і тиск порід цього склепіння на підшву пласта, що відпрацьовується. Розмір зони розвантаження по падінню зростає щораз на довжину лави, висота зони розвантаження зростає більш повільно. При виході склепіння повних зрушень на земну поверхню зона розвантаження приблизно в середині виробленого простору зникає, тому що на підшву пласта

зверху давить весь стовп ГП до земної поверхні. Вона зберігається тільки під консолями, що зависають. Причому глибина зони розвантаження й ефект розвантаження біля границь виробленого простору більше, ніж у середній його частині (рис. 8.4).

8.4 IV варіант

Характеризується співвідношеннями:

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

В околиці виробленого простору опорний тиск цілком стабілізується. Підроблена товща цілком осіла на підшву пласта. При відпрацьовуванні кожної наступної лави збільшується площа виробленого простору, де зона розвантаження зникає. Параметри зони опорного тиску L_{on} і P_{on} будуть практично такими ж, як і в III варіанті.

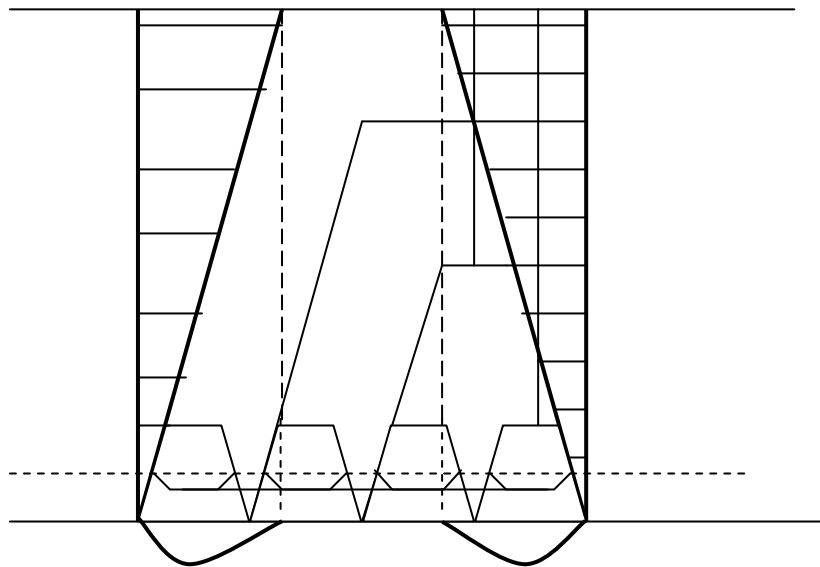


Рис. 8.4 Зона розвантаження зберігається під консолями гірських порід, що зависають.

9. МЕХАНІЗМ І ОСОБЛИВОСТІ ЗСУВУ ТОВЩІ ГІРСЬКИХ ПОРІД ПРИ РОЗРОБЦІ СВІТИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ

Пласти в світі відпрацьовують у спадному (зверху вниз) або у висхідному порядку (знизу нагору). Частіше пласти відпрацьовуються в спадному порядку.

Пласти розробляють у світі послідовно, і прагнуть розробляти одночасно як можна меншу їх кількість.

При одночасному відпрацьовуванні двох і більш пластів гірничі роботи з одним із пластів істотно випереджають по падінню або простяганню гірничі роботи в суміжному пласті. Має місце підробка або надробка пластів.

Розглянемо приклад розробки двох пластів. Пласти відпрацьовуються в світі послідовно.

9.1 Особливості схеми зсуву при розробці пластів у спадному порядку.

При відпрацьовуванні надробленого пласта m_1 зсув товщі порід міжпластя буде практично таким же, як і при розробці одиночного пласта (рис. 9.1).

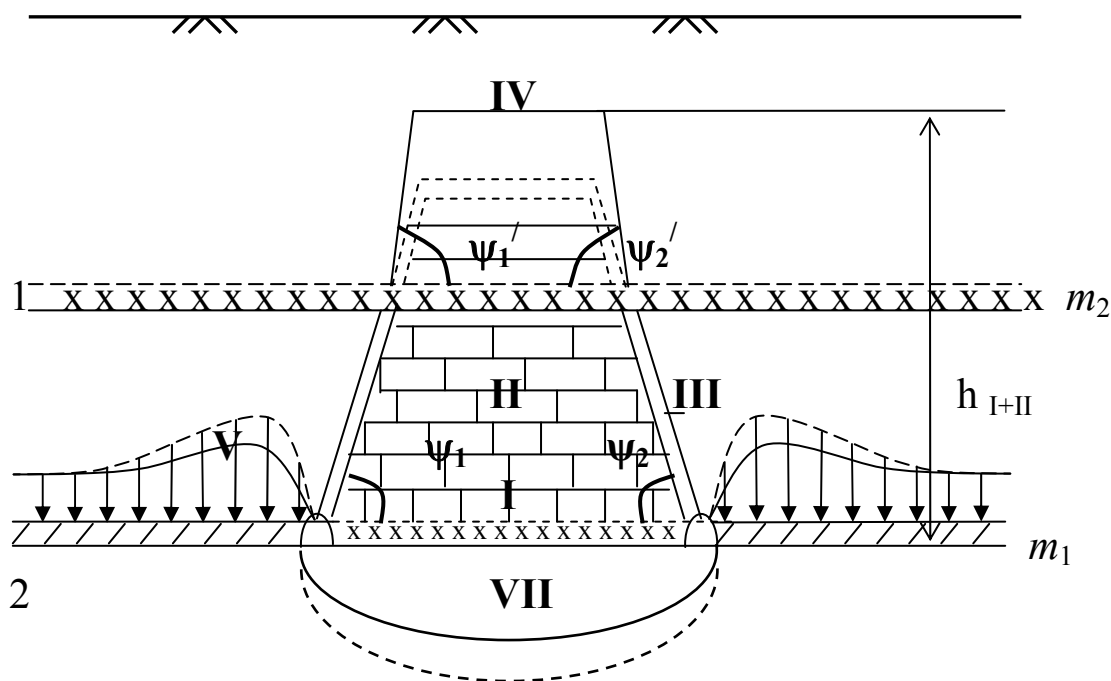


Рис. 9.1 Особливості схеми зсуву при розробці світи пластів у спадному порядку.

На рис. 9.1 пунктиром показана картина при відпрацьовуванні пласта m_1 першим, тобто при відпрацьовуванні одиночного пласта, а суцільною – при відпрацьовуванні світи пластів у спадному порядку.

Породи, що залягають над верхнім пластом, перетерплюють повторну підробку, тому довжина консолей, що зависають, зменшиться і кути повних зсувів будуть більше, ніж при первинній підробці $\psi_1' \cong \Psi_2' \cong 70^\circ - 80^\circ$. Висота склепіння повних зрушень і тиск порід на підшву пласта збільшаться.

У межах області повних зсувів у раніше підробленій товщі зсуви в часі будуть відбуватися швидше, ніж зсуви порід міжпласта.

У зоні IV (плавних прогинів) зсуви в часі будуть протікати швидше у зв'язку з повторною підробкою, і площа зони IV на розрізі вхрест простягання буде більше в порівнянні з розробкою одиночного пласта.

V зона — зона опорного тиску. Опорний тиск у границь виробленого простору надробленого пласта буде менше, ніж при розробці одиночного пласта світи у зв'язку зі зменшенням довжини, а отже, і ваги консолей, що зависають, і вище лежачих порід.

Довжина зони проявів опорного тиску і коефіцієнт концентрації опорного тиску будуть менше.

VII зона— зона зсувів убік виробленого простору (підняття порід) або зона розвантаження.

При розробці надробленого пласта за інших рівних умов зона VII буде менше, ніж при розробці одиночного пласта, тому що збільшиться тиск на підшву відпрацьованого пласта порід склепіння повних зсувів. Але ступінь розвантаження порід у зоні VII по величині буде більше, ніж при розробці одиночного пласта.

9.2 Висхідний порядок відпрацьовування пластів у світі.

Породи, що залягають вище пласта m_2 , повторно підроблюються. Тому кути повних зсувів будуть більшими, ніж при відпрацьовуванні одиночного пласта. Це приведе до збільшення висоти склепіння повних зсувів у порівнянні з відпрацьовуванням одиночного пласта. На рис. 9.2 пунктиром показане склепіння повних зсувів, епюра опорного тиску і границя зони розвантаження при відпрацьовуванні пласта m_2 як одиночного, а суцільною лінією – як підробленого.

The diagram illustrates a cross-section of a multi-layered structure. At the base is a horizontal line labeled '1' with a series of 'x' marks below it, and a label 'm₁' to the right. Above this is a region labeled 'VII' containing a semi-elliptical shape. Above region VII is a horizontal line with 'x' marks, labeled 'm₂' to the right. Above this line is a region labeled 'I' containing a series of horizontal rectangles. Above region I are two regions labeled 'II' and 'III' (on the right), each containing a series of horizontal rectangles. Above these are two regions labeled 'III' and 'IV' (on the right), each containing a series of horizontal rectangles. The topmost region is labeled 'IV'. The height of the structure from the base line '1' to the top is labeled 'h_{I+II}'. The width of the structure at the base is labeled 'M'. The regions are labeled with Roman numerals I, II, III, IV, V, VI, VII. The regions are labeled with Greek letters ψ₁ and ψ₂. The regions are labeled with 'x' marks. The regions are labeled with 'm₁' and 'm₂'. The regions are labeled with '1' and '2'.

Довжина зони прояву опорного тиску у границь підробленого пласта за даними моделювання еквівалентними матеріалами приблизно в 1,5-2 рази менше, ніж при розробці одиночного пласта. P_{on} також буде менше.

При досить малій товщині міжпластя можна вважати опорний тиск практично однаковим у границь надробленого і підробленого пластів.

При різномісних вміщуючих породах у першу чергу необхідно розробляти пласт із більш міцними породами. Якщо більш міцні вміщуючі породи має нижній пласт, то необхідно враховувати, що підробка верхнього пласта допускається при $M \geq 6m_1$. Не допускається при цьому підробка гірничих виробок верхнього пласта.

116

виїмкових штретів цих пластів зменшилися в порівнянні зі спадним порядком у 1,5–2,0 рази.

10. ОСОБЛИВОСТІ СХЕМИ ЗСУВУ ПРИ ВІДПРАЦЬОВУВАННІ КРУТОСПАДНИХ ПЛАСТІВ

На крутому падінні процес зсуву підробленої товщі гірських порід починається з її розшарування. Породи переміщуються в напрямку, перпендикулярному нашаруванню. Тангенціальна складова сили ваги, сприяє відривові шматків, блоків порід. Породи, що обрушилися, скачуються в нижню частину лави і підбучують породи покрівлі, верхня частина лави залишається практично не підбученою. У зв'язку з цим схема зсуву має, у порівнянні з пологим падінням, наступні особливості (рис.10.1):

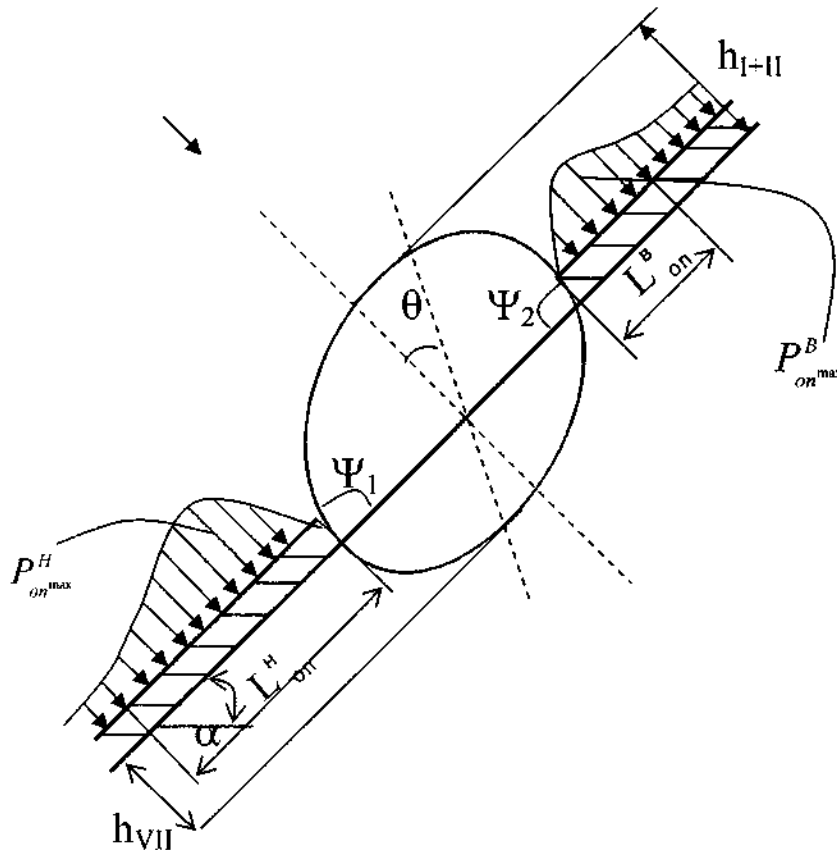


Рис. 10.1 Схема зсуву при відпрацьовуванні крутоспадного пласта.

1). $\Psi_2 > \Psi_1$ При цьому Ψ_2 може бути більше 90° .

2). Тому що довжина консолей, що зависають, у відкаточного штреку і глибина розташування відкаточного штреку будуть більше, ніж у вентиляційного штреку, то і $L_{on}^H > L_{on}^B$, а так само $P_{on}^H > P_{on}^B$.

3). Максимум склепіння повних зсувів і зони розвантаження знаходяться на лінії, проведеній до перпендикуляру до нашарування, установленому в центрі лави, під кутом θ . Причому, при збільшенні кута падіння пласта (α) до 60° , θ збільшується від 0 до 26° , і при подальшому збільшенні кута падіння від 60° до 90° відбувається зниження θ від 26° до 0° ;

4). Зменшуються висота склепіння повних зрушень і глибина зони розвантаження. $h_{I+II}=(0,6-0,8)l$; $h_{VII}=(0,5-0,7)l$.

5). На крутому падінні на привибійне кріплення у лаві або кріплення підготовчої гірничої виробки діє нормальна складова сили ваги N (рис.10.2).

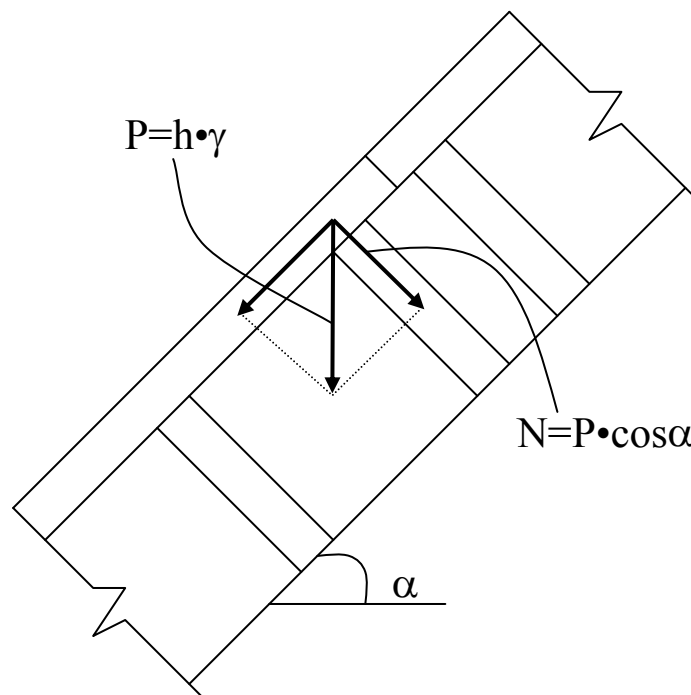


Рис. 10.2 Сили, що діють на привибійне індивідуальне кріплення у лаві.

Тут: h — потужність порід, що беруть участь у привантажі кріплення.
 $h \leq 10-30\text{м}$.

Тому що середній кут розроблювальних крутих пластів дорівнює 60° , то за інших рівних умов тиск на кріплення, а також P_{on} і L_{on} на крутому падінні приблизно в 2 рази менше, ніж на пологому.

У зв'язку з цим стан штреків на крутому падінні, у порівнянні з пологим падінням, на перший погляд повинен бути кращим. Однак, практично всі штреки кріпляться арковим кріпленням, що має піддатливість у вертикальному напрямку, а переміщення порід відбувається в напрямку, перпендикулярному

напластуванню (рис.10.3). Тому відбувається заклинювання замка і деформація кріплення.

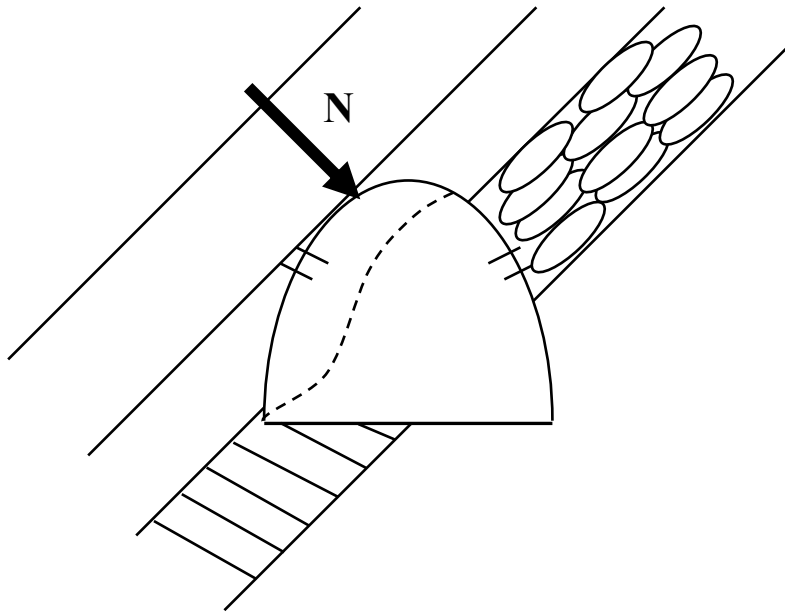


Рис. 10.3 Напрямок дії навантаження на кріплення виробки.

Для того, щоб виключити перекріплення виробки, її необхідно кріпити чотириланковим кріпленням, що має піддатливість як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямках. У ДПІ було розроблено чотириланкове, податливе аркове кріплення ПАК 4.

Воно являє собою чотири однакових елементи (сегмента). Багаторічні шахтні іспити показали його гарну працездатність.

11. ВЗАЄМОДІЯ ОЧИСНИХ І ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

Раніше окремо розглядалася зміна напружено-деформованого стану ГП, що вміщують підготовчу виробку, і виникнення локальної концентрації напруг, а також схема зсуву підробленої товщі ГП і виникнення опорного тиску при відпрацьовуванні лави.

При веденні очисних робіт має місце взаємний вплив очисних і підготовчих гірничих робіт (рис. 11.1).

Розглянемо для зручності зображення пласта горизонтального залягання і II тип НДС ГП.

На розрізі А-А зображена локальна концентрація напруг безпосередньо у вибої відкаточного штреку, викликана його проведенням. На розрізі по Б-Б зображена зона непружних деформацій, що сформувалася, і зсув максимуму локальної концентрації вглиб масиву гірських порід за ЗНД. На розрізі по В-В видно, що уздовж штреку опорний тиск збільшується від границі зони опорного тиску до максимуму і далі залишається постійним. На цю епюру накладається локальна концентрація напруг. Тобто, сумуються епюри, зображені на розрізах по В-В і по Б-Б. У підсумку одержуємо сумарну епюру напруг, зображену на розрізі по Г-Г.

При відпрацьовуванні лави по будь-якій системі розробки відбувається накладення зони локальної концентрації напруг, викликані проведенням підготовчого виробки, із зоною опорного тиску, обумовленою відпрацьовуванням лави. У результаті накладення епюри локальної концентрації напруги на епюру опорного тиску в зоні впливу лави відбувається різке збільшення значення напруги в породах, що вміщують підготовчу виробку (див. розріз по Г – Г на рис. 11.1).

У результаті накладення епюр НДС вміщуючих порід змінюється, збільшується тиск на кріплення підготовчої гірничої виробки, погіршується її стан.

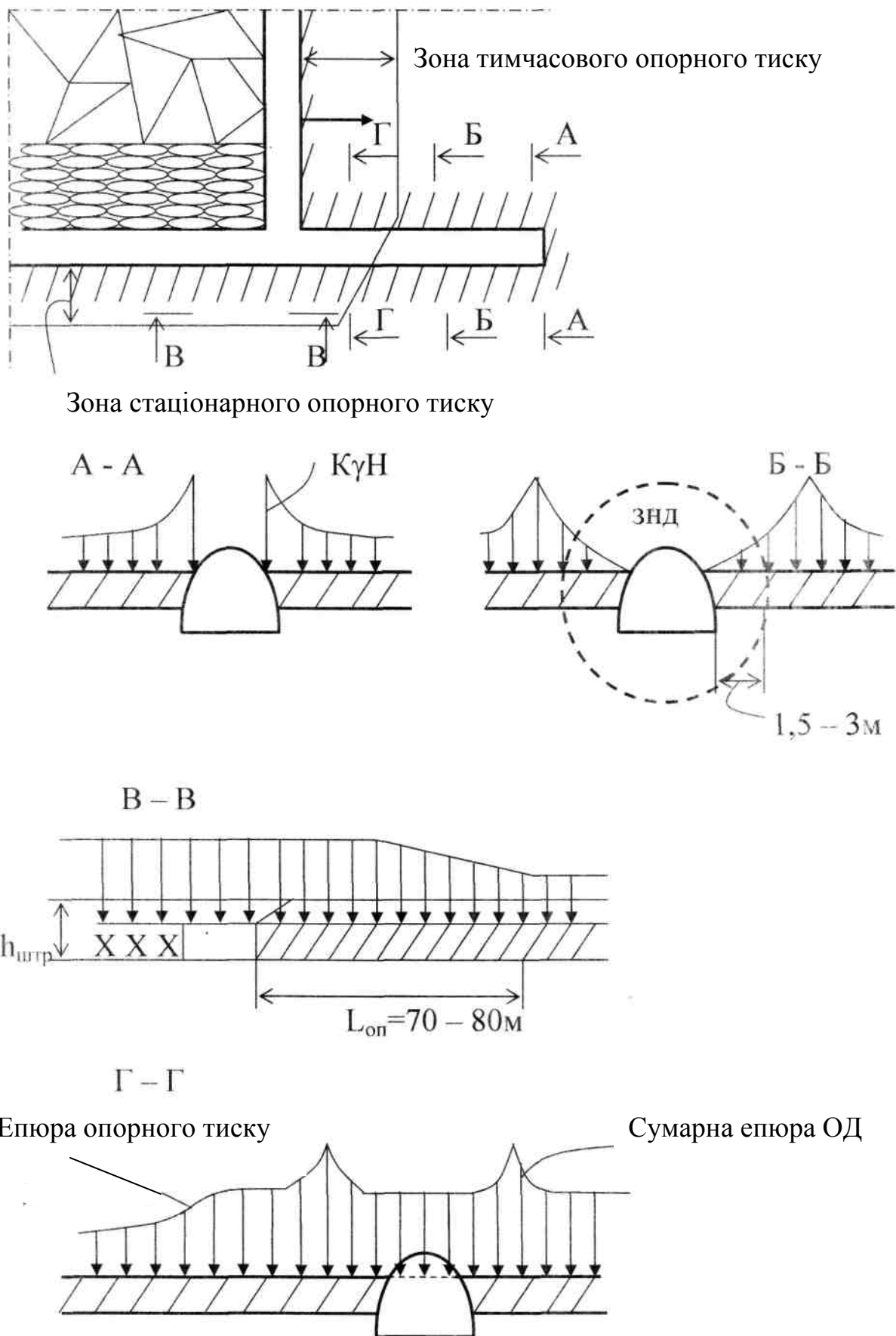


Рис. 11.1 Взаємовплив очисного і підготовчого вибоїв.

12. СТРУКТУРНА ФОРМУЛА НАГРОМАДЖЕННЯ ЗСУВІВ У ПІДГОТОВЧІЙ ГІРНИЧІЙ ВИРОБЦІ, ЩО ПРИЛЯГАЄ ДО ОЧИСНОГО ВИБОЮ

У залежності від прийнятої системи розробки величина зсувів на контурі підготовчої виробки буде різною. Зсуви розраховуються для початку і кінця виробки за весь термін її служби. Розглянемо структурні формули нагромадження зсувів порід покрівлі.

Для відкаточного штреку, проведеного з випередженням стосовно очисного вибою більшим, ніж $L_{оп}$, зсув покрівлі (рис. 12.1) дорівнює:

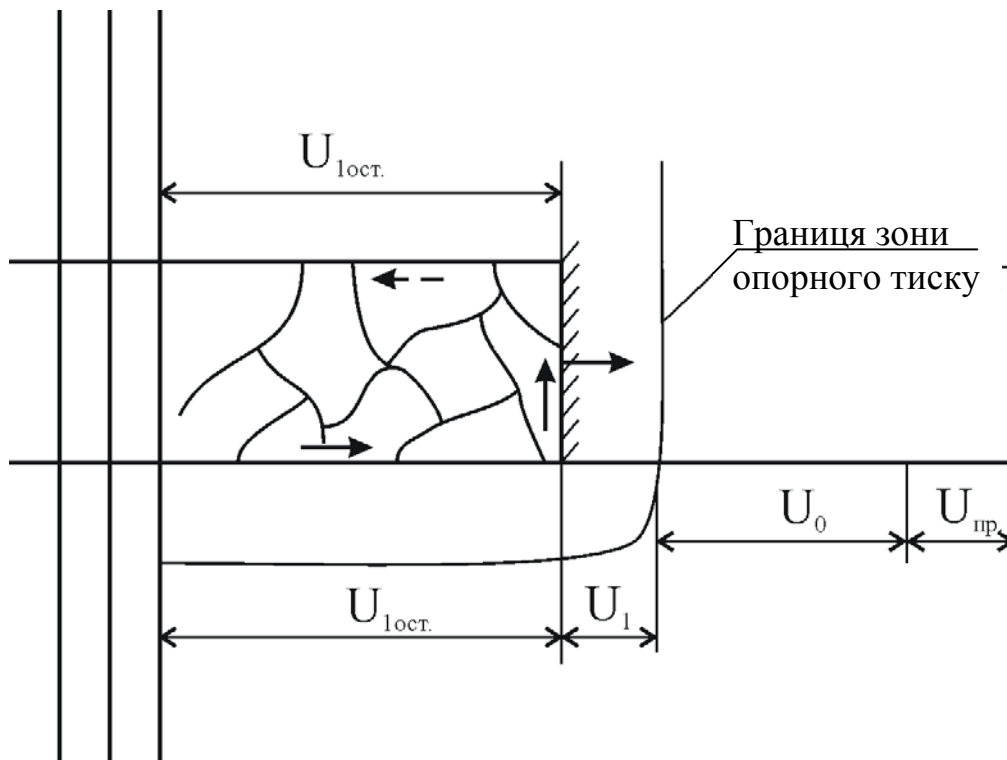


Рис. 12.1 Суцільна система розробки без повторного використання штреків.

$$U_k = U_{пр} + U_0 + U_l + U_{лост}. \quad (12.1)$$

Для вентиляційного штреку, проведеного слідом за лавою і повторно не використовуваного

$$U_k = U_{лост}. \quad (12.2)$$

У тому випадку, якщо колишній відкаточний штрек використовується в якості вентиляційного при відпрацьовуванні нижньої лави і підтримується увесь час відпрацьовування 2-й лави, зсуви в штреку будуть рівні. (рис.12.2):

$$U_k = U_{np.} + U_o + U_1 + U_{1\text{ ост.}} + U_2 + U_{2\text{ ост.}} \quad (12.3)$$

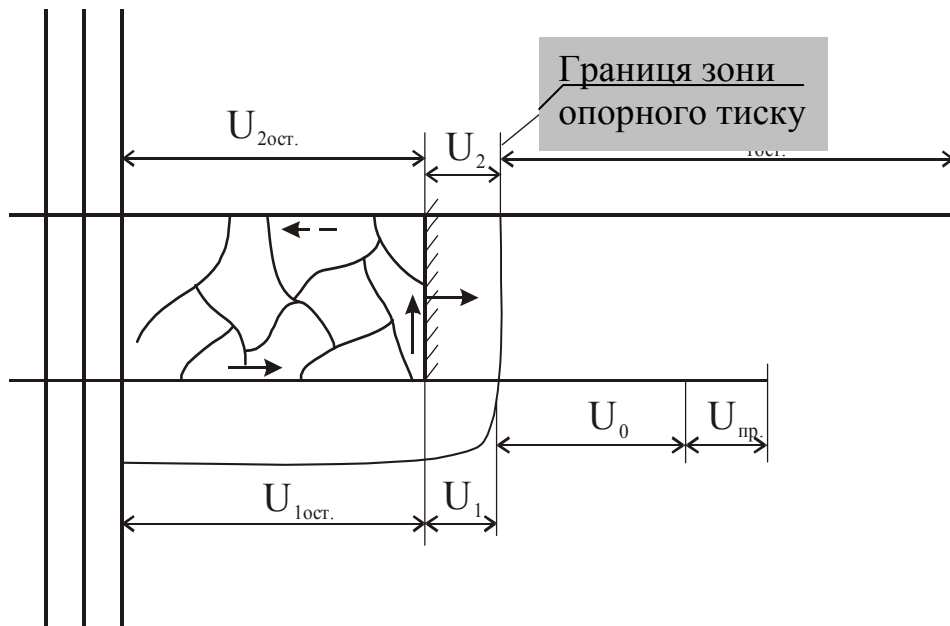


Рис. 12.2 Комбінована система розробки з повторним використанням відкаточного штреку в якості вентиляційного і підтримки його увесь час відпрацьовування другої лави.

При комбінованій системі розробки з перевагою ознак стовпової, при повторному використанні відкаточного штреку в якості вентиляційного для нижньої лави і погашенням вентиляційного штреку слідом за другою лавою зсуви покрівлі в штреку за весь термін його служби складають (рис. 12.3):

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

У тому випадку, коли вентиляційний штрек слідом за лавою не погашається, необхідно в останній формулі додати додток $U_{2ост.}$.

У вище приведених формулах прийняті наступні позначення:

U_{np} — зсуви, викликані проведенням виробки. У залежності від технології проведення вони складають від декількох десятків до кількох сотень мм (приблизно, до 280мм).

$U_o = V_o \cdot t_o$ — зсуви поза зоною впливу очисних робіт тобто, у масиві, де V_o - швидкість зсувів у масиві(до 20-30мм\міс) t_o - час підтримки виробки в масиві, міс. t_o залежить від довжини крила і швидкості подвигання лав.

U_1, U_2 — зсуви в зонах впливу тимчасового опорного тиску відповідно при відпрацьовуванні 1-ої і 2-ої лав. Вони складають кілька сотень мм (200-900).

$U_{1ост.}, U_{2ост.}$ — зсуви у виробленому просторі відповідно при відпрацьовуванні 1-й і 2-й лав.

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

де m — товщина пласта, що виймається, мм.

$K_{охр.}$ — коефіцієнт, що враховує піддатливість штучних споруджень, що будуються для підтримки повторно використовуваної виробки.

$$K_{охр.} = 0,1 \div 0,6.$$

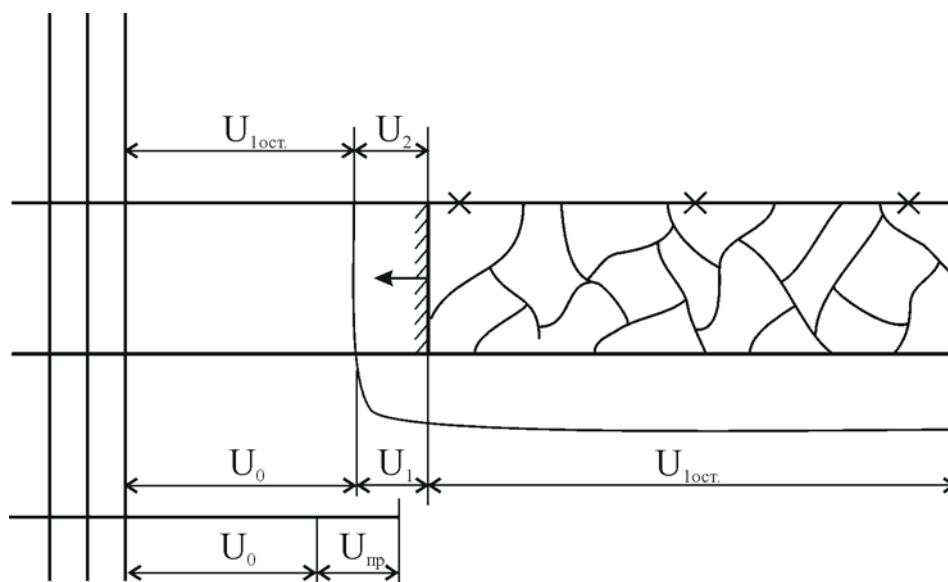


Рис. 12.3 Комбінована система розробки з погашенням вентиляційного штреку за другою лавою.

У Вказівках ВНІМІ 1978р. видання приймалося $U_2 = 1,4U_1$. В останніх Указівках - $U_1 = U_2$, що не зовсім правильно відбиває реальність.

Для підвищення стійкості виробки, що прилягає до очисного вибою, необхідно зменшити значення сумарних зсувів за весь термін її служби. Цього можна досягти шляхом застосування раціональної системи розробки (при суцільній — проведення штреку слідом за лавою. При стовповій — погашати штреки слідом за лавою. При комбінованій з перевагою ознак стовпової — погашати вентиляційний штрек у міру відпрацьовування другої лави), застосуванням прохідницького комбайна замість БВР і т.д.

Для зменшення зсувів у недоторканому масиві U_o необхідно застосувати найбільш підходящі заходи з розглянутих раніше стосовно до одиночної виробки (якісна забутовка або тампонаж закріпного простору, застосування рукавів “Буллфлекс” або набризкобетону по периметру арки, ВЦР, попередній розпір). Усі ці заходи виконуються у вибої проведеної виробки. Сюди ж відносяться проведення виробки широким вибоєм або проведення в два етапи. Поза зоною впливу очисного вибою, за зоною опорного тиску, тобто в масиві, доцільно застосовувати зміцнення порід анкерами, проведення компенсаційних щілин БВР або барошнековою машиною.

У зонах впливу опорного тиску, а так само за лавою в зоні активного зрушення підробленої товщі гірських порід на ділянці $(0,6-0,8)l$ лави — установлювати кріплення посилення. Установка гідравлічних стійок з насадками в якості кріплення посилення доцільніше установки дерев'яних ремонтин, тому що при дерев'яних ремонтинах відбувається концентрація опорного тиску на меншому протязі виробки, чим при гідравлічних стійках.

У випадку поломки дерев'яної ремонтини виникає динамічне навантаження на кілька рам, що може привести до їх поломки.

Для зменшення зсувів у виробленому просторі бажано застосовувати штучні спорудження з мінімальною піддатливістю (її мають литі смуги, що соруджуються з швидкотвердіючого матеріалу). Однак тверді штучні спорудження застосовуються при породах, що вміщують пласт, не нижче середньої стійкості. При слабких породах вони не застосовуються.

Тому необхідно застосовувати раціональні способи охорони виробки з метою її повторного використання.

13. СПОСОБИ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК, ЩО ПРИЛЯГАЮТЬ ДО ОЧИСНОГО ВИБОЮ

Для повторного використання виробки або залишають вугільні цілики, або зводять різні штучні спорудження.

Розглянемо способи охорони на прикладі пластового відкаточного штреку.

13.1 Охорона виробки ціликами вугілля (рис. 13.1)

Даний спосіб охорони застосовується при будь-якій системі розробки. Для кам'яного вугілля розмір цілика визначається за формулою:

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

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

де m — товщина пласта, що виймається, м;

H — глибина розташування охоронюваної виробки, м.

Для середніх умов Донбасу $l_{ц} = 38$ м. $L_{он} \approx 70$ м; $a = 23$ м.

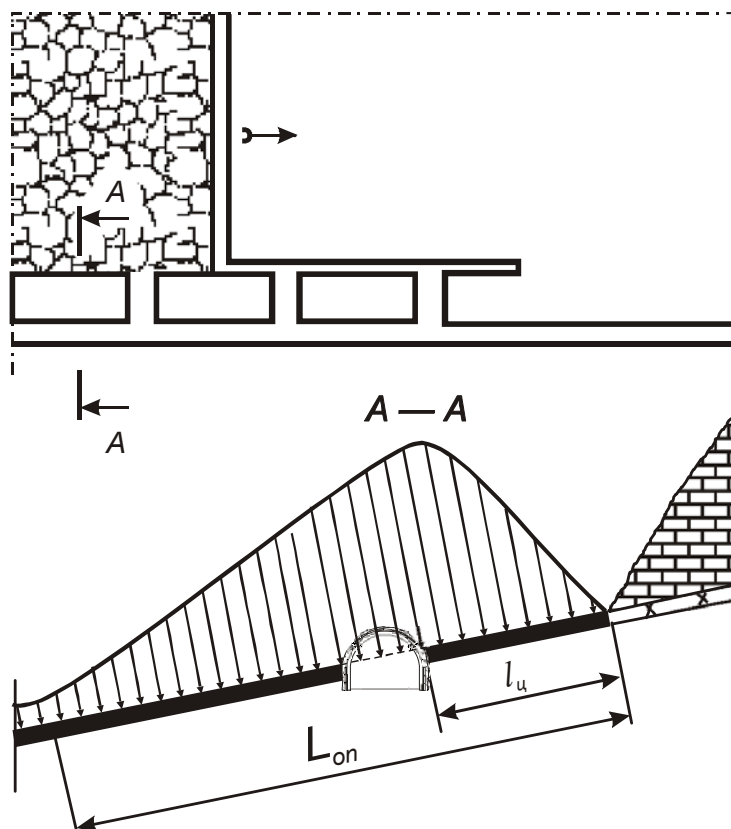


Рис. 13.1 Охорона виробки вугільними ціликами

Згідно закону про збереження надр втрати вугілля не повинні перевищувати 10%. З приведених вище величин випливає, що розмір цілика в 1,5÷2,0 рази перевищує припустимі значення. Незважаючи на великі розміри ціликів вугілля, що залишаються, охоронювана виробка розташовується в зоні, у якій величина опорного тиску близька до максимального значення. Величина навантаження на кріплення і її деформації будуть великими. Тому даний спосіб охорони доцільно застосовувати на кам'яних вугіллях до глибини 400-500 м, а на антрацитах — не більш 500-600м.

Згідно ПБ, норм технологічного проектування, залишення вугільних ціликів не рекомендується або забороняється на пластах, схильних до раптових викидів вугілля і газу, небезпечних по гірським ударам, на захисних пластах, а також на пластах, схильних до самозаймання.

Для сучасних шахт Донбасу цей спосіб не перспективний.

В даний час на шахтах Донбасу більш 50% лав працюють по безціликовій технології. Для повторного використання виробки зводяться податливі (бутові смуги, костри), тверді (органный ряд, БЖБТ, литі смуги з швидкотвердіючого матеріалу) і обмежено податливі (бутокостри і накатні костри) штучні спорудження.

Область застосування різних штучних споруджень приведена в таблиці 13.1.

Таблиця 13.1

Засоби охорони повторно використовуваних виробок

Вид спорудження	Товщина пласта, м	Кут падіння пласта, град	Характеристика покрівлі		Межа міцності порід підосви на одноосьовий стиск, МПа
			безпосередньої	основної	
1	2	3	4	5	6
Литі смуги з швидкотвердіючих матеріалів	до 2,5	до 18	стійка і середньої стійкості	будь-якого обвалювання	більш 30
Литі смуги з швидкотвердіючих матеріалів	до 2,5	до 35	нестійка і середньої стійкості	будь-якого обвалювання	більш 30
Литі смуги в сполученні з відсічним торпедуванням	до 2,5	до 18	стійка і середньої стійкості	важко-обвалювана	більш 30
Тумби з залізобетонних блоків	до 1,5	до 18	нестійка і середньої стійкості	легко і середньо-обвалювана	більш 30
Тумби з залізобетонних блоків у сполученні з відсічним торпедуванням	до 1,5	до 18	стійка і середньої стійкості	важко-обвалювана	більш 30

1	2	3	4	5	6
Органне кріплення (дерев'яне і металеве)	до 2,5	до 35	стійка і середньої стійкості	легко і середньо-обвалювана	більш 10
Органне кріплення у сполученні з відсічним торпедуванням	до 3,5	до 18	стійка і середньої стійкості	важко-обвалювана	більш 10
Однобічна бутова смуга в сполученні з кострами	до 1,5	до 35	стійка і середньої стійкості	будь-якого обвалювання	будь-який
Двостороння бутова смуга	до 1,5	до 35	нестійка і середньої стійкості	будь-якого обвалювання	будь-який
Костри з круглого лісу або шпального бруса	до 3,5	до 35	Будь-яка	легко і середньо-обвалювана	будь-який
Бутокостри	до 3,5	до 35	стійка і середньої стійкості	важко-обвалювана	будь-який

13.2 Охорона штреку однобічною бутовою смугою (рис. 13.2)

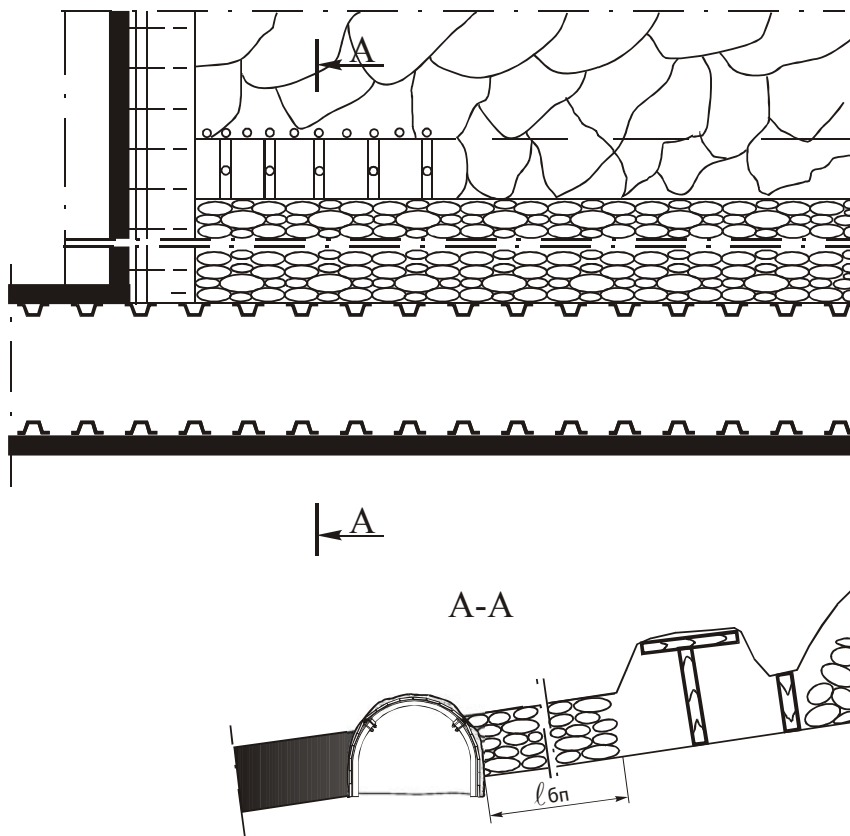


Рис. 13.2 Охорона виробки однобічною бутовою смугою.

Даний спосіб охорони може застосовуватися при будь-якій системі розробки.

При суцільній системі розробки з великим випередженням штреку щодо лави, а також при стовповій системі розробки найчастіше порода для зведення бутових смуг береться з бутового штреку. При проведенні штреку слідом за лавою або з невеликим випередженням (30-50м) порода від проведення штреку може закладатися в бутову смугу пневмозакладними або рідше скреперними установками. $L_{\text{оп}} \geq (8 \div 10)\text{m}$, але не менш 5 метрів.

При зведенні бутової смуги породою, одержуваною в бутовому штреку, закладка виконується, як правило, скреперною установкою.

Усадка бутової смуги при зведенні пневмозакладною установкою складає $(0,2 \div 0,25)\text{m}$, скреперною установкою ЗУ- $(0,3 \div 0,4)\text{m}$ і при зведенні вручну — $(0,5 \div 0,6)\text{m}$.

У результаті усадки бутової смуги й осідання порід покрівлі, що залягають над нею, виникає кососпрямоване навантаження, що діє на кріплення штреку. Як правило, воно приводить до деформації кріплення і необхідності перекріплення виробки.

З метою зменшення усадки бутових смуг, споруджуваних вручну, і підвищення їхньої несучої здатності на кафедрі розробки корисних копалин ДонНТУ розроблена технологія зведення смуг з мішків, заповнених породою. Лабораторні іспити показали, що усадка не перевищує $(0,15 \div 0,20)\text{m}$.

Для поліпшення стану охоронюваної виробки необхідно забезпечити приблизно однакову усадку порід покрівлі по обидва боки виробки.

Цього можна досягти в такий спосіб:

- 1- проведенням виробки з двосторонньою розкіскою;
- 2- бурінням розвантажувальних свердловин з боку масиву при однобічній бутовій смузі;
- 3- зведенням у виробленому просторі лави твердих штучних споруджень.

13.3 Охорона двосторонньою бутовою смугою (рис. 13.3)

Порода з бутового штреку закладається у верхню смугу, а від підризки в штреку — у нижню смугу (найчастіше скреперними установками). Довжина верхньої бутової смуги приймається не менш $(8-10)\text{m}$ а нижньої — $(8-10)\text{m}$. Уся порода від підризки в штреку розміщається в нижній бутовій смузі.

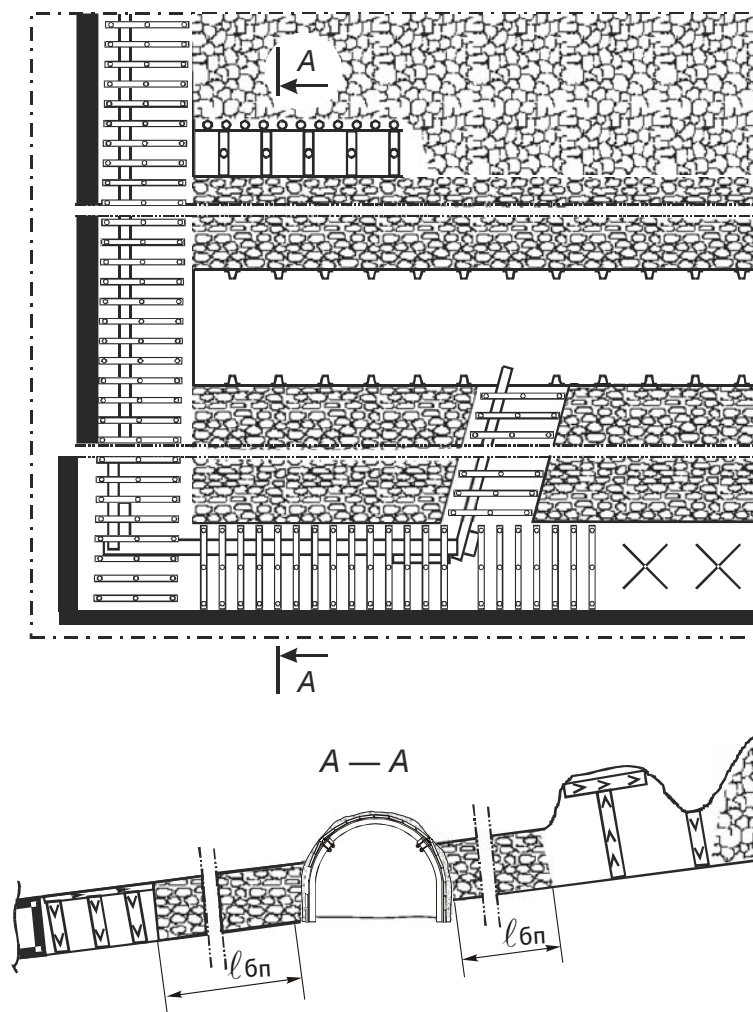


Рис. 13.3 Охорона виробки двосторонньою бутовою смугою

Згідно ПБ відставання породного вибою в штреку від вугільного вибою лави в залежності від застосовуваного устаткування в лаві повинне бути не більш 5;8 або 11м.

Кріплення встановлюється в зоні активних зсувів гірських порід. Тому для забезпечення стійкості штреку необхідно встановлювати кріплення з піддатливістю, що перевищує усадку бутових смуг, як правило, це КМП А-5.

Незважаючи на значні ускладнення в порівнянні з однобічною бутовою смугою схем транспорту і вентиляції, даний спосіб охорони одержує усе більше поширення на шахтах з великою глибиною розробки, на пластах зі слабкими вміщуючими породами і, особливо, на пластах з породами підосви, схильними до здимання.

Цей спосіб охорони застосовується при суцільній системі розробки “лава-штрек”. Як однобічна, так і двостороння бутові смуги застосовуються при наступній товщині пласта:

- 1) при зведенні бутових смуг вручну до 0,8-1м;
- 2) при зведенні ЗУ до 1-1,2м;
- 3) при зведенні пневмозакладною установкою до 1,5м.

Застосування розвантажувальних свердловин детально описано в розділі 6, тому тут не розглядається.

13.4 Охорона штреку БЖБТ і литою смугою з матеріалу, що швидко твердіє.

Охорона БЖБТ застосовується при будь-якій системі розробки, при породах, що вміщують пласт, не нижче середньої стійкості і при товщині пласта до 1,5м, при α до 18° .

Кількість тумб, споруджуваних на один погонний метр виробки, розраховується по формулі

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

де P – розрахункове навантаження на залізобетонні тумби, кН/м, приймається по таблиці 13.2. P_T – нормативна міцність матеріалу тумби, для бетону марок М-200, М-300 і М-400 відповідно дорівнює 40000, 60000 і 80000 кН/м²; F – площа тумби, м². Тумби викладаються з блоків, що випускаються з розмірами 0,40х0,50х0,10 м (46 кг) або 0,40х0,50х0,15 (75 кг). Відповідно $F = 0,20$ м².

Таблиця 13.2

Розрахункове навантаження на залізобетонні тумби

Товщина розроблювального пласта, м	Розрахункове навантаження P , кН/м, на залізобетонні тумби при покрівлях	
	легкообвалюваних	середньообвалюваних
до 1	4000	7000
1-1,5	7000	10000

При легкообвалюваних породах покрівлі зводиться один суцільний ряд, при середнеобвалюваних породах — найближчий до виробки ряд зводиться суцільним, а другий ряд — через тумбу, тобто на один погонний метр виробки викладається 3 тумби.

При важкообвалюваних породах покрівлі зводиться два суцільних ряди (рис. 13.4).

Тумби розклинюються дерев'яними клинами.

Щоб уникнути роздавлювання БЖБТ із боку виробленого простору пробивається органний ряд. Піддатливість тумб складає 0,15m, тобто, $K_{exp}=0,15$. Відстань від кріплення охоронюваної виробки до тумби (a) приймається від 0 до 1,5м. Щоб уникнути видавлювання призми сповзання, а, отже, і ніжок кріплення приймається $a \geq h$. Де h – висота нижньої подривки в штреку з боку лави.

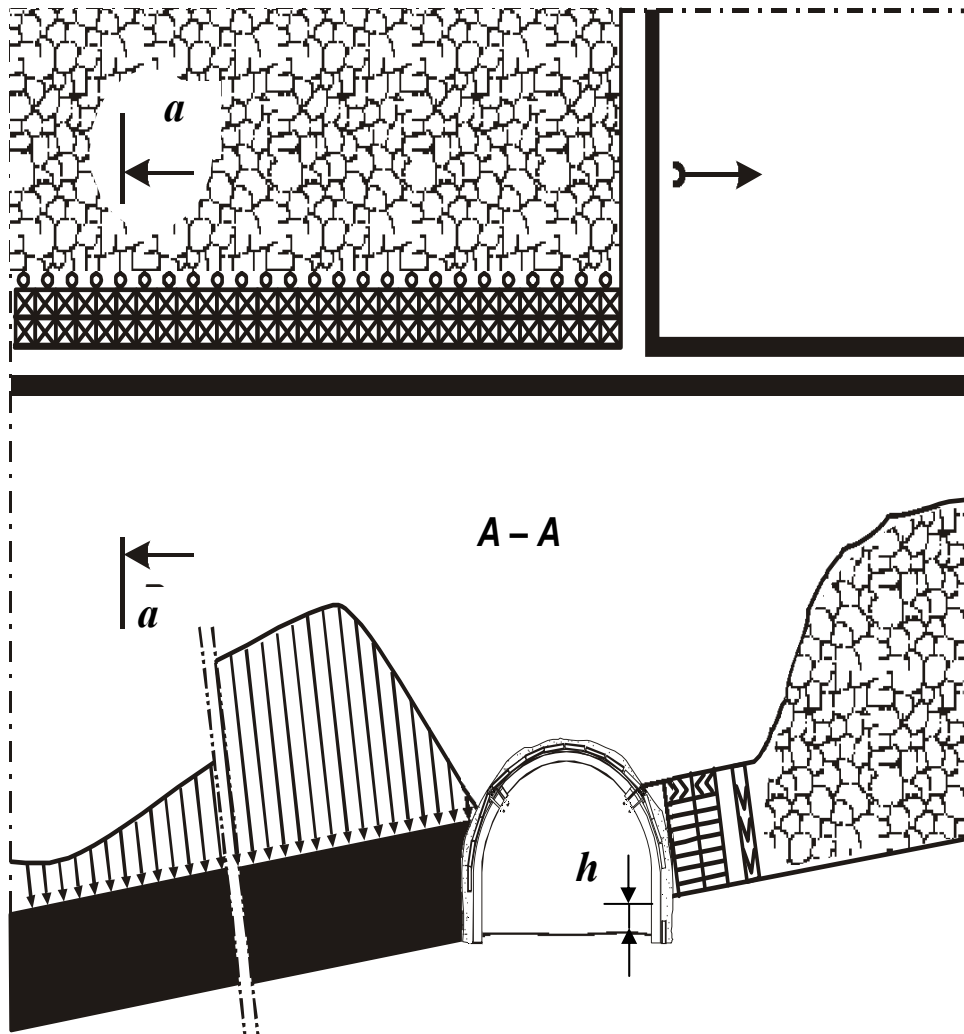


Рис. 13.4 Охорона виробки БЖБТ

При слабких породах підосви БЖБТ будуть вдавлюватися в неї, а при слабких породах покрівлі БЖБТ будуть «обіграватися», тобто породи покрівлі будуть обсипатися з боків БЖБТ.

Спосіб гарний, але має велику трудомісткість вантажно-розвантажувальних робіт.

Усунути цей недолік можна шляхом зведення литих смуг з матеріалів, що швидко твердіють. Для цього застосовуються піщано-цементні суміші, фосфогипс, ангідрид, дрібноздрібнений доменний шлак. Є досвід закладки дрібноздробленої породи з нагнітанням у неї спеціальних прискорювачів схоплювання.

Ширина литої смуги повинна прийматися відповідно до розрахунку, але не менш 1 м. Ширина литої смуги з матеріалу, що швидко твердіє, розраховується по формулі:

$$b = P / P_{лн}, \quad (13.4)$$

де P – розрахункове навантаження на литі смуги, кН/м, приймається по таблиці 13.3;

$P_{лн}$ – нормативна міцність матеріалу, що швидко твердіє, через добу після зведення литої смуги. Можна приймати $P_{лн} = 14000 \text{ кН/м}^2$.

Таблиця 13.3

Розрахункове навантаження на литі смуги.

Товщина розроблювального пласта m , м	Розрахункове навантаження P , кН/м, на литі смуги при покрівлях	
	середньообвалюваних або важкообвалюваних з розміцненням	важкообвалюваних
до 1	10000	15000
1 – 2	12000	17000
2 – 2,5	14000	20000

Відстань від контуру виробки до литої смуги (ширина берми) при стійкій покрівлі повинна бути не менше висоти нижньої подривки у виробці. При нестійкій покрівлі литу смугу варто зводити безпосередньо за контуром виробки (рис.13.5).

Процес зведення литої смуги механізований на 70-80%.

Відставання БЖБТ і литої смуги від вибою лави повинне бути мінімальним, для того, щоб породи покрівлі не встигли розшаруватися і прогнутися. У протилежному випадку кососпрямованого навантаження на

кріплення не уникнути. Недоліком охорони литою смугою є велика витрата лісоматеріалу для зведення опалубки, необхідність промивання шлангів і устаткування після кожного циклу зведення литої смуги.

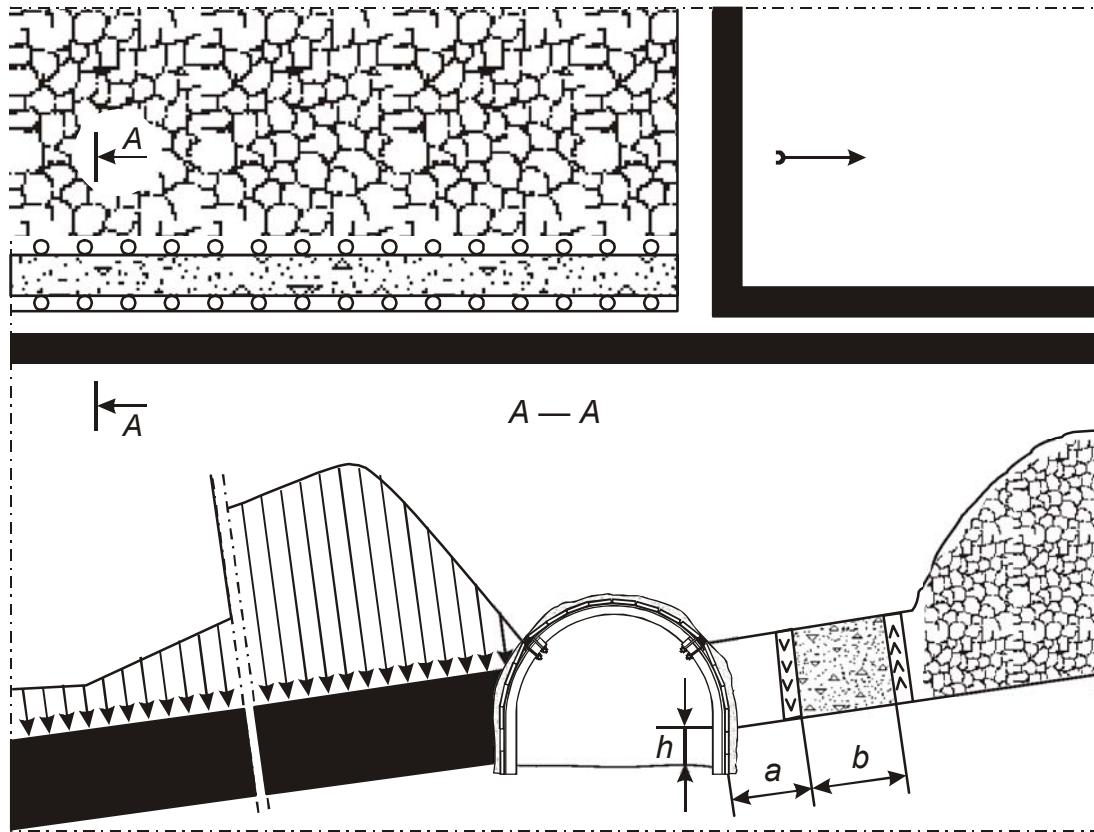


Рис. 13.5 Охорона виробок литою смугою з матеріалів, що швидко твердіють

ДонВУГІ розробив і випробував пересувну металеву опалубку, що скорочує витрату лісоматеріалів. Але вона не одержала поширення на шахтах Донбасу.

Лита смуга застосовується при будь-якій системі розробки, при товщині пласта до 2,5м, при α до 35° і при породах, що вміщують, не нижче середньої стійкості. Це прогресивний спосіб охорони.

В останні роки замість БЖБТ застосовуються газобетонні блоки. Вони в 1,5 рази легше БЖБТ і мають практично таку ж несучу здатність, а замість литої смуги – так називане, бікріплення. На відстані, рівному 1 м, пробивається два ряди органки. З внутрішньої сторони до дерев'яних стійок прибивається металева сітка. В отриманий простір заводиться міцна оболонка, так називаний,

мішок. У нього, по гнучкому шлангу стисненим повітрям подається приготовлена в штреку суміш – бікріплення. Після заповнення всього обсягу суміш, що залишилася, стисненим повітрям видувається у вироблений простір. У такий спосіб очищаються і пневмонагнітальна машина і шланг. Ця технологія дозволяє значно знизити витрату лісоматеріалів і підвищити продуктивність праці.

13.5 Охорона виробки дерев'яними органічними рядами.

Стійки встановлюються в 1 або 2 ряди. Кількість стійок на 1м виробки розраховується по формулі

$$n = P / P_{орг}, \quad (13.5)$$

де P – розрахункове навантаження на органку, кН/м, приймається по таблиці 13.4;

$P_{орг}$ – несуча здатність однієї стійки органічного кріплення, кН.

Для металевих податливих тумб і стійок $P_{орг}$ приймається за даними їхніх паспортів, а для дерев'яних стійок – діаметром 20 см при їхній довжині 1 м – 300 кН, 1-2 м – 250 кН і 2,0-2,5 – 200 кН.

При товщині пласта від 1 до 2м стійки встановлюються під брус товщиною 15 см, а від 2 до 2,5м — під брус і лежень такої ж товщини.

Стійки органічного кріплення на тонких і середньої товщини пластах варто встановлювати на зачищену підшву пласта, по нормалі до нашарування порід на відстані 0,5÷1,5м від кріплення охоронюваної виробки. Чим слабкіші породи підшви пласта, тим зазначена відстань повинна бути більше.

Таблиця 13.4

Розрахункове навантаження на органку.

Товщина розроблювального пласта m , м	Розрахункове навантаження P , кН/м, при покрівлях	
	легкообвалюваних	середньообвалюваних або важкообвалюваних з розміцненням
до 1	900	1400
1 – 2	1200	1800
2 – 2,5	1500	2200

При міцності порід підшви менш 20МПа стійки органічної кріпи потрібно встановлювати на подовжні лежні.

На пластах з нестійкою підшовою необхідно застосовувати дерев'яне органне кріплення з “кишенями” — нішами. При цьому дворядне органне кріплення на пластах тонких і середньої товщини встановлюють у виробленому просторі на відстані від виробки рівній $1,2 \div 2,0$ м, а перпендикулярно органному кріпленню убік виробки під дерев'яні бруси пробивають ряди стійок діаметром $12 \div 16$ см. У “кишенях”, що утворюються, при необхідності розміщують породу від підривки підшови виробки (рис. 13.6).

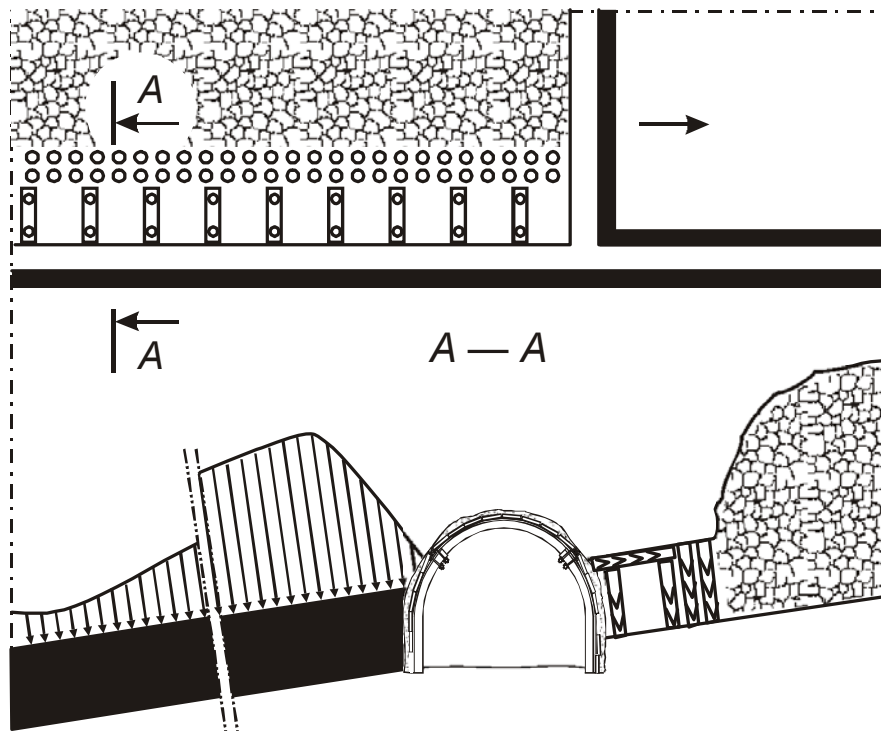


Рис. 13.6 Охорона виробки дерев'яними органними рядами.

У зв'язку з гострим дефіцитом лісоматеріалів застосовується рідко.

13.6 Охорона виробки бутокострами.

Цей спосіб охорони на шахтах Донбасу застосовувався ще в 30-х роках ХХ століття. У клеті, споруджувані поступово, вручну закладається дрібна порода.

Бутокостри забезпечують більшу твердість (меншу усадку), чим бутові смуги, зведені вручну і навіть скреперною установкою. Вони мають більшу площу опори, чим лита смуга з швидкотвердіючих матеріалів або органні ряди.

Це зменшує осідання порід покрівлі над виробленим простором і поліпшує стан охоронюваної виробки.

Однак через високу трудомісткість робіт і великі витрати лісу в даний час цей спосіб охорони застосовується дуже рідко.

13.7 Охорона виробок дерев'яними кострами.

Костри з круглого лісу або шпального бруса застосовуються при товщині пласта до 3,5м і куті падіння до 35° при будь-яких породах, що вміщають.

При товщині пласта до 2,5м костри встановлюються в один ряд (рис.13.7), а при товщині 2,5÷3,5м — у два ряди. Розміри кострів в площині пласта приймаються не менш 2м. Відстань між багаттями приймається рівним 1÷3м у залежності від стійкості покрівлі. Чим слабкіші породи покрівлі, тим зазначена відстань менше.

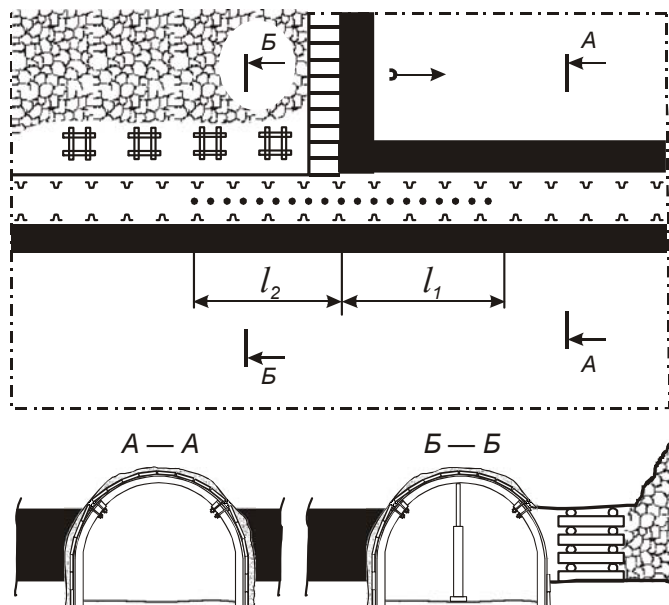


Рис. 13.7 Охорона штреку кострами

У чистому виді охорона виробки тільки дерев'яними кострами на шахтах Донбасу застосовується рідко.

Частіше застосовується в сполученні з бутовою смугою або органічним рядом. У цьому випадку костри викладаються по брівці між кріпленням виробки і бутовою смугою або органічними рядами.

Є досвід застосування кострів, споруджуваних з відрізків рейок або спецпрофілю, а також із залізобетонних шпал. Це дозволяє утилізувати

кріплення, рейки і шпали, що витягаються при погашенні виробок, і є непридатними для повторного використання.

У тому випадку, коли жодним з вище розглянутих способів не вдається забезпечити стійкість виробки для повторного її використання, виробка за лавою погашається, а для відпрацювання наступної лави проводиться вприсічку до виробленого простору нова виробка.

13.8 Проведення виробки вприсічку до виробленого простору.

Існує 3 схеми проведення виробки вприсічку до виробленого простору (рис. 13.8):

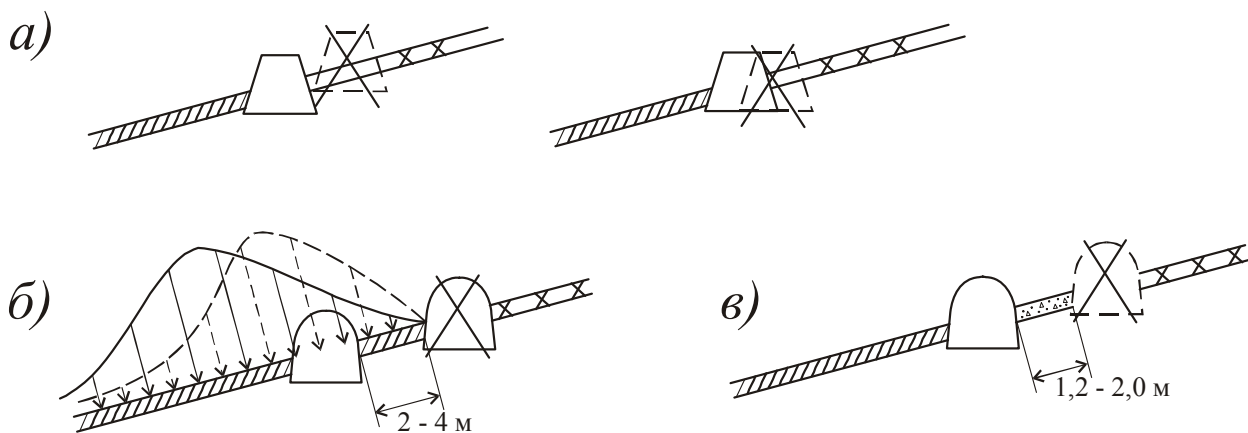


Рис. 13.8 Схеми проведення виробки вприсічку до виробленого простору.

а) повна присічка або з частковим використанням виробки, що погашається.

Ця схема застосовується при слабких вміщуючих породах на малих глибинах, наприклад, у Підмосков'ї. Для шахт Донбасу вона не типова.

б) із залишенням цілика вугілля між виробками, що погашається і проводиться розміром 2 ÷ 4 м.

в) проведення виробки вприсічку до ізолюючої смуги, споруджуваної при проведенні раніше використовуваної і погашеної виробки. Ця схема застосовується на пластах зі схильним до самозаймання вугіллям.

У результаті роздавлювання цілика вугілля, що залишається, у схемі б) максимум опорного тиску зміщується в глиб масиву.

Ця схема одержала найбільше поширення на шахтах Донбасу з наступних причин:

1) Присічна виробка проводиться за ЗНД (зоною підвищеної тріщинуватості) від виробки, що погашається, тобто під “свіжою” покрівлею. Тому імовірність вивалів породи і травматизму прохідників менше, ніж у схемі а).

2) Імовірність зустрічі виконавчого органа прохідницького комбайна з невитягнутим кріпленням погашеної виробки відсутня, а в схемі а), вона є. Імовірність вибуху метану, що зібрався в куполах над погашеною виробкою, при проведенні виробки БВР у схемі б) значно нижча, ніж у схемі а).

3) У результаті переміщення максимуму опорного тиску в глиб масиву напруги в породах, що вміщують присічну виробку, знижуються. У наслідок цього тиск на її кріплення зменшується.

У тому випадку, коли є флангові похилі виробки, проведення присічного штреку здійснюється з флангової виробки (рис. 13.9).

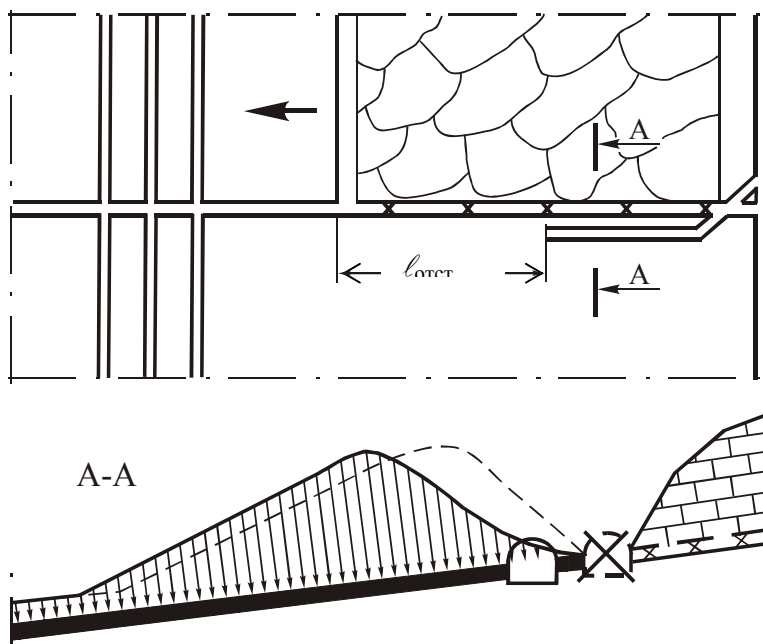


Рис. 13.9 Проведення присічного штреку з флангової виробки

Відставання вибою присічної виробки від вибою лави, що відпрацьовується, повинне бути таким, щоб вибій знаходився в зоні практично завершених зсувів підробленої товщі гірських порід. Чим слабкіші породи, тим швидше відбувається їх зсув. Чим більше глибина розробки, тим довше протікає процес зсуву. Тому в залежності від міцності порід, що вміщують

пласт, і глибини розробки відставання приймається в межах 90÷250 м, або в часі від 3 до 10 місяців відповідно до таблиці 13.5.

Проводити присічну виробку назустріч лаві, що відпрацьовується, не можна, тому що обидва штреки будуть «задавлені».

Таблиця 13.5

Параметри охорони присічної виробки

П а р а м е т р и	Значення параметрів при покрівлях		
	легко-обвалювані	середньо-обвалювані	важко-обвалювані
Необхідне відставання (м) вибою присічної виробки від очисного вибою, що рухається, при глибині їх розташування (м):			
Менш 300	90	120	180
300 – 600	120	150	210
більш 600	150	180	250
Необхідний розрив у часі (міс) між відпрацьовуванням лави і проведенням виробки на непожеженебезпечних пластах при глибині її розташування (м):			
Менш 600	3	5	8
Більш 600	4	6	10
те ж на пожеженебезпечних пластах	відповідно до басейнових “Інструкцій з попередження і гасіння підземних ендегенних пожеж”		

При відсутності флангової виробки проводити виробку вприсічку до виробленого простору можна при відпрацьовуванні виїмних ділянок через одну (рис. 13.10).

У порівнянні з раніше розглянутим варіантом даний варіант не вимагає проведення і підтримки флангової виробки, тобто витрати в нього менші. З іншої сторони витрати на підтримку проміжних приймально-відправних площадок будуть більшими, крім цього можливі прориви води і метану з вироблених просторів в присічні виробки.

Спосіб застосовується у важких гірничо-геологічних умовах (великі глибини, товщина пластів до і більш 3,5 м, важкообвалювані покрівлі, підосви пластів, що здимаються, слабкі, пластичні глинясті вміщуючі породи).

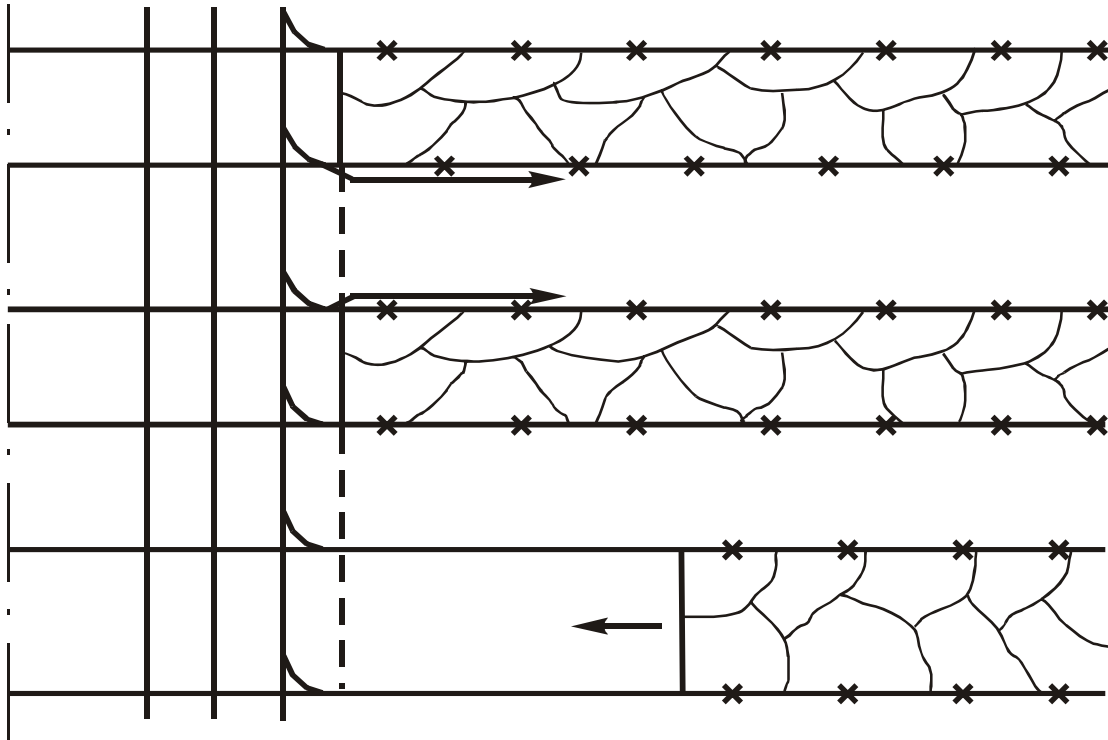


Рис. 13.10 Проведення виробок вприсічку до виробленого простору при відсутності флангової виробки

13.9 Проведення виробки по заваленим і ущільненим породам

В особливо складних умовах, тобто при великих глибинах ($H > 800\text{м}$), слабких вміщуючих породах, товщині пласта більш 1,5м виїмкові штреки проводяться по заваленим і ущільненим породам (рис. 13.11).

Цей варіант характеризується великою трудомісткістю, великим обсягом проведених і підтримуваних виробок. Але він дозволяє відпрацьовувати лаву з великим навантаженням у складних умовах, у яких раніше розглянуті способи охорони, включаючи проведення виробок вприсічку до виробленого простору, не дають належного ефекту. Вище лежачі породи покрівлі повинні бути легко обвалювані і добре ущільнятися. Як правило, це глинясті і слабкі піщані сланці.

Тому що потужність пласта більш 1,5 м, то згідно ПБ вентиляційний просік може проводитися вприсічку до колишнього відкаточного штреку без підривки вміщуючих порід.

Відставання вибою виробки, проведеної по заваленим і ущільненим породам, від лави, що відпрацьовується, повинне бути таким, щоб зсув підробленої товщі порід в основному завершився, тобто $l_{отс} \geq (0,6 \div 0,8)l$, але не менш двох місяців у часі.

Для того, щоб проведена виробка не потрапила в зону активізації зсувів раніше підробленої товщі гірських порід, вона повинна проводитися від колишнього відкаточного штреку на відстані $a \geq 15 \div 20\text{м}$. Ця виробка може проводитися як прохідницьким комбайном, так і БВР.

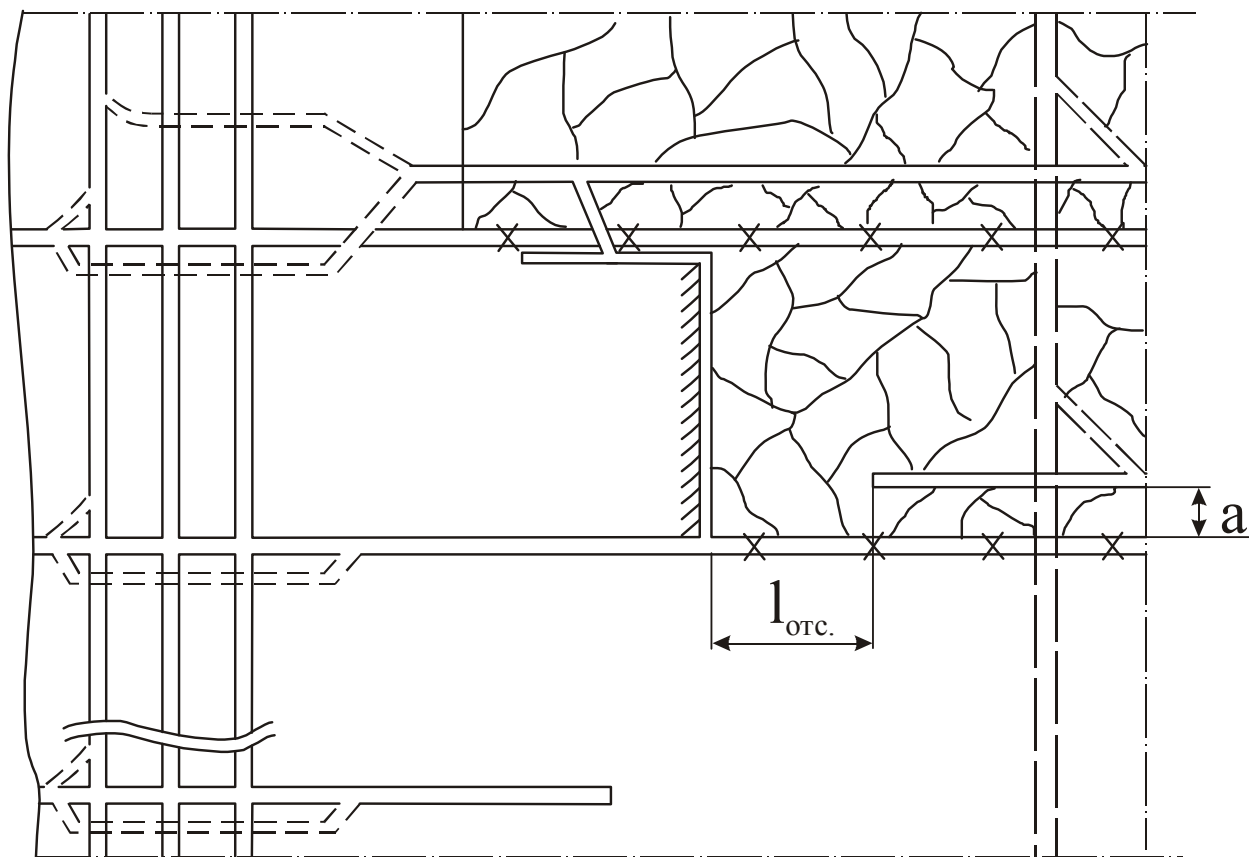


Рис. 13.11 Проведення виробок по заваленим і ущільненим породам

14. СПОСОБИ ОХОРОНИ ПІДГОТОВЧИХ ГІРНИЧИХ ВИРОБОК

До підготовчих гірничих виробок відносяться: бремсберги й ухили з хідниками, головні (корінні) штреки, магістральні штреки.

Підготовчі виробки служать десятки років, тому вимоги, що висуваються до них з погляду забезпечення експлуатаційного стану, значно вищі, ніж вимоги, що висуваються до виїмкових, тобто підготовчих гірничих виробок, примикаючих до очисних вибоїв. Витрати на додаткові заходи щодо охорони підготовчих гірничих виробок у порівнянні з аналогічними витратами на виїмкові виробки можуть бути значно більшими.

Розглянемо різні способи охорони підготовчих виробок на прикладі похилих виробок.

14.1 Охорона похилих виробок ціликами вугілля

В даний час на шахтах Донбасу близько 90% пластових похилих виробок охороняються ціликами вугілля. Це пояснюється простотою цього способу (рис. 14.1).

Для того, щоб виключити вплив очисних робіт на похилі виробки, розмір цілика повинний бути більше, ніж $L_{оп}$.

З урахуванням закономірностей перерозподілу опорного тиску при розвитку очисних робіт при прямому порядку відпрацьовування лави приймається $l_{ц.} \geq (0,8 \div 1,0)L_{оп.}$, а при зворотньому порядку — $l_{ц.} \geq (1,0 \div 1,2)L_{оп.}$

ВНІМІ рекомендує визначати розмір цілика з урахуванням піддатливості кріплення, встановленого у виробках. При цьому, чим більше піддатливість кріплення, тим менший буде розмір цілика.

Для того, щоб не було взаємного впливу рівнобіжних похилих виробок, щоб ЗНД не наложились, відстань між ними приймається $L_{\partial.} \geq (B_1 + B_2)K_1$, де $K_1 = 1 \div 5,5$ — коефіцієнт, що враховує глибину розташування виробки і міцність порід, що її вміщують.

Згідно НТП для панельних і етажних похилих виробок приймається $L_0 \geq 30-40\text{м}$. На великих глибинах сумарна довжина цілика складає 200-300м, тому даний спосіб охорони не перспективний для сучасних шахт Донбасу.

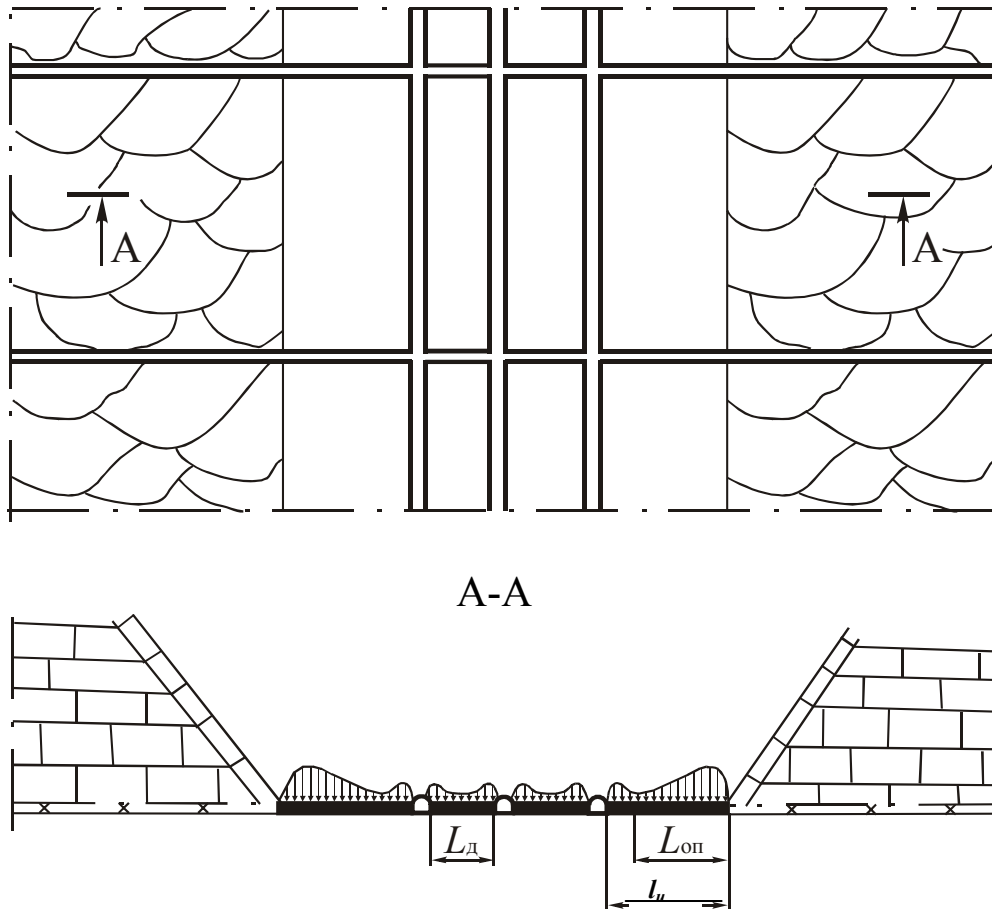


Рис. 14.1 Охорона похилих виробок ціликами вугілля.

Поліпшити стан похилих виробок можна за рахунок проведення їх по міцним породам підшви пласта.

14.2 Охорона польових похилих виробок смугою вугілля (рис. 14.2)

Виходячи з технологічних розумінь, польові виробки розташовуються від пласта по нормалі на відстані h , рівній 10-40м.

Розмір цілика вугілля приймається таким же, як у 1-м варіанті.

Вугільна смуга, що залишається, не перетинається виїмковими штреками. Тому після відпрацювання запасів панелі цю смугу можна відробити лавою по повстанню або по падінню.

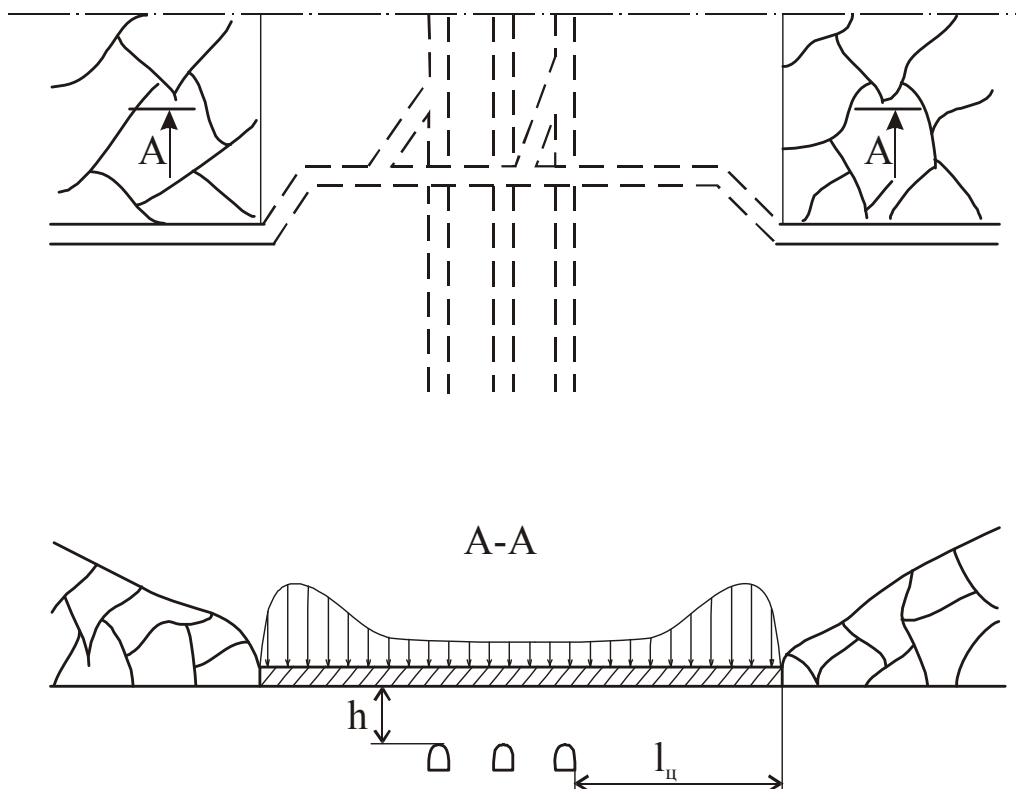


Рис. 14.2 Охорона польових похилих виробок смугою вугілля.

Цей спосіб охорони дозволяє в порівнянні з першим способом до мінімуму звести утрати вугілля і забезпечити кращу стійкість охоронюваних виробок. Спосіб перспективний.

14.3 Охорона похилих виробок, проведених слідом за розвантажувальною лавою, бутовими смугами (рис. 14.3)

Порода для зведення бутових смуг береться від підривки покрівлі при проведенні похилих виробок. Закладається в бутові смуги скреперними закладними установками. Усадка бутових смуг складає $(0,3 \div 0,4)\text{m}$. Згідно ПБ відставання породних вибоїв (бутових смуг) від вибою лави не повинне перевищувати 5; 8 або 11 метрів.

Тому піддатливість установлюваного кріплення повинна бути більше усадки бутових смуг. Для зменшення витоків повітря між рівнобіжними похилими виробками відстань між ними повинна бути $L_0 \geq 30-40\text{m}$. Виїмкові хідники розвантажувальної лави не підтримуються на всю довжину, тому ширина бутової смуги споруджуваної для їхньої охорони, приймається $L_{on} \geq (6 \div 8)\text{m}$.

Для того, щоб зберегти зону розвантаження, між виробленими просторами розвантажувальної лави і лав, що примикають, залишаються бар'єрні цілики. Щоб вони не роздавлювалися, ширина цілика повинна дорівнювати $L_{бц} \geq (2 \div 2,4)L_{он}$. Втрати при цьому будуть дуже великими. З метою зменшення втрат вугілля на шахтах залишають цілики менших розмірів, від 30м на малих глибинах ($H=300-400\text{м}$) до 90÷120м на великих глибинах ($H \geq 800-1000\text{м}$). За даними М.П. Зборщика і В.В. Назимко $L_{бц} \geq (0,1 \div 0,15)H$.

При цьому відбувається накладення епюр опорного тиску по краях бар'єрного цілика, різке збільшення сумарної напруги.

У результаті цього бар'єрний цілик частково роздавлюється. Однак, за рахунок опускання порід покрівлі і підняття порід підшови пласта усередині цього цілика формується ядро, що знаходиться в об'ємному напруженому стані. Воно має велику несучу здатність і запобігає об'єднанню склепін повних зсувів розвантажувальної лави і примикаючих лав, зберігаючи тим самим зону розвантаження.

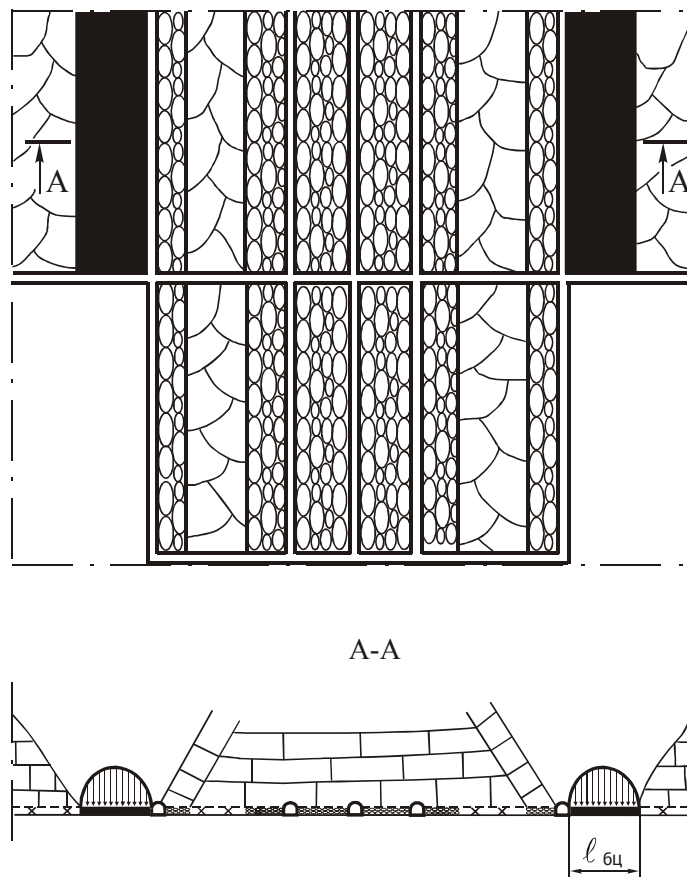


Рис. 14.3 Охорона похилих виробок, проведених слідом за розвантажувальною лавою, бутовими смугами.

Даний спосіб охорони характеризується дуже складною системою провітрювання і транспорту, складним ув'язуванням і великою трудомісткістю проведених гірничих робіт. У зв'язку з вище зазначеними недоліками може застосовуватися при дуже складних гірничо-геологічних умовах, а саме: при великій глибині, породах підшви пласта, що сильно здимаються, при товщині пласта до $1\div 1,2\text{м}$, відносно невисокій газоінтенсивності, необводнених вміщуючих породах. На шахтах Донбасу застосовується рідко.

14.4 Охорона похилих виробок двосторонніми бутовими смугами при проведенні їх індивідуальними вибоями (рис. 14.4)

Виробки проводяться відособленими вибоями з двосторонніми розкісками. Згідно ПБ можна не проводити додаткову виробку для вентиляції при довжині розкіски до 5м, тому ширина бутових смуг з боків похилих виробок не перевищує 5м. Розмір цілика між похилими виробками складає $L_{\text{ц}}=20\text{-}30\text{м}$. Довжина бар'єрного цілика приймається аналогічно попередньому варіантові $L_{\text{бц}}=30\div 120\text{м}$.

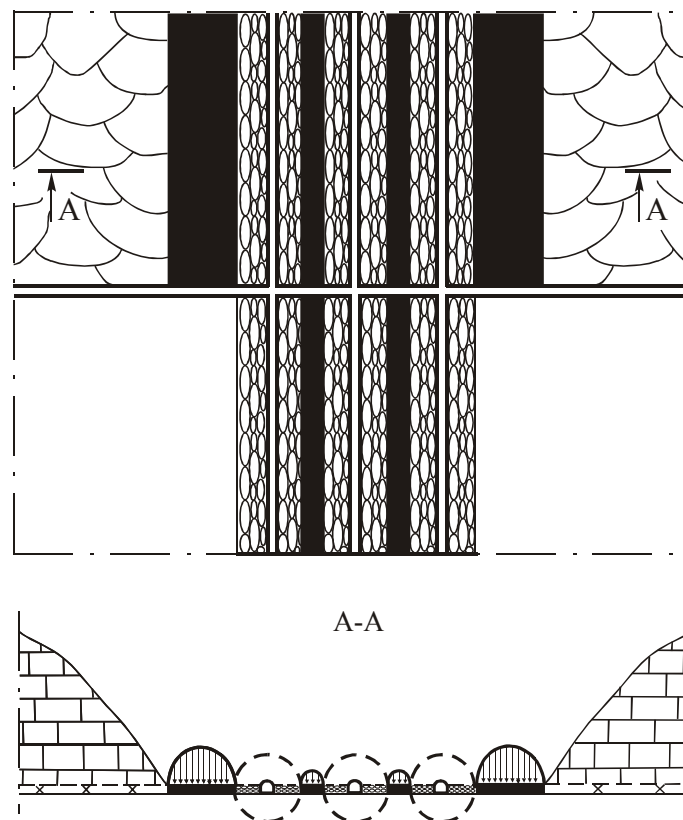


Рис. 14.4 Охорона похилих виробок двосторонніми бутовими смугами при проведенні їх індивідуальними вибоями

На невеликих глибинах можна замість бар'єрних ціликів залишати технологічні цілики розміром 10-30м. Зона розвантаження при цьому зберігатися не буде. Але навколо кожної похилої виробки зберігаються локальні зони розвантаження. Порода закладається в розкіски вручну.

Даний варіант охорони характеризується великою трудомісткістю робіт, складною схемою провітрювання розкісок, малим ступенем механізації робіт. У зв'язку з цим на діючих шахтах застосовується рідко. Є сенс застосовувати його на великих глибинах при породах підшви пласта, що сильно здимаються, при $m \leq 1,2$ та $m \leq 1,5$ м і при міцних породах покрівлі.

З початку 70-х років на шахтах Донбасу широке поширення одержали способи охорони, що базуються на розташуванні польових похилих виробок у зонах розвантаження. Зона розвантаження може створюватися попередньою, наступною або комбінованою надробкою. На діючих шахтах при відпрацьовуванні панелей, підготовлених шахтобудівниками, можливе застосування тільки наступної надробки.

14.5 Охорона польових похилих виробок розташуванням їх у зоні розвантаження, що створюється наступною надробкою (рис. 14.5)

З технологічної точки зору польові виробки проводяться від пласта на відстані, рівній 10÷40м. Згідно ПБ вихідний струмінь повітря може йти вниз по похилій виробці (вентиляційній збійці), якщо кут її нахилу перевищує 10° , при її довжині, що не перевищує 30м.

З геомеханічної точки зору віддалення польових виробок від пласта повинне бути таким, щоб ЗНД, що сформувалися навколо польових виробок, не вийшли в площину вугільного пласта.

При III типі НДС ширина ЗНД складає 6÷9м. Звідси $h_H \geq 10$ м.

Тому що виїмкові хідники розвантажувальної лави підтримуються на ділянці рівній 200÷400м, а не по всій довжині панелі, то для їхньої охорони досить зводити бутові смуги шириною $(6 \div 8)m$.

Як відомо, опорний тиск поширюється в підшву пласта на відстань рівну $(1 \div 2)L_{оп}$. Тому в породах, що вміщують польові виробки, у місці їх розташування, величина напруги буде близькою до опорного тиску. Іншими словами, над польовими виробками “прокочується” хвиля опорного тиску.

Як показує практика, на середніх і великих глибинах наступна надробка, як правило, приводить до необхідності перекріплення надроблених польових виробок. Після їхнього перекріплення в зоні розвантаження, весь час подальшої їх експлуатації, вони підтримуються з мінімальними витратами. При цьому витрати на їхню підтримку з урахуванням перекріплення за весь строк служби виробок будуть у 2÷3 рази меншими, ніж при охороні пластових похилих виробок ціликами вугілля.

Для зменшення шкідливого впливу наступної надробки необхідно на ділянці впливу опорного тиску і на ділянці формування зони розвантаження встановлювати кріплення посилення. Крім цього бажано приймати розвантажувальну лаву мінімальної довжини, рівної 130÷140м. При цьому P_{on} і L_{on} будуть меншими, ніж при більшій довжині лави (див. перерозподіл опорного тиску по периметру виробленого простору при розвитку очисних робіт).

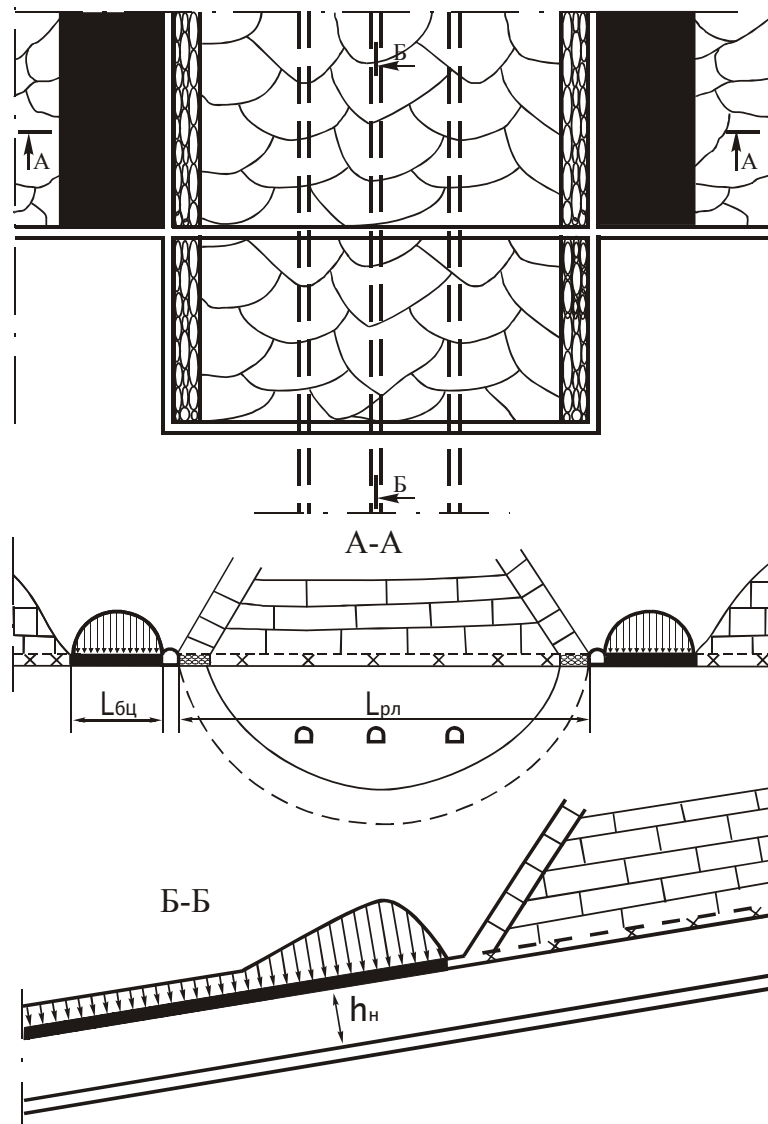


Рис. 14.5 Охорона польових похилих виробок розташуванням їх у зоні розвантаження, що створюється наступною надробкою.

При збільшенні швидкості посування розвантажувальної лави P_{on} і L_{on} збільшуються, але з іншої сторони час впливу опорного тиску на надроблювані виробки зменшується, (аналогія з ковзанярем, що проїжджає ділянку тонкого льоду. При малій швидкості лід проломиться під ковзанярем, а при великій — ні). У підсумку стан надроблюваних виробок зі збільшенням швидкості посування розвантажувальної лави значно поліпшується. Таким чином, необхідно домагатися максимальної швидкості посування розвантажувальної лави.

Для збереження зони розвантаження необхідно або залишати бар'єрні цілики (як показано в даному варіанті охорони), або в розвантажувальній лаві зводити по її кінцях за допомогою пневмозакладних установок бутові смуги великої довжини (як буде показано в наступному варіанті охорони похилих виробок). При підготовці нових панелей, блоків на діючих шахтах можливе застосування попередньої надробки польових виробок.

14.6 Охорона польових похилих виробок у зоні розвантаження, що створюється попереднім відпрацюванням розвантажувальної лави (рис. 14.6)

У порівнянні з наступною, при попередній надробці, польові похилі виробки проводяться в уже сформованій зоні розвантаження. Це є основною відмінністю і перевагою попередньої надробки в порівнянні з наступною.

Виробки проводяться в зоні розвантаження, тому, як правило, буде мати місце I або II тип НДС у породах, що вміщують польові виробки. При цьому розмір ЗНД не перевищує 3м. Виходячи з цього при попередній надробці відстань від пласта до польових виробок приймається меншою, ніж при наступній, а саме $h_n \geq 5\text{м}$.

Так само, як і у випадку наступної надробки, при попередній надробці польових похилих виробок зона розвантаження може зберігатися або залишенням бар'єрних ціликів, або зведенням у розвантажувальній лаві бутових смуг великої довжини $l_{on}=30\div 60\text{м}$.

Бутові смуги зводять пневмозакладними установками. Порода привозиться ззовні, що є недоліком.

Після ущільнення бутових смуг процес зсуву підробленої товщі гірських порід над середньою частиною розвантажувальної лави ще продовжується, тому формується вторинне склепіння повних зсувів і вторинна зона

розвантаження. На розрізі по А-А вони показані суцільною лінією. Розміри цих зон трохи зменшуються, але польові виробки залишаються в зоні розвантаження.

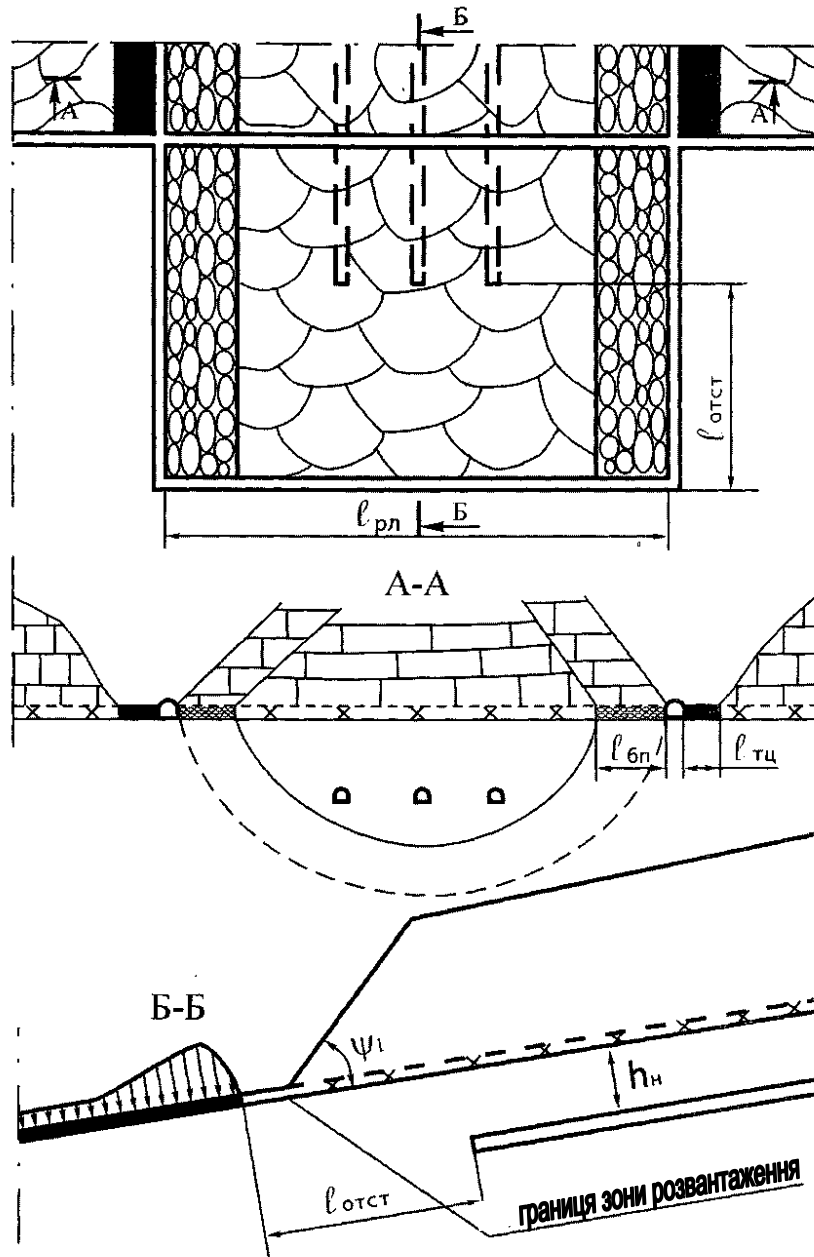


Рис. 14.6 Охорона польових похилих виробок у зоні розвантаження, що створюється попереднім відпрацюванням розвантажувальної лави

Для забезпечення безпечних умов монтажу при відпрацюванні суміжних лав прямим ходом або демонтажу устаткування при відпрацюванні лав зворотнім ходом залишаються технологічні цілики з розміром $l_{ми}=10\div30\text{м}$.

Виходячи з закономірностей розподілу опорного тиску по периметру виробленого простору при розвитку очисних робіт, при прямому порядку відпрацьовування лав приймаються $l_{мц}$ менше, ніж при зворотному. При зворотному порядку відпрацьовування суміжних лав, необхідно зупиняти ці лави відразу ж, після обвалення порід основної покрівлі для того, щоб тиск на технологічний цілик був мінімальним.

У вказівках ВНІМІ у залежності від глибини розробки, міцності порід, що вміщують польові виробки, і h_n , $l_{омст}$ рекомендується приймати від 5 до 40м. У старих підручниках рекомендувалося $l_{омст} \geq h_n \cdot \text{ctg} \varphi$, де $\varphi = 45 \div 55^\circ$.

Ці рекомендації не зовсім правильні, тому що при їхньому дотриманні вибої польових виробок будуть знаходитися поблизу границі зони розвантаження. У цьому випадку в місці їхнього знаходження зона розвантаження тільки формується, отже, у польових виробках буде спостерігатися інтенсивне здимання порід підосви. Породи піднімаються нагору, а потім опускаються вниз. Щоб уникнути здимання вибій польових виробок повинний знаходитися в місці де вже сформувалася зона розвантаження, тому $l_{омст} \geq (0,6 \div 0,8) l_{пл}$.

Попередня надробка значно краще наступної. Як при наступній, так і при попередній надробці польових похилих виробок лавами, що відпрацьовуються по падінню або повстанню, область застосування обмежується кутом падіння до $10 \div 12^\circ$, а при діагональному розташуванні вибою розвантажувальної лави — до $18 \div 23^\circ$. (Наприклад, на шахті ім. Калініна розвантажувальні лави відпрацьовані при $\alpha = 18 \div 20^\circ$).

При більшому значенні α надробка похилих польових виробок здійснюється лавами, що відпрацьовуються по простяганню.

14.7 Охорона польових похилих виробок при комбінованій надробці (рис. 14.7)

При наступній надробці всіх трьох польових похилих виробок лавою, що відпрацьовується по простяганню, мінімальний шкідливий вплив опорного тиску буде на найближчу до розрізної печі розвантажувальної лави похилу виробку, більшим на другу і максимальним на третю виробку.

Виходячи з перерозподілу опорного тиску по периметру виробленого простору при розвитку очисних робіт, вплив наступної надробки на польові виробки при відпрацьовуванні кожної наступної розвантажувальної лави буде

збільшуватися. Як правило, це приводить до необхідності перекріплення надроблювальних польових виробок.

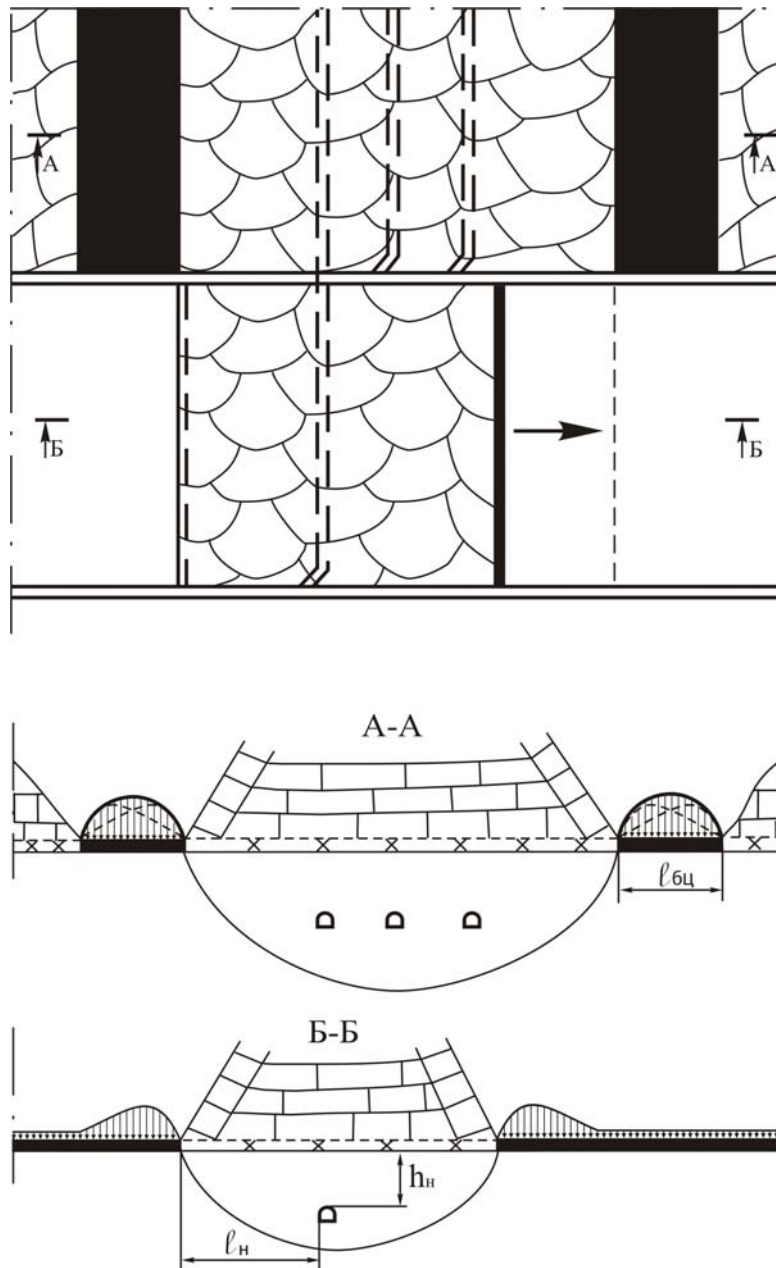


Рис. 14.7 Охорона польових похилих виробок при комбінованій надробці.

Для того, щоб усунути цей недолік, застосовують комбіновану надробку польових похилих виробок. При цьому найближча до розрізної печі похила виробка проводиться до рівня відкаточного штреку розвантажувальної лави, збивається з цим штреком і відпрацьовується по простяганню

розвантажувальна лава. Довжина ділянки, що відпрацьовується, дорівнює 200-250м.

Потім у зоні розвантаження, що сформувалася, проводяться дві польові похилі виробки, що залишилися.

Для першої виробки має місце наступна, а для інших — попередня надробка.

Для того, щоб зменшити вплив наступної надробки, відстань від проекції розрізної печі l_n повинна бути якнайменшою.

Але якщо розташувати розрізну піч розвантажувальної лави в безпосередній близькості від надроблювальної виробки, то ця виробка потрапить під вплив опорного тиску з боку масиву вугілля. Тому приймається $l_n \geq (1/4 \div 1/3) l_{p.л.}$ або відповідно до рекомендацій ВНІМІ.

Цей спосіб застосовується на шахтах Донбасу рідше, ніж попередня або наступна надробки, у зв'язку з ускладненням схем транспорту і вентиляції. Зона розвантаження зберігається шляхом залишення бар'єрних ціликів вугілля.

14.8 Охорона виробок шляхом проведення їх по заваленим і ущільненим породам (рис. 14.8)

Розглянуті вище способи охорони польових похилих виробок при їх наступній, попередній або комбінованій надробці поряд із зазначеними вище перевагами мають наступні недоліки:

1) виїмкові штреки пластові, а похилі виробки польові. У зв'язку з цим виникає необхідність проводити між ними з'єднуючі виробки, що приводить до збільшення витрат на проведення і підтримку гірничих виробок;

2) ускладнюються схеми транспорту і провітрювання (у зв'язку з тим, що виробки розташовуються в різних площинах);

3) при наступній надробці, як правило, необхідно перекріплювати надроблені виробки.

Уникнути вище зазначених недоліків можна при проведенні похилих виробок по заваленим і ущільненим породам.

Виробки проводять по заваленим породам покрівлі пласта. Підривку порід підпошви не роблять, тому що у випадку її підривки можливі динамічні навантаження на виконавчий орган прохідницького комбайна, а також виникають деякі труднощі при проведенні виробки БВР. Виробки проводяться в зоні розвантаження. Для того, щоб деформації кріплення цих виробок були

мінімальними, необхідно приймати відставання вибоїв похилих виробок від вибою розвантажувальної лави таким, щоб породи покрівлі пласта встигли ущільнитися, тому $l_{отст.} \geq (0,6-0,8)l_{р.л.}$.

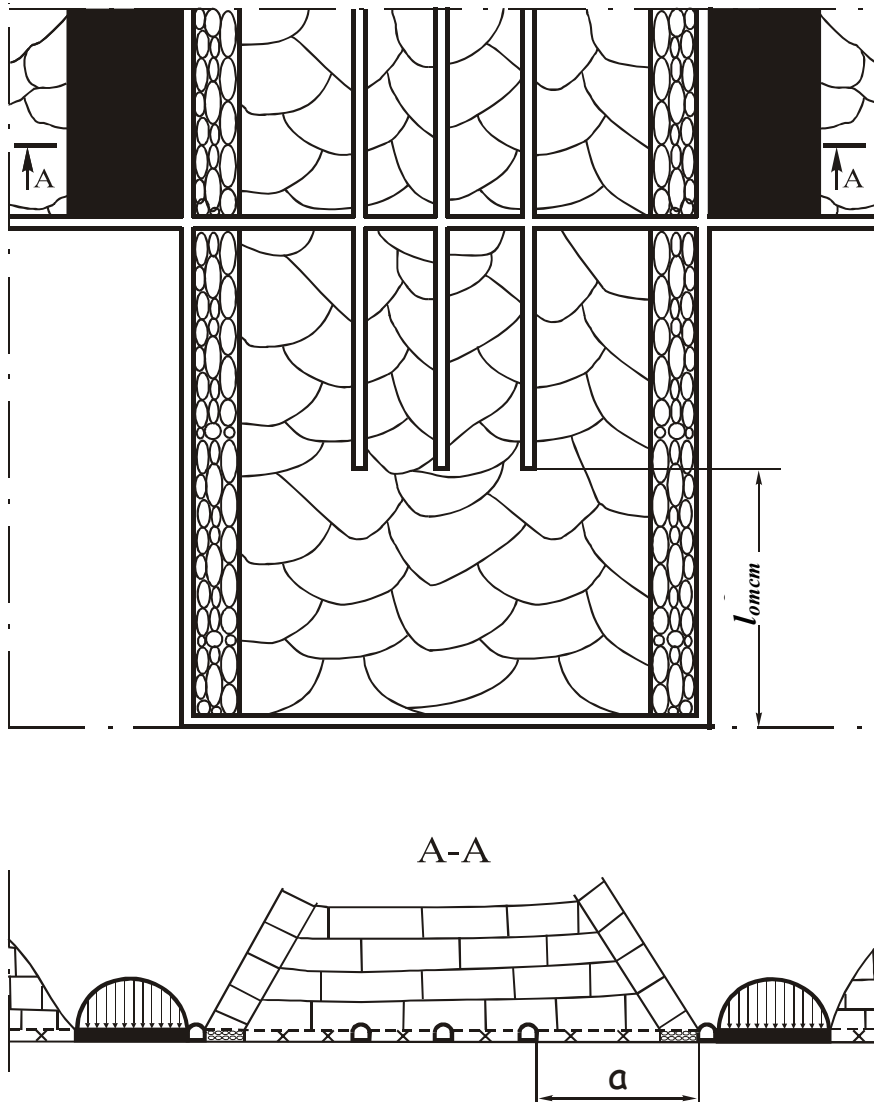


Рис. 14.8 Охорона виробок шляхом проведення їх по заваленим і ущільненим породам.

При легкообвалюваних породах покрівлі мінімальне відставання повинне бути не менш двох місячних подвигань розвантажувальної лави. Зона розвантаження може зберігатися, як і в раніше розглянутих варіантах шляхом зведення бутових смуг у розвантажувальній лаві довжиною 30-60м у сполученні з технологічними ціликами ($l_{м.ц.}=10\div30\text{м}$) або залишенням бар'єрних ціликів розміром $l_{б.ц.}=(0,1\div0,15)H$.

Зведення бутових смуг з погляду зменшення втрат вугілля, а також з економічної точки зору більш доцільне, чим залишення бар'єрних ціликів.

Бутові смуги зводяться пневмозакладними установками, тому вони можуть застосовуватися при товщині пласта до 1,5м.

Даний спосіб охорони може застосовуватися при товщині пласта більше 1 метра, при будь-яких породах підшви, включаючи ті, що сильно здимаються, при слабких легко обвалюваних і добре ущільнених породах покрівлі (глинясті і піщані сланці з $f \leq 6$). Породи повинні бути не обводнені.

Спосіб дуже перспективний і усе більше поширюється на глибоких шахтах Донбасу.

На діючих шахтах усе частіше застосовують комбіновані способи охорони гірничих виробок. Розглянемо один з них на прикладі магістральних штреків.

14.9 Проведення транспортного магістрального польового штреку в зоні розвантаження, а другого штреку — по заваленим породам (рис. 14.9)

По виробленому простору проводиться тільки одна виробка, тому $l_{p.л.}=100\div150\text{м.}$, $l_{отст.}\geq(0,6-0,8)l_{p.л.}$. Для збереження зони розвантаження або залишають бар'єрні цілики, або в розвантажувальній лаві зводять бутові смуги великої довжини. У випадку зведення в розвантажувальній лаві бутових смуг довжиною $30\div60\text{м}$ і залишення технологічних ціликів довжиною $10\div30\text{м}$ довжина лави приймається рівною 150м. У гіршому випадку, коли в лаві залишається бутова смуга довжиною $(8\div10)\text{м}$ і залишається технологічний цілик, склепіння повних зсувів розвантажувальної лави і лав, що відпрацьовуються по падінню, об'єднуються. Зона розвантаження зникає. Для того, щоб штрек, пройдений по заваленим і ущільненим породам, не потрапив у зону активізації зсуву раніше підробленої товщі гірських порід, він повинний розташовуватися від границі виробленого простору на відстані a , рівній $20\div25$ метрам.

При проведенні польового штреку як показано на рисунку 14.9 він зазнає шкідливий вплив наступної надробки лав, що відпрацьовуються по падінню. Тому його необхідно проводити в породах підшви (піщаниках) на відстані від пласта по нормалі рівній або більшій 10м. З іншого боку, щоб ця виробка не потрапила в зону впливу опорного тиску, що діє на бар'єрний цілик, відстань

від проекції границі цілика до польового штреку повинна прийматися у відповідності вказівкам ВНІМІ у межах $l_n=5\div 40\text{м}$.

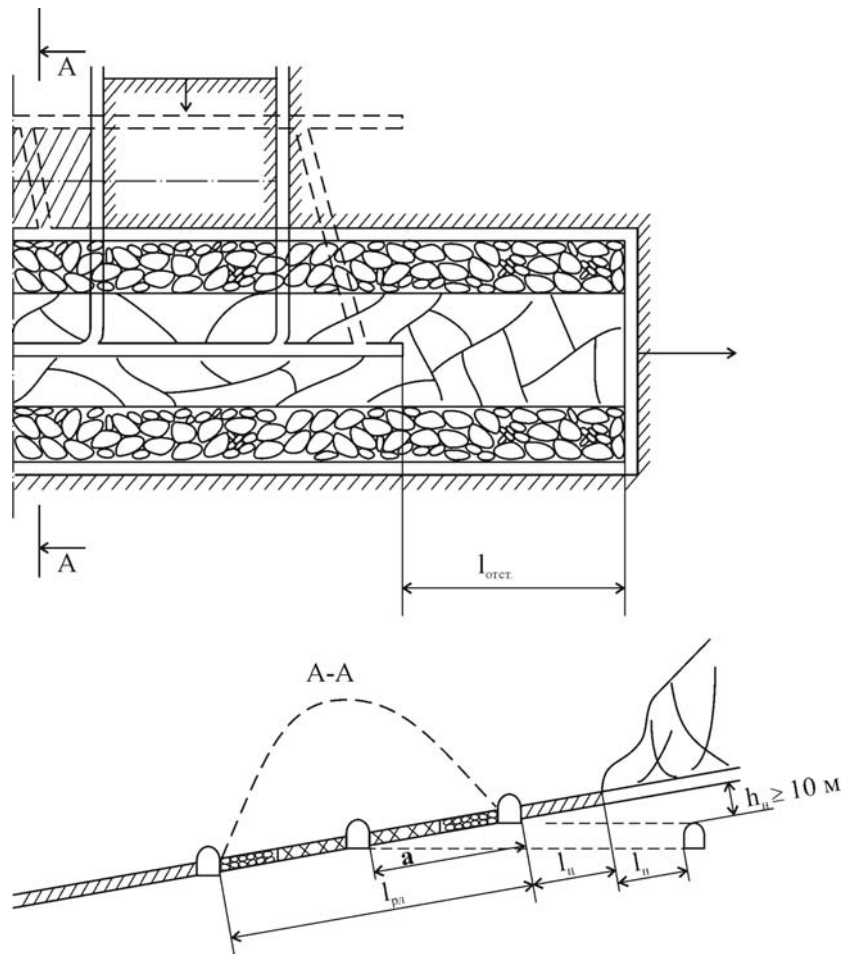


Рис. 14.9 Комбінований спосіб охорони магістральних штреків.

У тому випадку, коли є можливість, доцільно польовий штрек проводити у вже сформованій зоні розвантаження. Для цього необхідно підтримувати верхній штрек розвантажувальної лави на ділянці уже відпрацьованої по падінню лави. Через нього передавати вугілля по збійці на польовий штрек. Такий розвиток гірничих робіт приводить до ускладнення схем транспорту і вентиляції, але забезпечує гарний стан магістральних штреків, мінімальні витрати на їхню підтримку.

15. ОСОБЛИВОСТІ ОХОРОНИ ПОХИЛИХ ВИРОБОК ПРИ РОЗРОБЦІ СВІТИ ПОЛОГИХ ПЛАСТІВ

Розрізняють зближені пласти ($M \leq 40\text{м}$), близьколежачі ($M = 40 \div 100\text{м}$) і окремі (одиначні) ($M > 100\text{м}$).

При розробці зближених пластів, як правило, групування здійснюється на похилі виробки або магістральні штреки нижнього пласта. При цьому виїмкові виробки (штреки або хідники) проводяться на кожному пласті.

З боку очисних робіт нижнього пласта можливе застосування кожного з раніше розглянутих способів охорони похилих виробок.

З боку очисних робіт верхнього пласта можливе залишення смуги вугілля, наступна, попередня або комбінована надробка. У випадку залишення смуги вугілля її ширина приймається рівною або більшою сумарному розмірові цілика, залишеного на нижньому пласті (рис. 15.1).

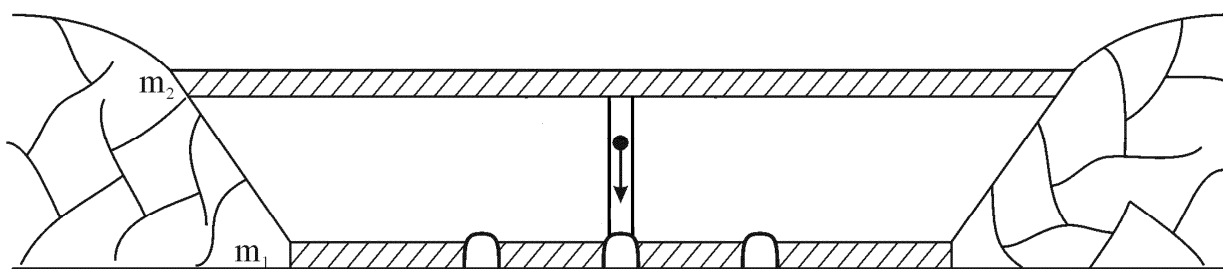


Рис. 15.1 Охорона групових похилих виробок нижнього пласта цівками, а з боку верхнього пласта — смугою вугілля.

При розробці близьколежачих пластів і охороні похилих виробок на кожному пласті цівками вугілля виробки намагаються розташовувати в створі, тобто на одній вертикальній лінії.

При цьому розміри цівків визначають виходячи з черговості розробки пластів, збереження або погашення виробок на пластах, виходячи з особливості схеми зсуву при розробці світи пологих пластів. У тому випадку, коли виробки підтримуються і на нижньому, і на верхньому пласті, розмір цілика на верхньому пласті визначається так само, як для одиначного пласта, тобто

$$L_y(m_2) = (0,8 \div 1,2) L_{on}. \quad (15.1)$$

На нижньому пласті цілик приймається більших розмірів на величину $x = M \cdot \operatorname{ctg} \delta_0$.

Якщо на нижньому пласті залишити цілик такої ж довжини, як і на верхньому, то крайова частина цілика верхнього пласта потрапить у зону прогину порід від проведення очисних робіт на нижньому пласті. У результаті цього цілик частково втратить несучу здатність, і опорний тиск переміститься у бік охоронюваних похилих виробок. Це може привести до деформацій кріплення і необхідності перекріплення виробок (рис. 15.2).

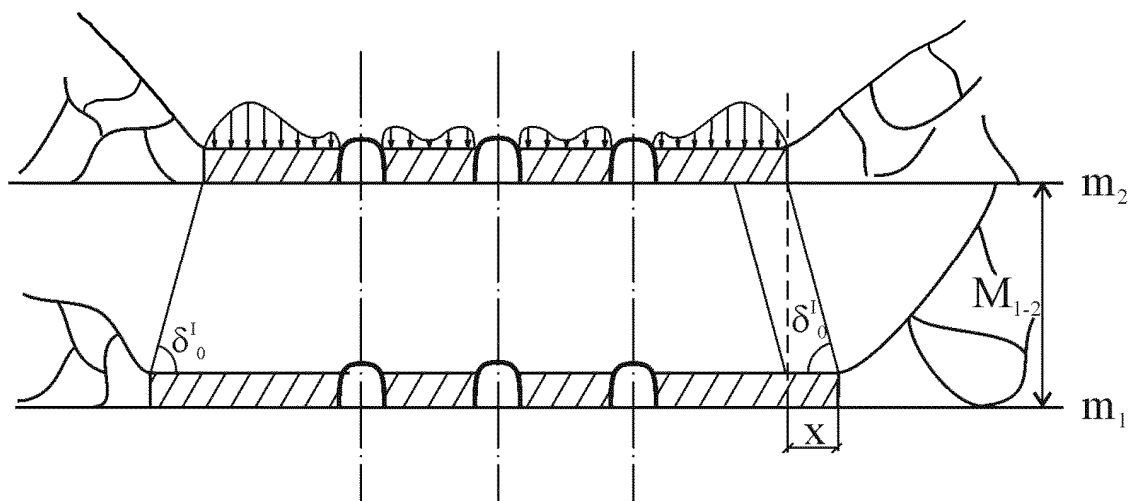


Рис. 15.2 Охорона похилих виробок ціликами вугілля при відпрацьовуванні двох пластів.

Згідно правил охорони, при первинній підробці товщі гірських порід δ_0 для Донбасу дорівнює 75° . При повторній підробці $\delta_0 = 80^\circ$.

Як при спадному, так і при висхідному порядку відпрацьовування близьколежачих пластів, при збереженні виробок на кожному пласті розмір цілика на нижньому пласті приймається більших розмірів, ніж на верхньому.

У тому випадку, якщо пласти відпрацьовуються по черзі, тобто рознесені в часі, розміри цілика на обох пластах визначаються як для одиночного пласта.

При відпрацьовуванні трьох пластів нижній пласт m_1 підробляє верхній і середній пласти, тому граничний кут зрушення в породах між пластами m_1 і m_2 $\delta_0' = 75^\circ$.

Пласт m_2 удруге підробляє верхній пласт m_3 . Тому: $\delta_0'' = 80^\circ$. (рис. 15.3)

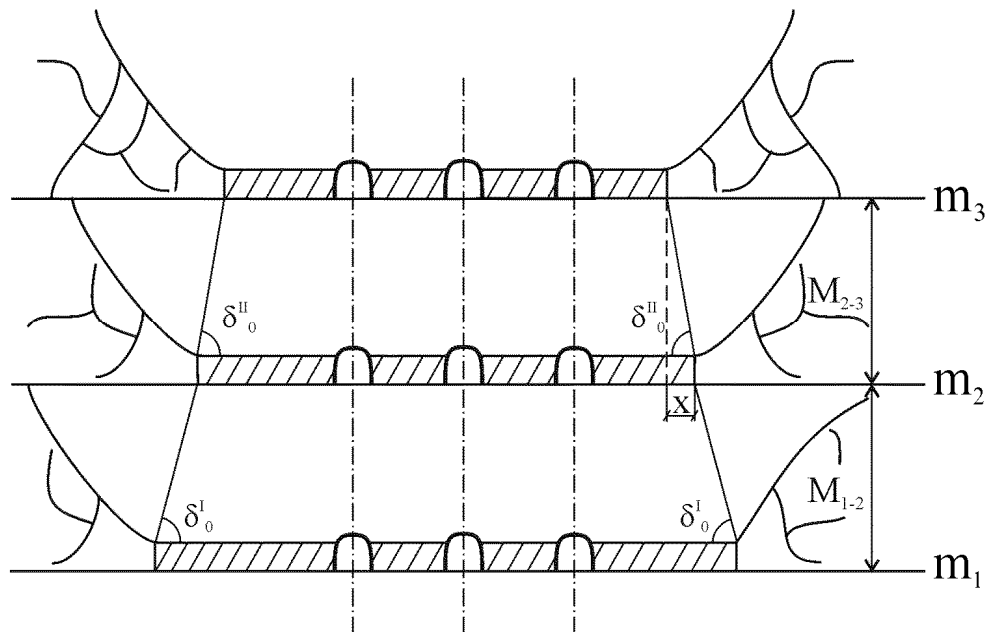


Рис. 15.3 Охорона похилих виробок ціликами вугілля при розробці трьох пластів.

У тому випадку, коли є можливість рознести похилі виробки одного пласта на відстань у декілька сотень метрів від похилих виробок іншого пласта, розміри ціликів на цих близьколежачих пластах визначаються так само з урахуванням особливостей схеми зсуву при розробці світи пологих пластів (рис. 15.4).

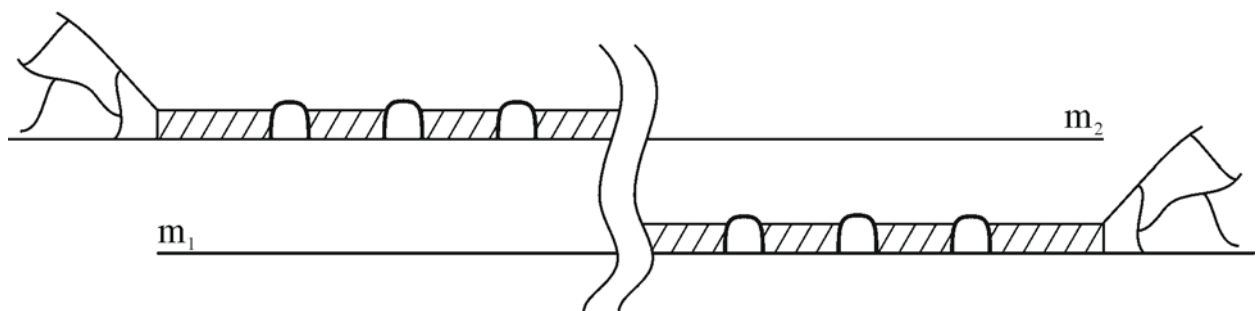


Рис. 15.4 Рознесення похилих виробок близьколежачих пластів по простяганню.

Як при спадному, так і при висхідному порядку відпрацьовування близьколежачих пластів, на пласті, що відпрацьовується в першу чергу, розмір цілика визначається так само, як для одиночного пласта $l_y=(0,8\div 1,2)L_{on}$. На пласті, що відпрацьовується в другу чергу, за умови неповної підробітки земної поверхні першим пластом, розмір цілика приймається менше, ніж для одиночного пласта, а саме $l_y=(0,5\div 0,8)L_{on}$. А за умови повної підробітки земної поверхні l_y визначається так само, як і для одиночного пласта.

16. СПОСОБИ ОХОРОНИ ШТРЕКІВ КРУТОСПАДНИХ ПЛАСТІВ

16.1 Особливості охорони штреків на крутоспадних пластах.

На крутому падінні в порівнянні з пологим, маються наступні особливості:

- 1- набагато більше геологічних порушень;
- 2- багато пластів мають вміщуючі породи схильні до сповзання;
- 3- зсув порід відбувається в основному в напрямку, перпендикулярному напластуванню;
- 4- шахти розробляють десятки пластів, тому має місце багаторазова підробка і надробка товщі гірських порід.

Усі вище перераховані фактори приводять до того, що умови підтримки виїмкових штреків значно складніші, ніж на пологому падінні.

Тому доцільно застосовувати спеціальні кріплення, що мають піддатливість, як у вертикальному, так і в горизонтальному напрямках (наприклад, КМП А-4). Крім того, відрізняються і способи охорони виїмкових штреків пластів крутого падіння.

16.2 Способи охорони відкаточних штреків крутоспадних пластів

В даний час найбільш часто відкаточні штреки на крутому падінні охороняються ціликами вугілля, штучними ціликами і проводяться в підшві пласта, що відпрацьовується.

16.2.1 Охорона вугільними ціликами (рис. 16.1)

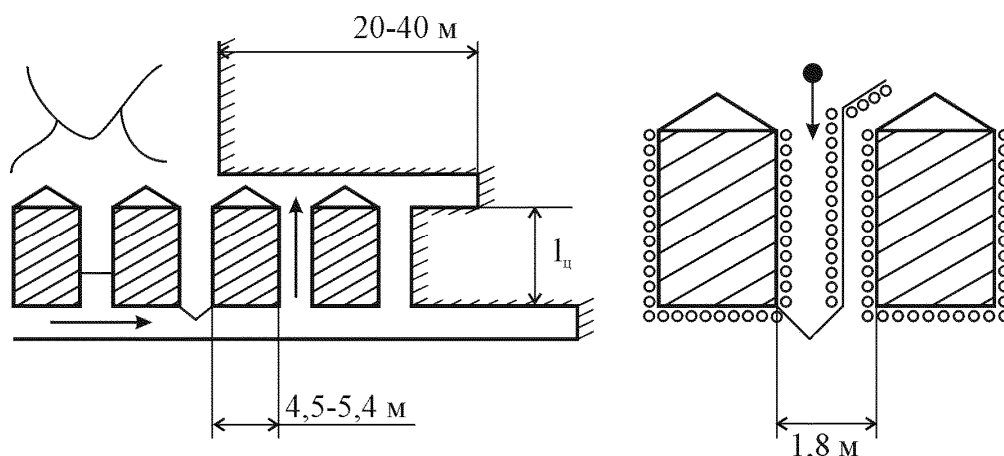


Рис. 16.1 Охорона відкаточного штреку вугільними ціликами

У залежності від товщини розроблювального пласта (m) і міцності вугілля (R) вугільні цілики по падінню приймаються розміром $6\div 14\text{м}$.

Чим більше m і менше R , тим більше розмір цілика. По простяганню ширина цілика приймається 4,5 або 5,4м. Для запобігання висипання вугілля з ціликів вони оконтурюються по периметру дерев'яним привибійним кріпленням. Під стійки обов'язково пробиваються затяжки.

Вугільні цілики не рекомендується або забороняється залишати на викидонебезпечних пластах, що несуть загрозу по гірських ударах, схильних до самозаймання, на захисних пластах, а також на зближених пластах. Вони практично застосовуються повсюдно на пластах з вміщуючими породами, схильними до сповзання.

Для запобігання сповзання порід покрівлі або підосви пласта не бажано перетинати штреком схильні до сповзання шари гірських порід. При необхідності це зробити, величина підривки не повинна перевищувати 25% потужності цього шару.

Порядок відпрацьовування етажа прямий (від центра до границь шахтного поля), при цьому можливе відпрацьовування виїмкової ділянки на передні проміжні квершлагги (стовпова система) або на задні проміжні квершлагги (суцільна система розробки). Застосовуються також комбіновані системи розробки. У зв'язку з повсюдним застосуванням на крутому падінні електровозної відкатки вугілля необхідно підтримувати пластовий відкаточний штрек у виробленому просторі для здійснення маневрів. З погляду зменшення витрат на охорону штреків, необхідно застосовувати стовпову систему розробки. На жаль, через цілий ряд різних причин (недостатнє фінансування, нестача кріплення, недолік прохідницького устаткування і т.д.) близько 80% лав, що відпрацьовуються по простяганню за допомогою виїмкових комбайнів або відбійних молотків, працюють по суцільній системі розробки.

Буріння з відкаточного штреку свердловин по вугільному пласту для дегазації пласта або для нагнітання води у вугільний пласт з метою запобігання раптових викидів вугілля і газу приведе до ослаблення і можливого висипання вугільних ціликів, що залишаються для охорони відкаточного штреку.

Спосіб застосовується досить широко, але від нього необхідно відмовлятися там, де це можливо. На пластах з вміщуючими породами, не схильними до сповзання, застосовуються штучні цілики різної конструкції.

16.2.2 Охорона відкаточного штреку штучними ціликами (рис. 16.2)

Костри застосовують різної конструкції: звичайні (клеті), накатні костри, кустокостри. Досвід показує, що найбільшу твердість мають кустокостри. Тому вони кращі. Як показує практика, імовірність зсуву порід покрівлі і підосви на сполученні нижнього уступу з відкаточним штреком при охороні штучними ціликами в кілька разів більша, ніж при охороні вугільними цілинами.

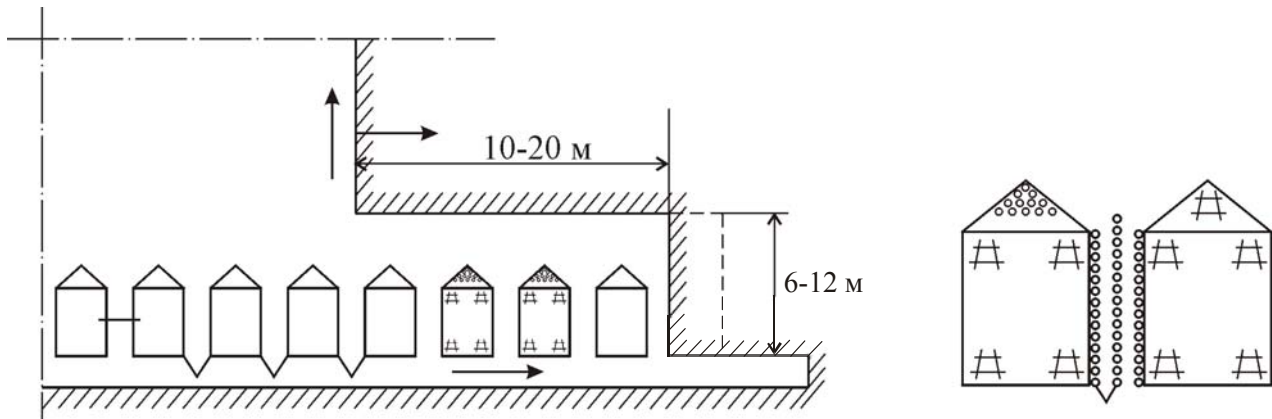


Рис. 16.2 Охорона відкаточного штреку штучними ціликами.

Для запобігання завалів нижньої частини лави необхідно зменшити до мінімуму розміри випереджальної печі і розміри магазинного уступу, застосовувати стовпову систему розробки. За даними Горлівського відділення ДонВУГІ штучні цілики можуть застосовуватися приблизно на 70% шахтопластів Центрального району Донбасу. Одним з великих недоліків цього способу є велика витрата лісу.

16.2.3 Охорона польових відкаточних штреків

У зв'язку з тим, що на будь-якій шахті ЦРД розробляються світи зближених пластів, на них застосовується групування. При цьому доцільно групові штреки проводити в підосві нижнього пласта даної світи по міцним гірським породам (піщаникам або сланцям). Досвід показує, що і при відпрацюванні одиночних пластів зі слабкими вміщуючими породами усе більше поширення одержує відпрацювання їх на польові штреки (рис. 16.3).

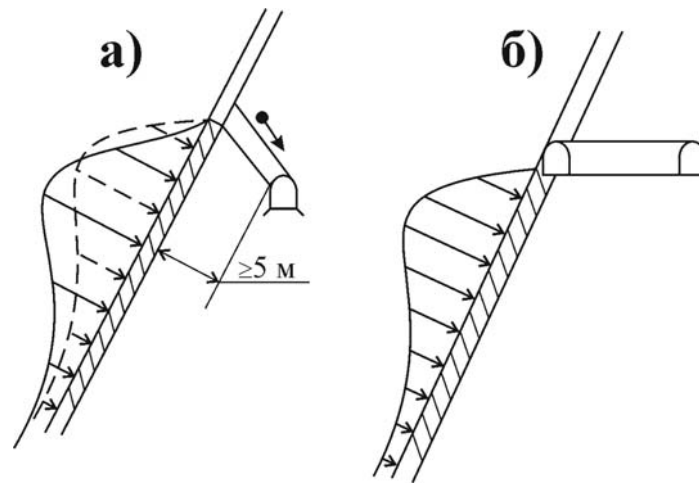


Рис. 16.3 Відпрацьовування на польовий штрек:
а) – через скат; б) – через проміжний квершлаг

При відпрацьовуванні на польовий штрек через скати, польовий штрек знаходиться в зоні впливу опорного тиску. З метою зменшення деформацій кріплення можна застосувати ВЦР. Це приведе до деякого зменшення впливу опорного тиску на польовий штрек при його надробці. Для того, щоб після надробки польовий штрек знаходився в зоні розвантаження, необхідно робити відпрацьовування пласта через проміжні квершлаг. Шкідливий вплив наступної надробки на польовий штрек при відпрацьовуванні лав відбійними молотками, комбайнами або щитовими агрегатами доцільно компенсувати за допомогою ВЦР. Після надробки польовий штрек буде знаходитися в зоні розвантаження. Пластовий відкаточний штрек погашається.

Спроби застосування БЖБТ для охорони відкаточних штреків крутого падіння не увінчалися успіхом через складність їхнього зведення.

Застосування бутових смуг для охорони відкаточного штреку також практично неможливо, тому що підривка порід покрівлі або підосви, як правило, приводить до їхнього сповзання і завалу лави. Були пропозиції зводити бутові смуги за допомогою пневмозакладних установок типу “Титан”. Це важко реалізується в зв'язку з тим, що доставлену у вагонетках породу необхідно вручну закладати в дробильну установку.

Горлівське відділення ДонВУГІ запропонувало залишати на відстані в 14-16м від відкаточного штреку цілики вугілля розміром по падінню, рівним 4-6м для того, щоб створити локальну зону розвантаження навколо охоронюваного штреку. Цей спосіб вимагає апробації. При наявності викидонебезпечних пластів (а на шахтах ЦРД це практично звичайне явище) залишати цілики

вугілля не можна, тому що вони будуть концентраторами напруг і будуть викликати викиди вугілля і газу.

16.3 Способи охорони вентиляційних штреків на крутоспадних пластах

В даний час найбільш широко застосовується охорона вентиляційних штреків з боку очисного вибою ціликами вугілля (близько 30%) і бутовими смугами (близько 70%).

16.3.1 Охорона пластового вентиляційного штреку ціликами вугілля (рис. 16.4)

Як правило, вентиляційний штрек проводиться по завалу, тобто по “задавленому” колишньому відкаточному штреку. Тому проведення вентиляційних штреків здійснюється за допомогою відбійних молотків вручну.

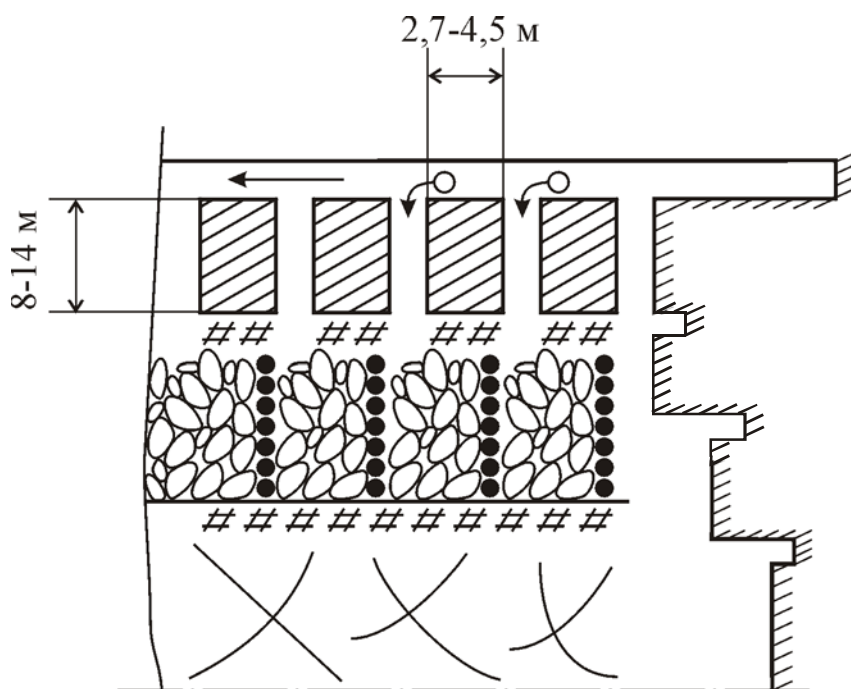


Рис. 16.4 Охорона пластового вентиляційного штреку ціликами вугілля.

Охорона вентиляційних штреків вугільними ціликами допускається при наявності досить слабких вміщуючих порід. У залежності від товщини пласта і міцності вугілля розміри ціликів по падінню приймаються від 8 до 14м.

Безпосередньо під вугільні цілики встановлюються дерев'яні костри через 1,8м по простяганню.

Порода від проведення вентиляційного штреку, щоб не видавати її на поверхню, закладається в бутову смугу, розташовану під ціликами вугілля. Розмір цієї смуги визначається товщиною пласта і перерізом вентиляційного штреку.

16.3.2 Охорона вентиляційного штреку бутовою смугою (рис. 16.5)

Порода від проведення вентиляційного штреку, його перекріплення закладається в бутову смугу.

Бутова смуга в цьому випадку може мати довжину 10÷30м іноді і більше. Для її втримання зводиться два опірних ряди кострів, крім цього безпосередньо під штреком зводиться ще один ряд кострів.

Тиск закладного матеріалу великий, тому, як правило, відшивка закладних шухляд здійснюється подвійним органом рядом. Цей спосіб є найбільш розповсюдженим.

Основний недолік — дуже велика витрата лісу.

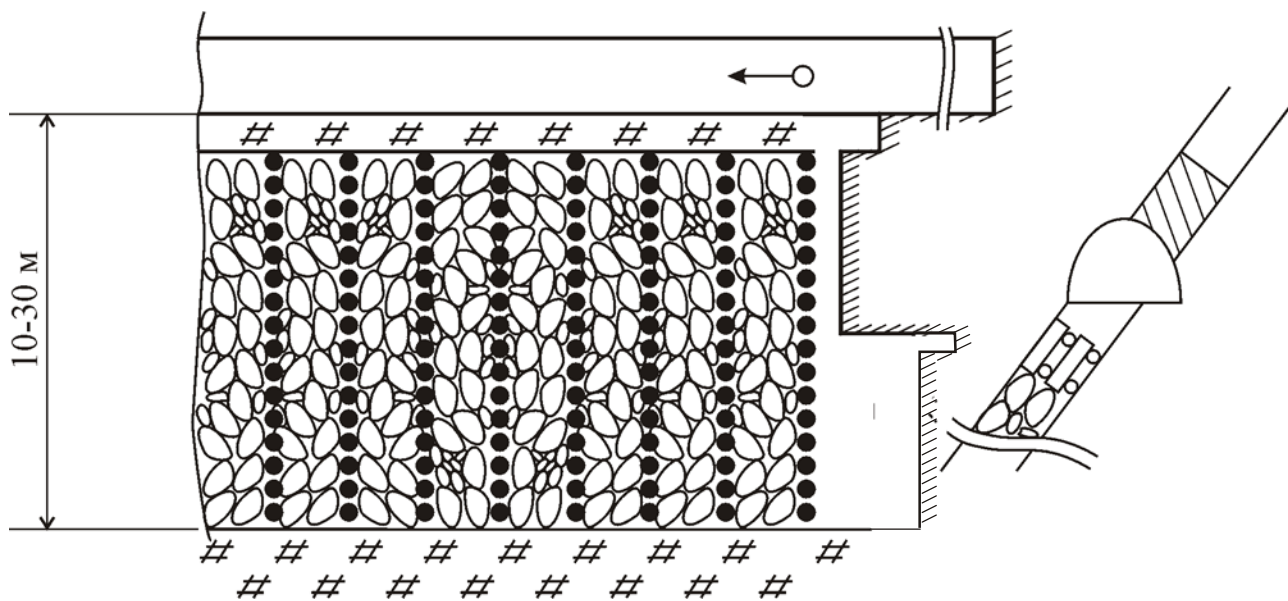


Рис. 16.5 Охорона вентиляційного штреку бутовою смугою

16.3.3 Проведення “мінусових штреків”

Починаючи з 1975р. на шахтах крутого падіння намагалися впровадити проведення, так званих ,“мінусових штреків” за аналогією з присічними виробками на пологому падінні (рис. 16.6).

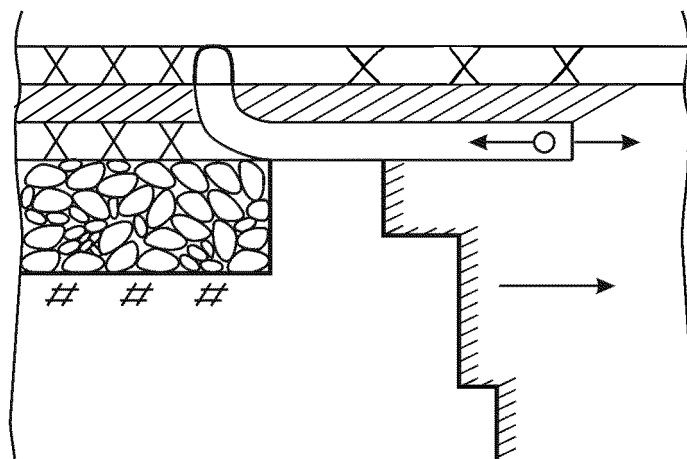


Рис. 16.6 Проведення “мінусових штреків”

Щоб уникнути самовільного перепуску породи з верхнього етажа вугільний цілик по падінню між колишніми відкаточними і проведеним вентиляційним штреками полишається розміром 6÷8м.

При цьому відбувається “втрата горизонту”. Для здійснення доставки кріпильного матеріалу у вибій вентиляційного штреку на квершлагах необхідно встановлювати лебідки.

Це основна причина по якій цей спосіб дотепер не знайшов практичного застосування.

16.3.4 Розташування польових вентиляційних штреків у зоні розвантаження

Дослідження на моделях з еквівалентних матеріалів, а також шахтні дослідження показали, що після погашення відкаточного штреку виникає зона розвантаження у виді овалу, довга вісь якого витягнута в напрямку, перпендикулярному нашаруванню порід, з розмірами, зазначеними на рис. 16.7.

Як видно з цього рисунка, при розташуванні вентиляційного штрека в породах підосви пласта переріз виробки може частково виходити за границі ЗНД (зони розвантаження). Тому в результаті її проведення порушується

рівновага системи «кріплення-порода» і збільшується розмір ЗНД. Це приводить до збільшення зсувів на її контурі і, як наслідок, до збільшення навантаження на кріплення штреку.

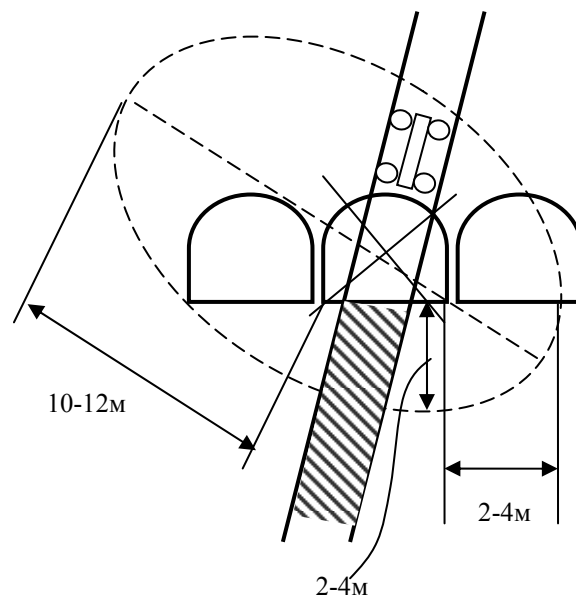


Рис. 16.7 Розташування польових вентиляційних штреків у зоні розвантаження.

При проведенні вентиляційного штреку в породах покрівлі пласта він цілком вписується в зону розвантаження (ЗНД). Тому збільшення розмірів ЗНД практично не відбувається. Виробка знаходиться увесь час її експлуатації в зоні розвантаження. Витрати на її підтримку мінімальні. Цей спосіб охорони з геомеханічної точки зору аналогічний охороні підготовчих гірничих виробок на пологих пластах у зоні розвантаження, створюваною попереднім відпрацьовуванням розвантажувальної лави.

З технологічної точки зору проведення вентиляційного штреку в породах покрівлі пласта також краще, тому що в цьому випадку збійка між ним і лавою проходить через породи зони розвантаження. Довжина її незначна. А при розташуванні вентиляційного штреку в породах підшви пласта потрапити в лаву можна по збійці, що проходить цілком або частково через погашений відкаточний штрек. При цьому різко збільшується трудомісткість проведення збійки і травматизм прохідників.

Проведення вентиляційного штреку в породах покрівлі пласта в зоні розвантаження є перспективним способом для шахт Центрального району Донбасу.

17. УПРАВЛІННЯ СТАНОМ ВУГІЛЬНОГО ПЛАСТА МЕТОДОМ ГІДРАВЛІЧНОЇ ДІЇ.

Інтенсифікація і концентрація гірничих робіт, особливо у зв'язку з поглибленням шахт, усе більш обмежується проявами небезпечних і шкідливих властивостей вугільних пластів. Підвищення навантаження на очисний вибій, темпів проведення підземних гірничих виробок і безпеки підземних гірничих робіт – це першорядні задачі, що стоять перед вченими і виробничниками. У комплексі методів вирішення цих задач дуже важливе місце займають процеси дії на вугільні пласти, що дозволяють змінити їх стан і за рахунок цього знизити інтенсивність прояву основних небезпек.

У числі способів дії виділяються технологічні (схеми розкриття, системи розробки, порядок відробки пластів, управління проявами тиску гірничих порід, системи провітрювання) і спеціальні (попередня гідравлічна дія, зволоження, пневматична, фізико-хімічна дія, дегазація, комплексна дія).

Дія здійснюється відповідно до розроблених технологічних схем, параметри яких розраховуються на підставі теоретичних представлень про процес і залежностей, що їх описують.

Важливою задачею є підвищення якості проектів технологічних схем гідравлічної дії на пласт. Ця задача вирішується шляхом створення системи автоматизованого проектування (САПР).

17.1 Структура системи автоматизованого проектування (САПР) технології гідравлічної обробки вугільних пластів.

В даний час відома велика кількість способів і технологічних схем нагнітання рідин у вугільні пласти, призначених для підвищення ефективності обробки, зниження трудомісткості, забезпечення незалежності робіт з нагнітання від основного технологічного циклу. Застосування способів і схем попереднього нагнітання для боротьби з проявами небезпечних властивостей вугільних пластів є обов'язковим на шахтах і регламентовано нормативними документами.

Однак ефективність дії по зменшенню числа небезпечних явищ у шахтах і їхній інтенсивності не завжди висока. Однією з причин цього є те, що на етапі проектування попередня оцінка схем досить утруднена через складність процесу. Застосування математичного моделювання дозволяє поліпшити якість

прийнятих проектних рішень. З цією метою розробляється підсистема автоматизованого проектування технологічних схем гідравлічної обробки вугільних пластів.

Процес проектування включає ряд етапів, у тому числі розгляд і оцінка варіантів проектів, обґрунтування і верифікація прийнятих проектних рішень. В міру ускладнення технологій, розширення числа можливих варіантів проектів виникає необхідність автоматизації процесу проектування з застосуванням методів математичного моделювання й ЕОМ.

Всі основні види гідравлічної дії можна класифікувати по наступних ознаках (рис.17.1):

- схемі розташування свердловин;
- виду робочої рідини;
- режиму впровадження;
- способу впровадження.

Основним, що найбільш широко застосовується на шахтах України, способом є напірне нагнітання води або води з добавками ПАР (поверхнево активні речовини) в режимі фільтрації з використанням насосних установок. У залежності від цілей дії і конкретних умов для нагнітання використовуються короткі свердловини, пробурені перпендикулярно площини вибою з очисної або підготовчої виробки (локальний спосіб), і довгі свердловини, пробурені з підготовчої виробки паралельно очисному вибоєві (регіональний спосіб). Виключенням є довгі свердловини, пробурені з вибою підготовчої виробки для нагнітання води з метою боротьби з пилоутворенням. При розкритті вугільних пластів свердловини буряться вхрест напластування через породну пробку. Шпурова система є вкрай неефективною внаслідок того, що рідина нагнітається в зону роздавленого вугілля і рухається тільки по найбільш великих тріщинах, створюючи незначне насичення в кожній точці.

Найбільш перспективними з погляду якості обробки є довгі свердловини, пробурені з пластових підготовчих виробок паралельно лінії очисного вибою. Розташування довгих свердловин у непорушеному масиві приводить до більш рівномірного розподілу вологи по пласту, а тривалий час контакту рідини з вугіллям - до глибокого її проникнення в пори і тріщини. Крім того, нагнітання через довгі свердловини виробляється незалежно від технологічного циклу вуглевидобутку і є менш трудомістким.

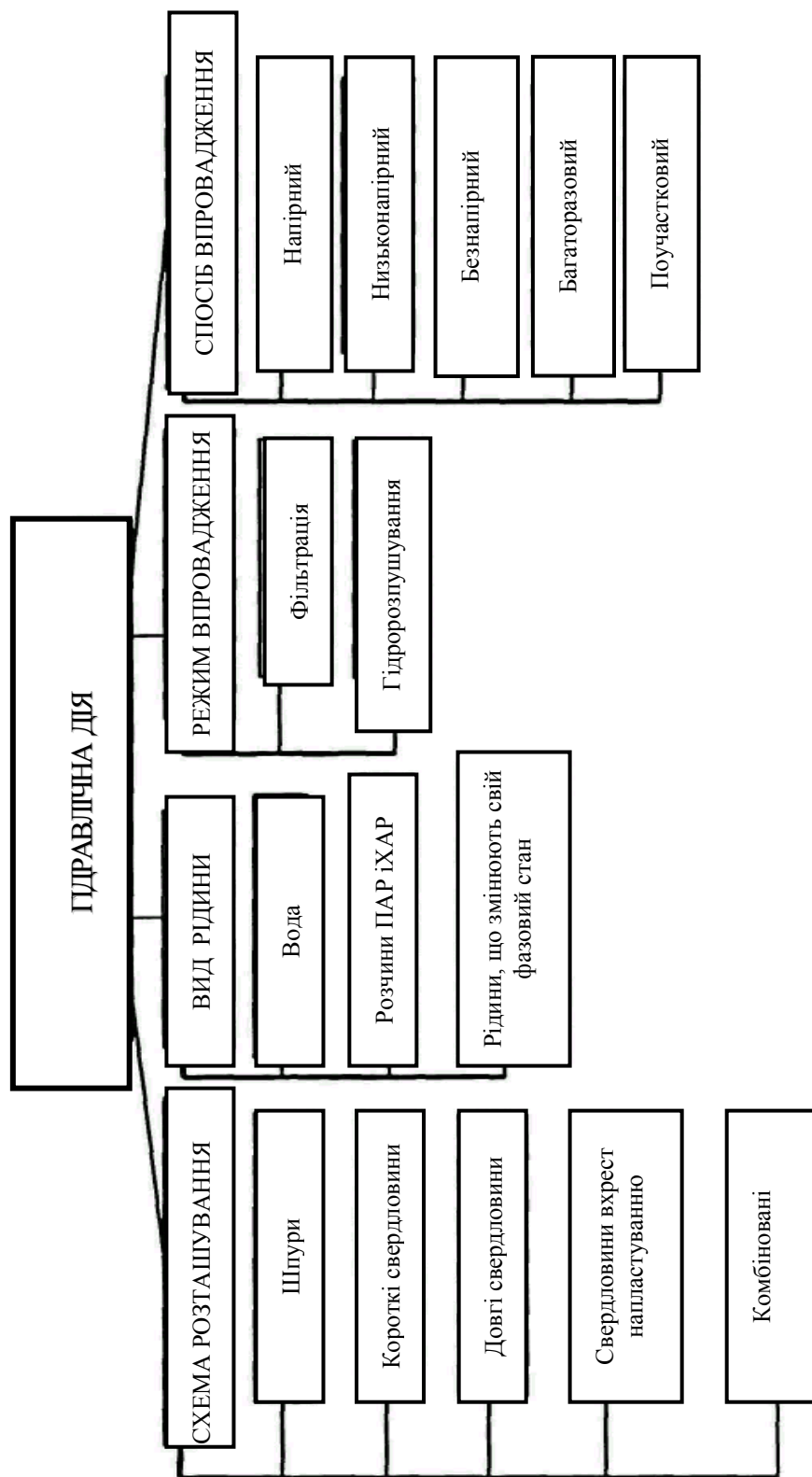


Рис. 17.1 Способи і схеми дії, що включаються в предметну область САПР

Подолання фільтраційної анізотропії вугільних пластів, зменшення величини неопрацьованих ділянок і, в остаточному підсумку, підвищення якості обробки можуть бути досягнуті при використанні нагнітання рідини через каскад (групу) свердловин. Сутність способу полягає у взаємодії зустрічних потоків рідини від одночасно працюючих свердловин, що забезпечує створення в пласті областей високого тиску, порівнянного з тиском на свердловинах, і насичення за рахунок цього ділянок з низькою проникністю.

При нагнітанні необхідно контролювати тиск, темп і витрату рідини, подаваної в кожную свердловину, підтримувати однаковий темп нагнітання на свердловинах каскаду. Це досягається або використанням для кожної свердловини окремої насосної установки, або поділом потоку рідини від одного насоса за допомогою вентилів і лічильників-витратомірів високого тиску (ЛВВТ).

Різноманіття гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов, фільтраційних і колекторських характеристик вугільних пластів, технологічних схем нагнітання не дозволяє розробити рекомендації для усіх випадків застосування гідродинамічної дії. У той же час при виборі конкретної схеми або способу не завжди враховуються деякі фактори, що істотно впливають на результат обробки, крім того, найчастіше невідома ступінь дії того або іншого фактора на ефективність дії. При складанні паспорта на ведення робіт це приведе до необхідності або прийняти типові рекомендації без обліку деяких властивостей пласту, тим самим у недостатньому ступені використовувати ефект гідравлічної дії, або проводити трудомісткі натурні дослідження. З цього погляду допомога проектувальникові може зробити система автоматизованого проектування (САПР) гідравлічної дії на вугільний пласт, що дозволяє вибрати схему, технологію і параметри нагнітання з урахуванням конкретних умов без проведення всього комплексу шахтних досліджень.

Проектування схем гідравлічної дії на вугільний пласт повинне включати вибір способу, технологічної схеми, устаткування і параметрів нагнітання при максимально можливому обліку усіх факторів, що впливають. Такий облік може бути зроблений завчасно з використанням імітації процесу поширення рідини в пласті на програмній моделі, реалізованої на ЕОМ. При цьому проектування буде включати три стадії: описову, розрахункову і моделювання. На першій стадії проектувальник складає опис вугільного пласта і порід, що вміщують, технологічної схеми гірничих робіт на даній ділянці, визначає мету дії. На другій стадії виробляється вибір способу і технологічної схеми нагнітання, з урахуванням анізотропії встановлюється розподіл проникності,

попередньо визначаються параметри нагнітання. Ця стадія закінчується складанням комплексу вихідних даних для моделювання, що можуть бути описовими і числовими. І нарешті, остання стадія ставить своєю метою апробування (прокручування) обраного способу, схеми і параметрів на моделі, дослідження різних варіантів і, при необхідності, коректування вихідних даних і проведення повторних розрахунків.

Структурно-функціональна схема САПР приведена на рис.17.2. Стрілками показаний зв'язок між окремими модулями системи і послідовність виконання операцій.

Характеристика вугільного пласта включає глибину залягання, кут падіння пласту, марку вугілля, потужність і ступінь порушеності пласту і пачок, що його складають, наявність і характеристику геологічних порушень, зон опорного тиску, зон ПГД, зведення про підріток і надриток, ступінь небезпеки пласта по різних факторах, характеристику порід, що вміщують, коефіцієнт проникності, пористість пласту і порід, коефіцієнт фільтраційної анізотропії, тиск газу в пласті. Ця інформація визначає, по-перше, ціль дії, тобто на зміну яких властивостей пласта й у якому ступені повинна бути спрямована гідродинамічна дія, по-друге, спосіб і технологічну схему нагнітання і, по-третє, розподіл проникності в розглянутій області, значення якого необхідно для моделювання.

Опис технологічної схеми гірничих робіт на даній ділянці повинен містити характеристику системи розробки, устаткування і технології очисних і (або) підготовчих робіт, параметри схеми, зокрема довжину лави, розміри вибоїв підготовчих і виробок, що розкривають, випередження підготовчих виробок при суцільній системі розробки й організацію очисних, підготовчих, транспортних і ремонтних робіт на даній ділянці. Усі ці дані в значній мірі впливають на визначення способу і технологічної схеми дії.

Попередній вибір способу і схеми дії на основі попередньої інформації здійснюється відповідно до рекомендацій нормативних документів і досвіду робіт з нагнітання. Надалі прийняті рішення проходять перевірку на моделі.

Визначення параметрів свердловин є складовою частиною розробки технологічної схеми і звичайно не вимагає проведення складних розрахунків, тому в модуль розрахунку параметрів включені тільки ті з них, що визначають власно процес нагнітання: кількість рідини на одну свердловину, питому витрату рідини, тиск, темп і час нагнітання.

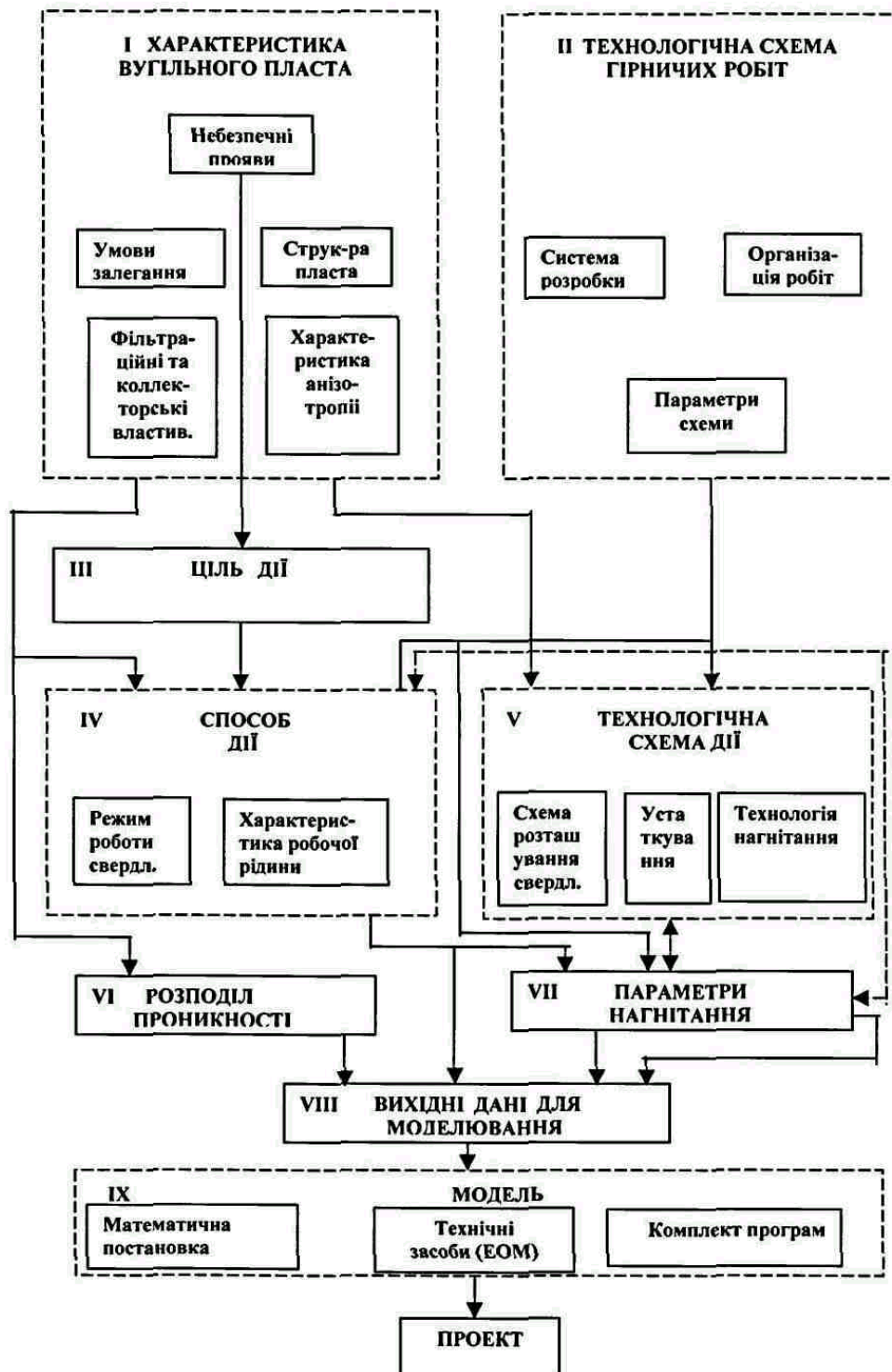


Рис.17.2 Структурно-функціональна схема САПР.

Вихідними даними для моделювання є: потужність пласта і пачок, що його складають, розміри зони обробки, схема розташування, параметри і режим роботи свердловин, характеристика робочої рідини, розподіл проникності і пористості в розглянутій області, проникність порід, що вміщують, значення параметрів нагнітання, ціль моделювання.

Власне модель містить у собі математичну постановку задачі, метод і алгоритм рішення і комплекс програм на якій-небудь алгоритмічній мові, орієнтованій на конкретну ЕОМ. Моделювання містить у собі дослідження необхідних характеристик процесу нагнітання, як правило, для декількох варіантів вихідних даних, зокрема декількох ймовірних розподілів проникності і пористості, і, при необхідності, коректування прийнятих раніше рішень. У процес ухвалення рішення можуть бути включені лабораторні і натурні експерименти по визначенню або уточненню деяких характеристик вугільного пласту.

Проект містить у собі схему розташування свердловин, спосіб нагнітання, технологію, устаткування і параметри дії і є основою для складання паспорта ведення робіт з гідродинамічної дії на вугільний пласт.

У залежності від конкретних умов зміст окремих модулів системи може бути змінений по розсуду проектувальника.

На рис.17.3 приведена узагальнена блок-схема алгоритму функціонування основного програмного модуля розглянутої САПР.

Схема розташування коротких (до 25 м) свердловин, перпендикулярних лінії очисного вибою, показана на рис.17.4.а. Довжина свердловин звичайно вибирається кратної тижневому подвиганню вибою. Це дозволяє, по-перше, розташувати фільтруючу частину свердловини за межами зони опорного тиску і підвищити внаслідок цього рівномірність обробки, по-друге, значно зменшити в порівнянні зі шпуровою схемою залежність робіт з нагнітання від очисних робіт.

Гідравлічна дія на вугільний пласт при проведенні пластової підготовчої виробки здійснюється через свердловини, розташовані по одній зі схем, приведених на рис 17.4.б,в. Довжина свердловин при використанні нагнітання як противикидного заходу рекомендується в межах 8-11 м [37], при боротьбі з пилом - 30-80 м [36]. Особливістю схеми (див. рис 17.4.б) є накладення зон впливу свердловин через обмежені розміри вибою підготовчої виробки.

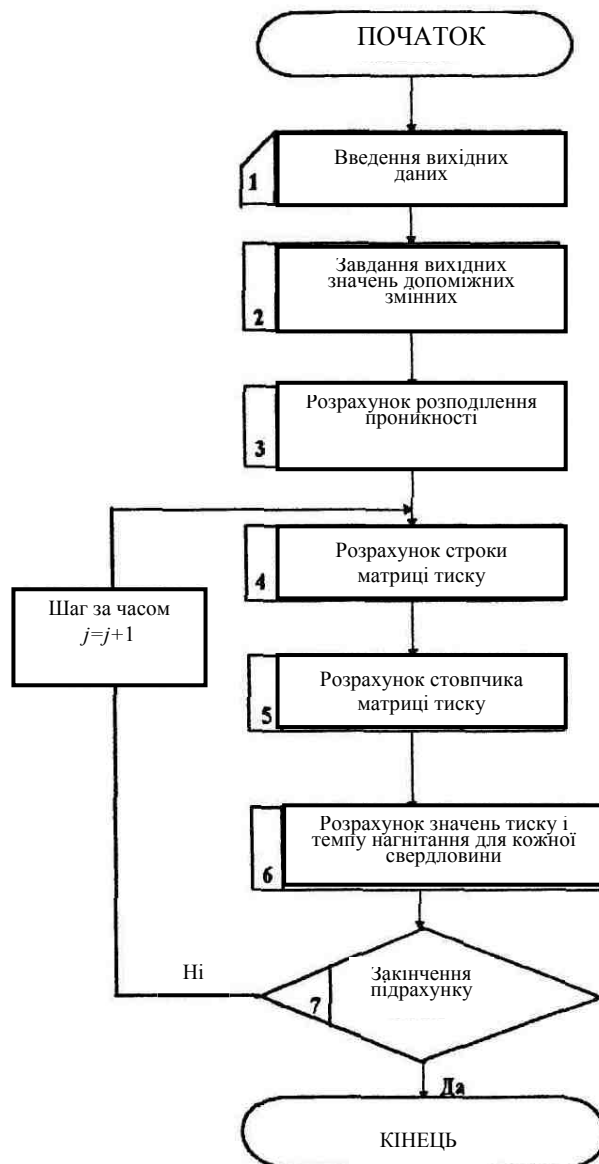


Рис.17.3 Блок-схема основної програми (MODEL).

Основні схеми розташування довгих свердловин, рівнобіжних очисному вибоєві, приведені на рис.17.5. Схема, зображена на рис.17.5.б, застосовується при неможливості пробурити свердловини з одної виробки на всю довжину лави. При щитовій виїмці пластів, що круто залягають, стовпами по падінню довгі свердловини буряться по повстанню перпендикулярно очисному вибоєві.

Основним недоліком довгих свердловин, що обмежують їхнє застосування в даний час, є труднощі спрямованого буріння і герметизації, обумовлені відсутністю необхідної кількості надійного устаткування. Крім того, використання довгих свердловин можливо тільки при наявності достатнього випередження підготовчих виробок, тобто практично при стовпових системах розробки.

Свердловини, пробурені вхрест напластування, застосовуються при гідророзчленовуванні, а також при розкритті вугільних пластів як противикідний захід. На рис.17.6 зображені схеми розташування свердловин при розкритті. Специфіка технології розкриття пластів робить таке розташування свердловин єдиною можливим.

У конкретних умовах можуть застосовуватися комбіновані схеми розташування свердловин: діагональне, з використанням допоміжних свердловин і ін. У переважній більшості випадків модифікація схеми має на меті підвищення якості обробки масиву. Нерівномірність обробки обумовлена, у першу чергу, фільтраційною анізотропією вугільних пластів, що виявляється як у розходженні коефіцієнта проникності в площині пласта і перпендикулярної їй, так і в розкіді значень проникності по кожному напрямку.

Останнє визначається багатьма факторами: складною, багатопачечною будівлею пласта, наявністю великих тріщин, зон тектонічної порушенності, надробітком і підробітком, впливом зон опорного тиску й ін.

При неможливості забезпечити одночасну роботу більш трьох свердловин рекомендується застосовувати технологію безперервної каскадної обробки, що полягає в наступному. Нагнітання виробляється одночасно через три свердловини, причому одна з них, розташована з боку обробленої області, є допоміжною і служить для створення гідродинамічної протидії відтокові рідини в цьому напрямку від інших двох свердловин (нагнітальних). Після роботи крайньої нагнітальної свердловини протягом половини розрахункового часу нагнітання допоміжна свердловина відключається, сусідня стає допоміжною, і

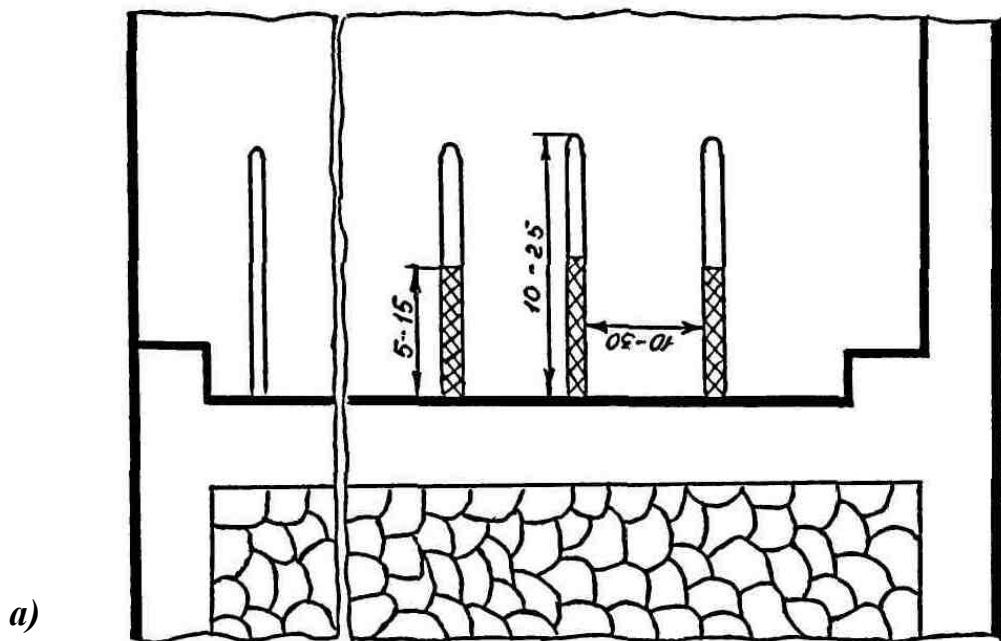
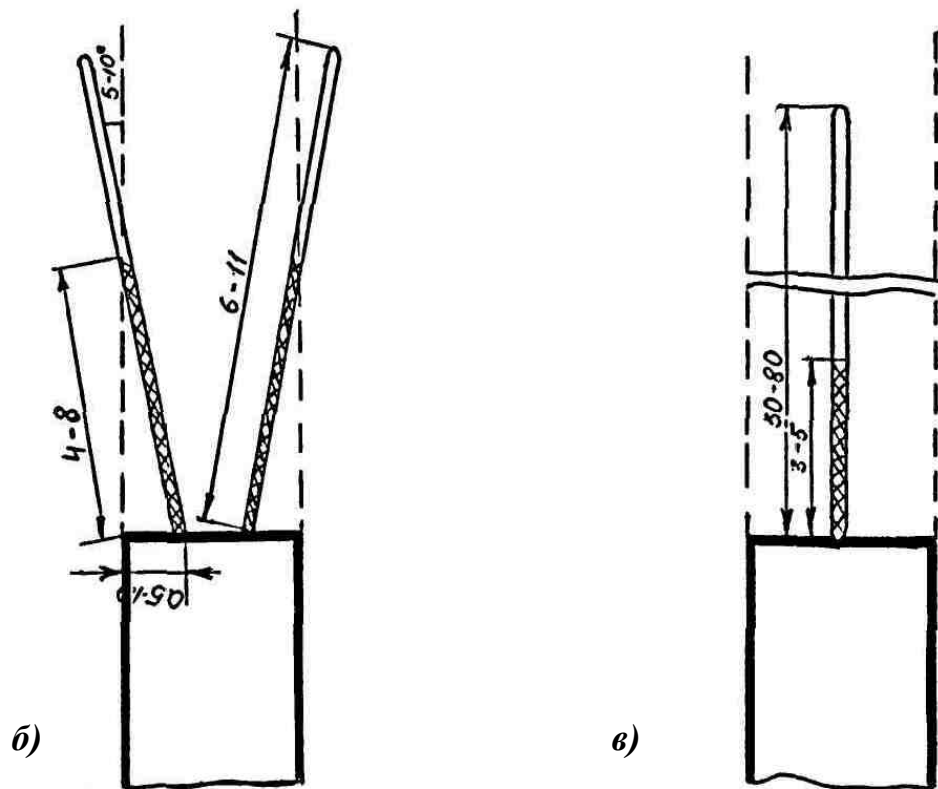


Рис.17.4 Схеми розташування свердловин:

а - коротких в очисному вибої;

б - коротких у підготовчій виробці;

у - довгій у підготовчій виробці.

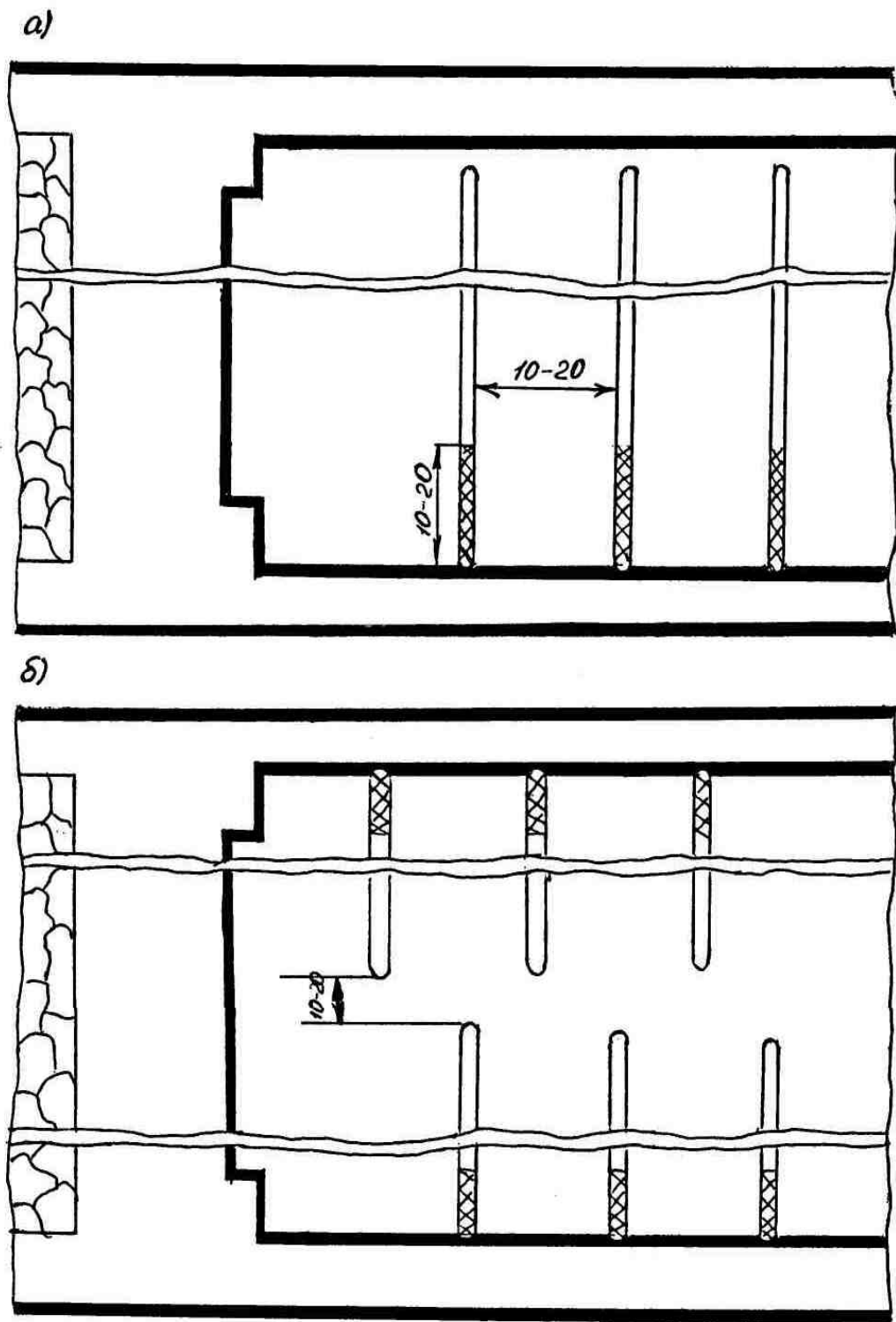


Рис. 17.5 Схема розташування довгих свердловин, пробурених:
 а - з підготовчої виробки;
 б - з відкаточного і вентиляційного штретків

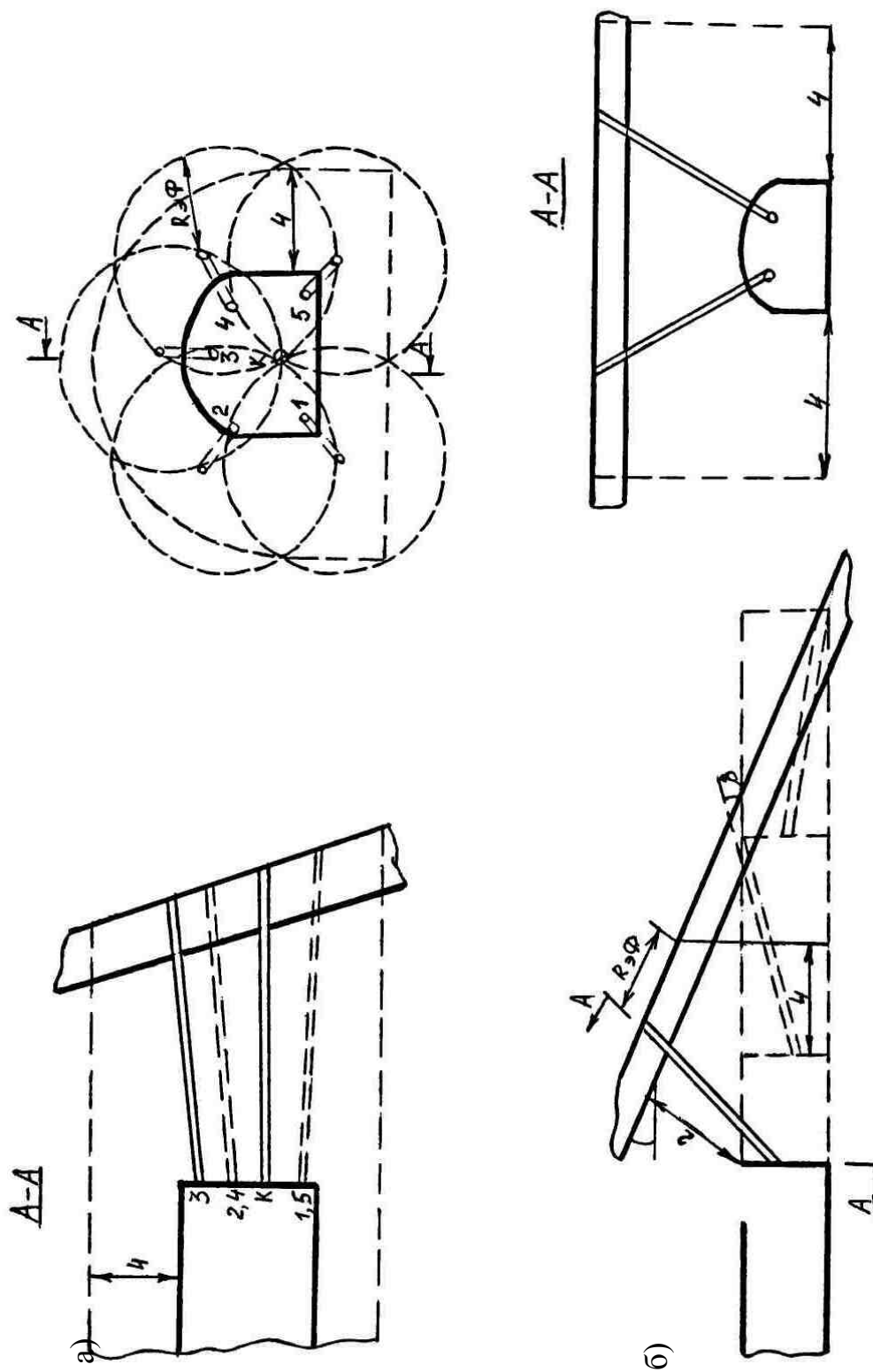


Рис. 17.6 Схеми розташування нагінальних свердловин при розкритті: а - крутого пласта; б - положистого пласта

до нагнітання підключається наступна свердловина. У групі, що утворилася таким чином, із трьох свердловин знову одна є допоміжною, дві - нагнітальними, і процес повторюється. Темп подачі рідини в нагнітальні свердловини повинний відповідати природній приємистості пласта за умови забезпечення необхідної витрати. На допоміжній свердловині досить підтримувати тиск, приблизно рівне тискові на сусідній нагнітальній.

Застосування такої технології в значній мірі запобігає переважний відтік рідини в сторони від крайніх свердловин при наявності між ними слабопроникних областей великих розмірів або при інтенсивній взаємодії потоку.

При неможливості здійснювати нагнітання за описаною технологією або коли загальна кількість свердловин не перевищує трьох, нагнітання виробляється окремо по групах (роздільно-групова обробка), причому темп подачі рідини в усі свердловини групи повинний підтримуватися на однаковому рівні.

Застосування каскадної обробки дозволяє, за даними моделювання і натурних експериментів, знизити площу неопрацьованих зон на 50%- 80% у залежності від технологічної схеми й у 1,5-2 рази зменшити коефіцієнт варіації питомого насичення масиву рідиною в оброблюваній області. При цьому нагнітання з однаковим темпом подачі рідини дозволяє знизити значення цих показників відповідно на 35-60% і на 25-30% у порівнянні з нагнітанням при нерегульованому темпі.

17.2 Розрахунок параметрів нагнітання рідин у вугільні пласти

В даний час існує досить багато способів розрахунку параметрів гідравлічної дії, що розрізняються як по своєму призначенню, так і по виконуваних операціях. Визначення параметрів може включати або не включати дослідні нагнітання, використання емпіричних і теоретичних залежностей.

Усі параметри гідравлічної дії можна розбити на дві групи: параметри схеми розташування свердловин і параметри нагнітання. До першої групи відносяться: довжина, діаметр і глибина герметизації свердловин, відстань між свердловинами або ефективний радіус, для коротких свердловин - величина

незнижуваного випередження, для довгих - відстань від очисного вибою до першої свердловини. Друга група включає: витрату рідини на свердловину, тиск, темп і час нагнітання. Нижче приводиться розрахунок параметрів окремо для локального, регіонального способів і нагнітання при розкритті вугільних пластів.

17.2.1 Локальний спосіб

При нагнітанні у вибої підготовчої виробки довжина, глибина герметизації і відстань між свердловинами такі, як показано на рис.17.4.б,в. Ефективний радіус вибирається з умови обробки 4-метрової зони за контуром виробки. При нагнітанні води з метою боротьби з пилоутворенням ефективний радіус складає [36]

$$R_{\text{эф}} = 2h$$

де h - висота виробки вчорнеті, м.

Довжина свердловин, пробурених з очисного вибою, звичайно приймається кратною тижневому подвиганню лави, але не перевищує 25 м. Діаметр свердловин 45-60 мм. Глибина герметизації і радіус ефективного дії свердловини в обох випадках зв'язані співвідношенням

$$l_{\Gamma} \geq 1,1R_{\text{эф}} \quad (17.1)$$

Величина незнижуваного випередження для коротких свердловин приймається рівною довжині фільтруючої частини:

$$l_{\text{н.о.}} = l_{\Phi} = l_c - l_{\Gamma}, \quad (17.2)$$

де l_c - повна довжина свердловини.

Витрата рідини на одну свердловину:

для очисного вибою

$$Q = n_{\text{э}} m L_{\text{м.с.}} (l_{\Gamma} + l_{\text{н.о.}}), \text{ м}^3 \quad (17.3)$$

для підготовчої виробки

$$Q = 2n_{\text{э}} m R_{\text{эф}} (l_{\Gamma} + l_{\text{н.о.}}), \text{ м}^3 \quad (17.4)$$

де $R_{\text{эф}}$ - ефективний радіус дії свердловини, м;

$L_{\text{м.с.}}$ - відстань між свердловинами ($L_{\text{м.с.}} = 2R_{\text{эф}}$).

Тиск нагнітання вибирається з умови забезпечення режиму фільтрації:

$$P_H \leq 0,075\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.5)$$

де γ - об'ємна вага порід, що вміщують, т/м³;

H - глибина розробки, м,
або гідророзпушування:

$$0,075 \leq P_H \leq 0,2\gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.6)$$

Для свердловин, довжина фільтруючої частини яких менше $R_{\text{эф}}$, темп нагнітання приблизно може бути розрахований по формулі радіальної фільтрації:

$$q = 0,18 \cdot 10^{-2} l_{\phi} \frac{k}{\mu} (P_H - P_r) \quad \text{л/хв} \quad (17.7)$$

Тоді час нагнітання

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q}, \quad \text{г.} \quad (17.8)$$

Якщо $l_{\phi} \geq R_{\text{эф}}$, темп і час нагнітання визначаються по формулах регіонального способу.

17.2.2. Регіональний спосіб

Свердловини буряться діаметром 75-100 мм у залежності від використовуваного устаткування. Довжина свердловин, розташованих за схемою рис. 17.5а:

$$l_c = L_{\text{л}} - 20 \quad \text{м}, \quad (17.9)$$

за схемою рис. 17.5б:

$$l_c = \frac{L_{\text{л}}}{2} - 20 \quad \text{м},$$

де $L_{\text{л}}$ - довжина лави, м.

Глибина герметизації і відстань між свердловинами, як і при локальному способі, зв'язані співвідношенням (17.1). Глибина герметизації складає звичайно 10-20 м. Відстань від очисного вибою до першої свердловини в момент початку нагнітання повинна задовольняти умові:

$$L_3 > L_{M.C.} + \frac{T_H}{T_C} V_L; \text{ м}, \quad (17.10)$$

де V_L - швидкість подвигання лави, м/сут;

T_C - час роботи насоса протягом доби, г.

Кількість рідини на одну свердловину

$$Q = n_{\text{э}} m L_{M.C.} (l_c + l_r) \text{ м}^3. \quad (17.11)$$

Тиск нагнітання вибирається за умовою (17.5). Розрахунок темпу і часу нагнітання виробляється в припущенні радіально-одномірного характеру руху рідини від свердловини. У [38] отримана відповідна формула залежності темпу нагнітання від часу в припущенні ізотропності фільтраційних властивостей пласта. З урахуванням коефіцієнта анізотропії вона здобуває вид:

$$q = 10^{-3} \sqrt{0,27 \cdot 10^{-3} \frac{c_1^2}{t^2} + \frac{c_2}{t} - 1,65 \frac{c_1}{t}}, \text{ л/хв},$$

де

$$c_1 = 10^6 l_{\phi} \frac{m^2 n_{\text{э}}}{2\pi} \sqrt{A} \ln \left(\frac{10^3 m}{d_c} \sqrt{\frac{A}{3}} \right); \quad (17.12)$$

$$c_2 = 2 \cdot 10^5 l_{\phi}^2 m^2 n_{\text{э}} \frac{k_x}{\mu} (P_H - P_r);$$

t - поточний час, г.

Час нагнітання

$$T_H = \frac{53 Q m \mu}{l_{\phi} k_x (P_H - P_r)} (0,13 Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_{\text{э}}} + 1 \right) (1,7 \sqrt{A + 1}), \text{ г} \quad (17.13)$$

Облік радіально-одномірного характеру руху рідини має сенс робити, коли $m > 1$, $A > 10$. У протилежному випадку темп і час нагнітання з достатньою точністю можуть бути визначені по формулах:

$$q = 0,32 l_{\phi} m \sqrt{2 n_{\text{э}} \frac{k}{\mu} (P_H - P_r)} \cdot \frac{1}{\sqrt{t}}, \text{ л/хв} \quad (17.14)$$

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8 l_{\phi}^2 m^2 n_{\text{э}} k (P_H - P_r)}, \text{ г} \quad (17.15)$$

17.2.3 Розкриття вугільних пластів квершлагами

При розкритті пластів, що круто падають, відповідно до [37] варто бурити 5-6 свердловин по контурі виробки, що перерізають пласт на всю потужність (див. рис. 17.6а). Діаметр свердловин 45-60 мм. Довжина свердловин визначається відстанню до пласта і його потужністю. Глибина герметизації повинна бути не менше товщини породної пробки.

Тиск нагнітання для тонкої і середньої потужності пластів вибирається з умови [37]:

$$P_H \leq 0,15 \gamma H \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.16)$$

для потужних пластів - з умови (8.5).

Витрата рідини на одну свердловину

$$Q = \pi R_{\text{эф}}^2 m n_{\text{э}} \quad \text{м}^3. \quad (17.17)$$

Середнє значення темпу нагнітання

$$q = 1,2 \cdot 10^{-3} \pi d_c m \frac{k}{\mu} \frac{P_H - P_r}{\ln \frac{10^3 R_{\text{эф}}}{d_c}} \quad \text{л/хв.} \quad (8.18)$$

Час обробки масиву через одну свердловину визначається по формулі (17.8).

При розкритті пологістих і похилих пластів обробка ведеться в міру подвигання вибою квершлагу, як показано на рис.17.6б [37]. Величина незнижуваного випередження повинна складати не менше 4 м. Кількість свердловин для нагнітання на пологістих і похилих пластах [37]

$$n = \frac{b_H}{20 \sin \alpha}, \quad (17.19)$$

де b_H - висота квершлагу, м;

α - кут падіння пласта.

Довжина фільтруючої частини свердловини різна для кожного циклу нагнітання і визначається по формулі

$$l_{\phi} = \frac{m}{\sin \beta} \quad \text{м}, \quad (17.20)$$

де β - кут, утворений свердловиною і вугільним пластом (див. рис. 17.6б).

Витрата рідини на одну свердловину

$$Q = n_{\text{э}} m (R_{\text{эф}} l_{\phi} + \pi R_{\text{эф}}^2) \quad \text{м}^2 \quad (17.21)$$

Якщо довжина фільтруючої частини свердловини не перевищує $R_{\text{эф}}$, темп і час нагнітання розраховуються по формулах (17.7), (17.8). У протилежному випадку - по формулах (17.14), (17.15).

17.2.4 Розрахунок параметрів при каскадній обробці

При нагнітанні рідини через каскад свердловин за роздільно-груповою технологією довжина, діаметр, глибина герметизації свердловин, відстань між свердловинами і витрата рідини на свердловину визначаються так само, як і в п. 17.2.1. Відстань між групами свердловин повинна бути зменшена в 1,5-2 рази в залежності від ступеня анізотропності фільтраційних характеристик масиву.

При безперервній каскадній обробці глибина герметизації свердловини повинна бути збільшена в 1,2-1,3 рази тільки в тому випадку, якщо не вдається забезпечити зневажано малий темп подачі рідини в допоміжні свердловини.

При регіональному впливі час нагнітання рідини в кожен нагнітальну свердловину (групу свердловин):

для тонких пластів при $A \leq 10$

$$T_H = 3,6 \cdot 10^3 \frac{Q^2 \mu}{8 l_{\phi}^2 m^2 n_{\text{э}} k (P_H - P_{\Gamma})}, \quad \text{Г} \quad (17.22)$$

в інших випадках

$$T_H = \frac{70 Q m \mu}{l_{\phi} k_x (P_H - P_{\Gamma})} (0,13 Q + 1) \left(\frac{6,6}{m^2} + 1 \right) \left(\frac{4,5 \cdot 10^{-3}}{n_{\text{э}}} + 1 \right) (1,7 \sqrt{A + 1}) \quad \text{Г}. \quad (17.23)$$

Середнє значення темпу подачі рідини в нагнітальні свердловини

$$q = 16,7 \frac{Q}{T_H} \quad \text{л/хв} \quad (17.24)$$

При обробці масиву через короткі свердловини визначається темп нагнітання

$$q = 0,16 \cdot 10^{-2} l_{\phi} \frac{k}{\mu} (P_H - P_{\Gamma}) \quad \text{л/хв} \quad (17.25)$$

і час

$$T_H = 16,7 \frac{Q}{q} \quad \Gamma \quad (17.26)$$

Якщо довжина фільтруючої частини свердловини набагато більше ефективного радіуса, темп і час нагнітання визначаються по формулах регіонального способу.

17.3. Моделювання гідравлічної дії

Моделювання гідравлічної дії з використанням чисельних методів і ЕОМ являє собою розрахунок зміни в часі поля тисків рідини, що нагнітається, у заданій області і визначення на його основі розподілу рідини в масиві. Процес напірного руху рідини в тріщинуватому середовищі, яким є вугільний пласт, описується диференціальним рівнянням фільтрації, конкретна область дії і технологічна схема задаються у виді вихідних даних, початкових і граничних умов.

Алгоритми і програми описаної нижче моделі є відкритими, тобто можуть бути доповнені практично будь-якими умовами і вихідними даними.

17.3.1 Математична постановка задачі

Процес фільтрації рідини у вугільному пласті описується нелінійним диференціальним рівнянням параболічного типу:

$$\frac{\partial P}{\partial t} = \text{div}(\lambda(P) \text{grad} P), \quad (17.27)$$

$$\text{де } \lambda(P) = \begin{cases} \frac{k}{\mu m_\Sigma} P & - \text{ на контуре потоку жидкості;} \\ \chi = \frac{k}{\mu} E_y & - \text{ заповненої області;} \end{cases}$$

χ - коефіцієнт пьезопроводності;

E_y - модуль пружності речовини вугілля.

Як початкову умову приймається рівність нулевій тиску рідини в кожній точці:

$$P(x, y, z, 0) = 0. \quad (17.28)$$

У залежності від виду розглянутої області, схеми розташування свердловин і режиму їхньої роботи можуть використовуватися наступні типи граничних умов.

На нагнітальній свердловині:

а) заданий тиск нагнітання

$$P(\Gamma_c, t) = P_H(t), \quad (17.29)$$

де Γ_c - координати свердловини;

в окремому випадку $P_H(t) = const$.

б) заданий темп нагнітання

$$q(t) = \frac{k}{\mu} S_c \frac{\partial P(\Gamma_c, t)}{\partial n} \quad (17.30)$$

де S_c - площа поверхні фільтруючої частини свердловини, в окремому випадку $q(t) = const$;

в) задане співвідношення між тиском і темпом нагнітання (навантажувальна характеристика насосів із пневмодвигуна):

$$P(\Gamma_c, t) = f(q(t)), \quad (17.31)$$

де - $f(x)$ функція, що визначає конкретну характеристику.

На відточній свердловині або виробках, що оконтурюють

$$P(\Gamma_1, t) = 0, \quad (17.32)$$

де Γ_1 - координати відточній свердловини або виробки.

На контакт з непроникними бічними породами

$$\frac{\partial P(\Gamma_2, t)}{\partial n} = 0, \quad (17.33)$$

де Γ_2 - координати поверхні контакту.

Якщо лінія свердловини є границею розрахункової області, то на всьому її протязі, за винятком фільтруючої частини, також ставиться умова (17.33).

На інших границях задається умова сталості потоку:

$$\frac{\partial P(\Gamma, t)}{\partial n} = \text{const.} \quad (17.34)$$

Для рішення крайової задачі (17.27), (17.34) прийняті кінцево-різницевий метод, основи якого для нелінійних параболічних рівнянь з розривними коефіцієнтами розроблені А.А. Самарским [40].

17.3.2 Блок-схеми алгоритмів.

Загальний алгоритм рішення є універсальним і дає можливість моделювати всі приведені вище схеми як для, одиночної свердловини, так і для каскаду. Основна програма складена для двовимірної постановки задачі, причому розглянута область може лежати як у площині пласта (рис.17.7а), так і в перпендикулярній їй (рис.17.7б). Різні варіанти схем, режимів і положення області рішення задаються набором вихідних даних і заміною деяких операторів програми. Для каскадного способу розглянемо випадок двох свердловин, при наявності трьох і більш свердловин внести відповідні зміни не представляє труднощів.

Укрупнена блок-схема представлена на рис. 17.8. Розшифровка її блоків приведена нижче.

Блок 1. Уведення числових значень усіх вихідних даних, крім розподілу проникності. Для контролю передбачена печатка величин, що вводяться. Місце вихідних даних у загальному пакеті і порядок оформлення пакета показані нижче.

Блок 2. Обчислюються значення кроків по просторі, перемінних, що визначають місце розташування свердловин, задаються початкові умови, вихідні значення часу, індикаторів, площ, зайнятих рідиною. Блок 3. Складається з двох частин: по-перше, визначення вихідного поля проникності і, по-друге, накладення на цей розподіл зональної зміни проникності, викликаного порушеннями, наявністю пачок, зміною напруженого стану пласта й інших факторів. Вихідна проникність може бути обчислена як випадкова величина, що постійна на деякій визначеній площі і змінюється в заданому інтервалі. Обчислення значень випадкової величини здійснюється за допомогою підпрограми-генератора псевдовипадкових чисел, розподілених за яким-небудь законом.

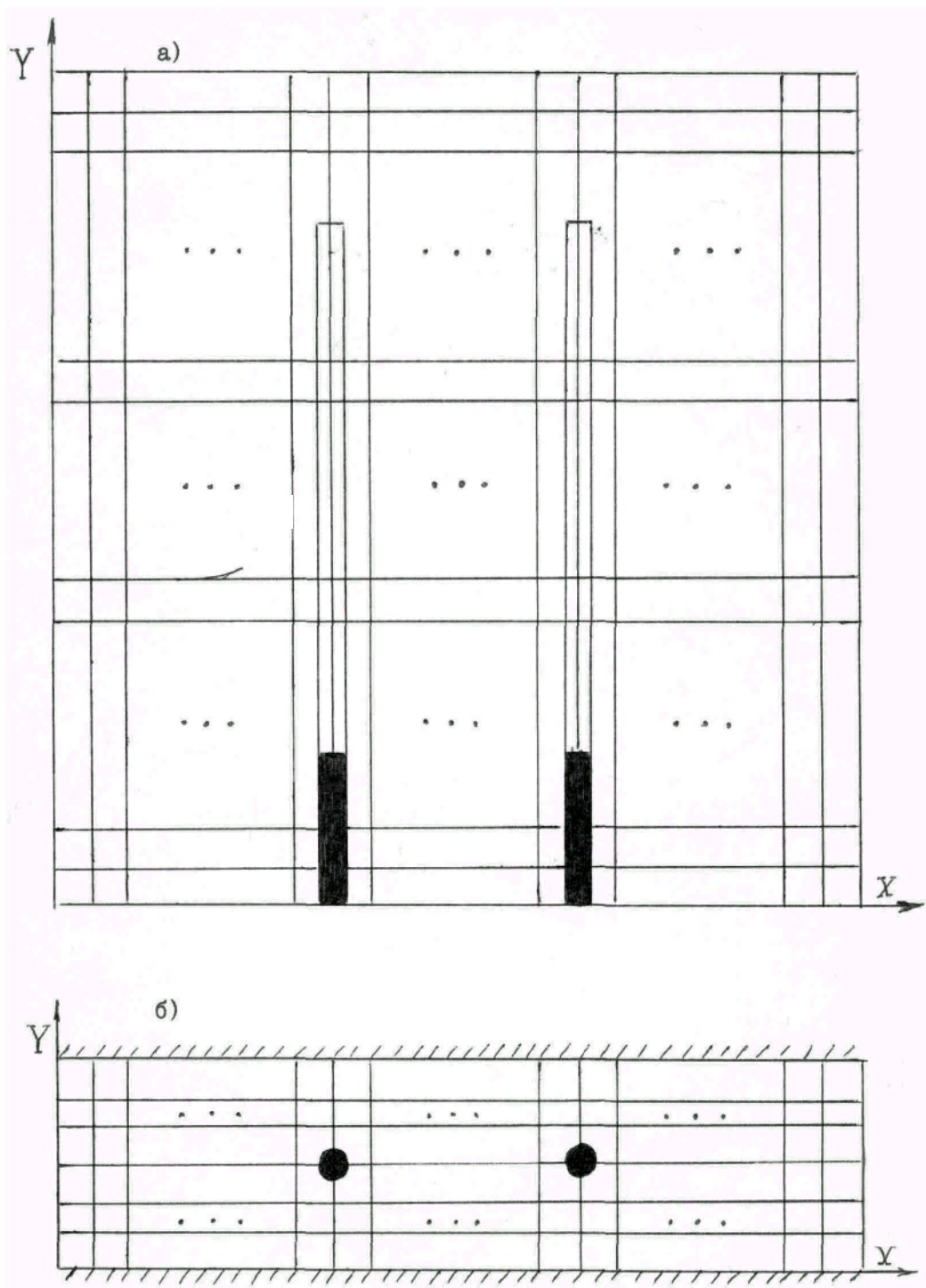


Рис. 17.7 Розташування сіткової області:
 а - паралельно напластуванню;
 б - перпендикулярно напластуванню

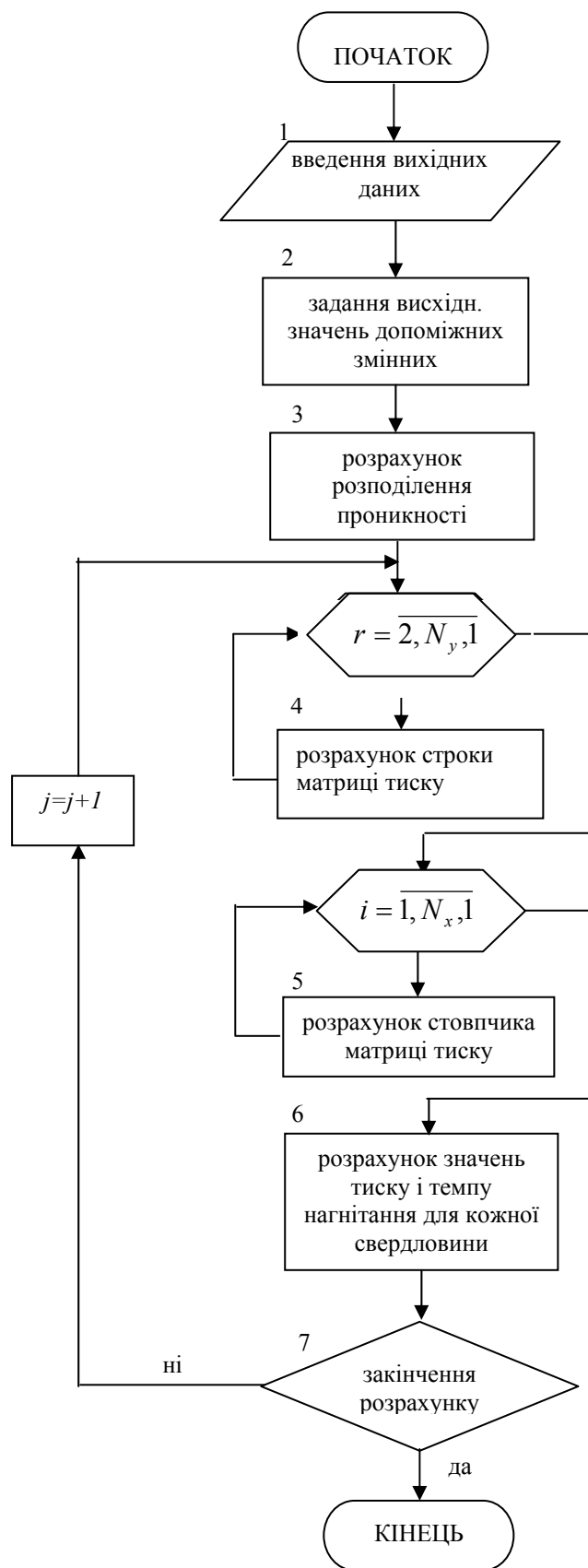
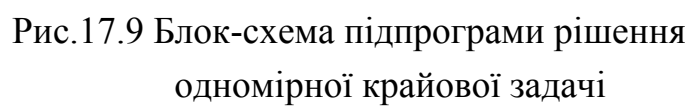


Рис. 17.8 Блок-схема основної програми (MODEL)



Блок 4. Починається з завдання тиску на свердловинах і коефіцієнтів прогону на свердловинах і на лівій границі. Потім r -і рядки матриць kx , F і P переписуються у відповідні одномірні масиви й одночасно встановлюється індикатор наявності вільної поверхні потоку між свердловинами. Обчислення тиску здійснюється звертанням до підпрограми рішення одномірної крайової задачі.

Блок 5. Аналогічний блоку 4.

Блок 6. Обчислення темпу нагнітання в кожну свердловину на $(j+1)$ -м кроці виробляється безпосереднім підрахунком площі, зайнятою рідиною за час τ . Обчислюються площі $SN1, SN2$, зайняті рідиною до моменту $(j+1)\tau$, шукана площа визначається як різниці $SN1-S1$ і $SN2-S2$. Темп нагнітання визначається по формулі

$$q = \frac{10^3 (SN - S) m n_{\Sigma}}{60 \tau}. \quad (17.35)$$

Тиск нагнітання, що відповідає отриманому темпові, обчислюється по навантажувальній характеристиці обраного насоса. У приведеній нижче програмі як навантажувальну характеристику прийнята спрощена залежність:

$$P_H = 300 - 10q \quad \text{кгс/см}^2 \quad (17.36)$$

за умови $q \leq 30$ л/хв.

Блок 7. Закінчення рахунка визначається звичайно при виконанні однієї з наступних умов:

- закінчився час нагнітання;
- заколисаний обсяг рідини дорівнює проектному;
- потік рідини досяг деяких, заздалегідь обумовлених границь.

17.3.3 Аналіз результатів моделювання

Результатом роботи програми є набір матриць тиску рідини в розглянутій області і значення тиску і темпу нагнітання, що відносяться до визначеного моменту часу. За значеннями тиску можна приблизно визначити розподіл питомого насичення масиву рідиною. Зв'язок між питомим насиченням і тиском у кожній точці виражається кривою, що зображена на рис.17.10 [39]. Тут $\Delta W_{\max}$ - максимальне значення питомого насичення, що відповідає ефективній пористості. Як критерій рівномірності обробки вугільного масиву можна

прийняти відношення площі неопрацьованих ділянок до площі проектної зони дії:

$$\nu = \frac{S_H}{S_{np}} \cdot 100\% \quad (17.37)$$

і коефіцієнт варіації питомого насичення в проектній зоні:

$$V_R = \frac{\sqrt{\frac{1}{N-1} \sum_{i=1}^N (\Delta W_i - \Delta \bar{W})^2}}{\Delta \bar{W}}, \quad (17.38)$$

де $\Delta \bar{W}$ - середнє арифметичне N значень ΔW_i .

При дослідженні каскадної обробки критерієм оцінки ефективності може служити також відносне зменшення площі неопрацьованих ділянок

$$\vartheta_s = \frac{S_{H.O.} - S_{H.K.}}{S_{H.O.}} \quad (17.39)$$

де $S_{H.O.}, S_{H.K.}$ - площі неопрацьованих ділянок при нагнітанні відповідно через одиночну свердловину і каскад.

Дослідження зміни тиску і темпу в процесі нагнітання дає можливість точніше установити параметри дії.

17.4 Приклади проектування

Як приклади розглянуті два варіанти дослідження поширення рідини: у площині пласту при нагнітанні через довгі свердловини й у площині, перпендикулярній напластуванню, при нагнітанні через короткі свердловини.

Приклад I. Вугільний пласт у зоні обробки потужністю 1,2 м, одиночний, залягає на глибині 400 м, представлений одною пачкою вугілля марки "А" I ступеня порушеності. Кут падіння пласта 4° . Кліваж розвитий по простяганню. Пласт не небезпечний по раптових викидах, по половиділенню віднесений до VII групи.

У ґрунті пласта залягає міцний піщанистий сланець, покрівля представлена глинистим сланцем середньої міцності.

Зону обробки перерізає дрібноамплітудне тектонічне порушення без розриву суцільності порід, що вміщують, що виявляється в збільшенні потужності пласта з 1,2 до 1,4 м, перем'ятості вугілля до IV ступеня порушеності. Довжина зони перем'ятого вугілля вхрест простягання порушення 10 м, кут зустрічі з лінією очисного вибою 60° (див. рис.17.10).

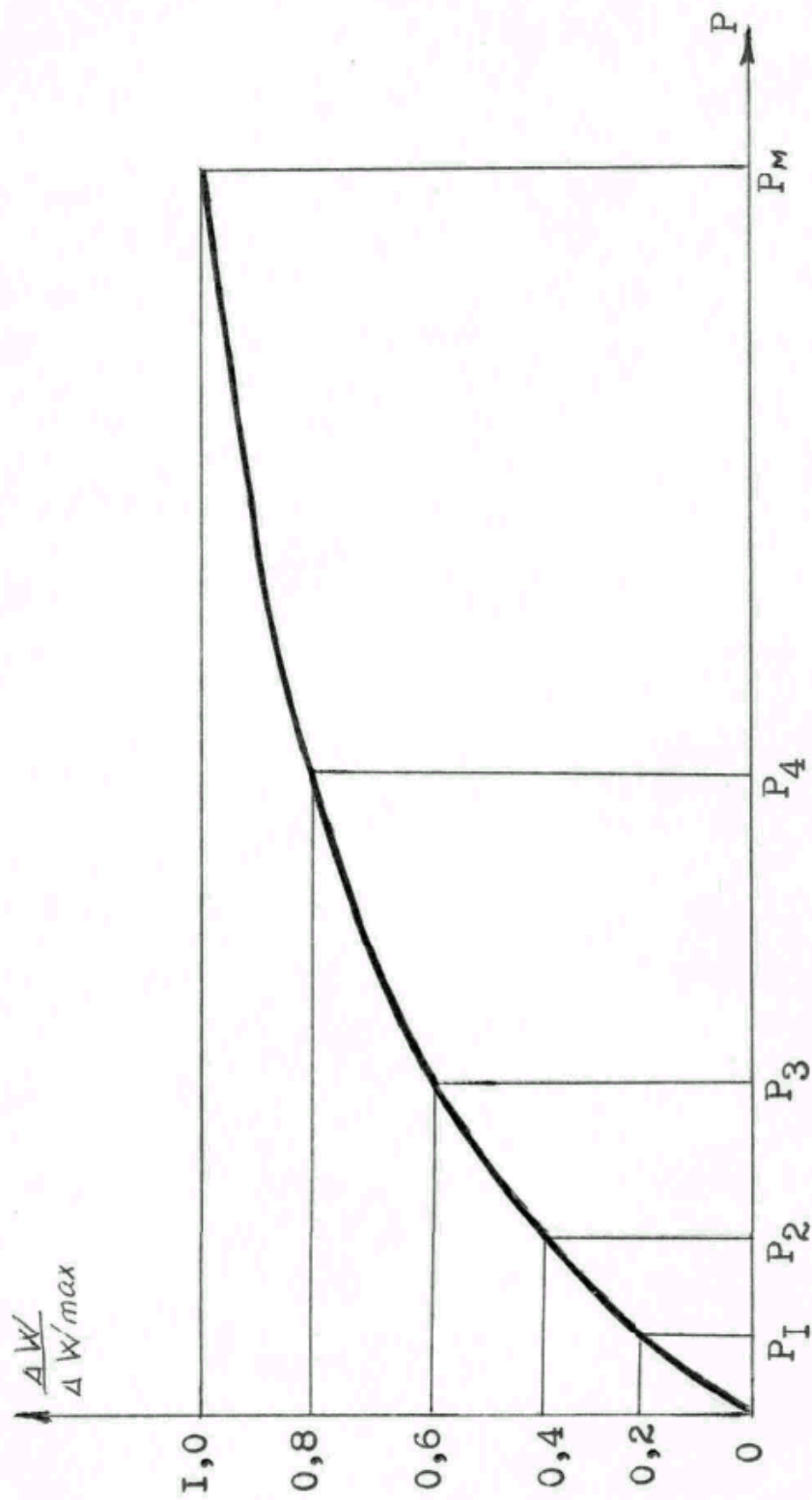


Рис.17.10 Залежність відносного питомого насичення масиву рідиною від тиску

За даними дослідних нагнітань розраховані фільтраційні і колекторські характеристики пласту: коефіцієнт проникності $k = 1.0$ мд; ефективна пористість $n_e = 0,02$; коефіцієнт фільтраційної анізотропії $A = 6$. Орієнтований розкид значень проникності в непорушеній зоні складає 10-50 разів. Дослідження розподілу приросту вологості при дослідному нагнітанні води через довгу свердловину показало, що максимальні розміри неопрацьованих ділянок складають 5×10 м, ці розміри можна прийняти характерними для зон з однаковою проникністю. Відстань від стінки підготовчої виробки до піка опорного тиску 10 м. Тиск газу в пласті $P_g = 8$ кгс/см².

Вугільний пласт розробляється по стовповій системі, лавами по повстанню з використанням очисного механізованого комплексу КМ-879. Довжина виємного стовпа 1000 м, довжина лави 150 м, подвигання за добу складає 2 м. Режим роботи: 3 зміни по 6 годин із двогодинними перервами для підричних робіт. У першу половину I зміни виконуються ремонтно-підготовчі роботи.

З метою профілактики пилоутворення передбачається нагнітання води у вугільний пласт через довгі свердловини, рівнобіжні очисному вибоєві. По первісному проекті нагнітання здійснюється послідовно в кожную свердловину з темпом, рівним продуктивності обраного насоса, у режимі фільтрації і вважається закінченим при подачі в пласт розрахункової кількості води.

Розрахунок параметрів виконується по формулах (17.1), (17.5), (17.9), (17.15). Параметри свердловини: $l_c = 130$ м; $d_c = 100$ мм; $l_g = 15$ м; $L_{м.с.} = 15$ м. Витрата води на одну свердловину:

$$Q = 0,02 \cdot 1,2 \cdot 15(130 + 15) \approx 53 \text{ м}^3$$

Тиск нагнітання: $P_H \leq 75$ кгс/см².

Для даних умов ($m = 1,2$ м; $A = 6$) при визначенні часу і темпу нагнітання варто скористатися формулами (17.14) і (17.15). Час нагнітання

$$T_H = 2,8 \cdot 10^3 \cdot \frac{2809 \cdot 1}{8 \cdot 16900 \cdot 1,44 \cdot 2 \cdot 10^{-2} \cdot 1 \cdot 67} \approx 30 \text{ г.}$$

Відповідно до формули (17.14) темп нагнітання протягом практично всього часу обробки не перевищує 40 л/хв. Середнє значення темпу складає

$$q_{cp} = 16,7 \cdot \frac{Q}{T_H} \approx 30 \text{ л/хв.}$$

Знаючи час нагнітання, і приймаючи $T_c = 15$ г. визначаємо відстань від очисного вибою до першої свердловини:

$$L_3 > 15 + \frac{30}{15} \cdot 2;$$

$$L_3 = 20 \text{ м.}$$

Розподіл проникності визначається з урахуванням середнього значення і діапазону її зміни в непорушеному масиві, а також у зонах геологічного порушення, опорного тиску і розвантаження. Графік зміни середнього значення коефіцієнта проникності в перерізі X_1 приведений на рис.8.11.

Нагнітання моделювалося в режимі постійного тиску. При використанні каскадної обробки на свердловинах каскаду підтримувався приблизно однаковий темп подачі води шляхом зменшення тиску на свердловині, закладеної в зоні з більшої приємистостью, за допомогою наступної коригувальної рівності (тут як таку свердловину прийнята перша):

$$PC1 = \left(\frac{SN2}{SN1} \right)^2 PC.$$

На іншій свердловині тиск приймався рівним PC .

Моделювання поширення води в зоні непорушеного масиву показано, що при обробці через одиночну свердловину $\nu = 14 \div 20\%$; $V_R = 60 \div 70\%$ в залежності від способу розподілу значень коефіцієнта проникності в зоні дії: обробка через каскад дозволяє досягти відповідної $\nu = 4 \div 7\%$; $V_R = 26 \div 32\%$ в зонах, розташованих між одночасно працюючими свердловинами, в інших зонах ці показники практично не змінюються. Приблизно однакову рівномірність обробки по всій зоні можна досягти зменшенням відстані між сусідніми групами з 15 до 10 м., тобто частковим перекриттям зон дії свердловин.

Час нагнітання води в дві свердловин при каскадній обробці з однаковим темпом склав в середньому 40 г., темп нагнітання не перевищував 30-35 л/хв, його середнє значення - 22 л/хв.

Розподіл умовного приросту вологості при каскадному нагнітанні в зоні геологічного порушення приведений на мал. 17.12. Штрихуванням показані неопрацьовані ділянки в межах проектної зони. Якість обробки характеризується наступними величинами:

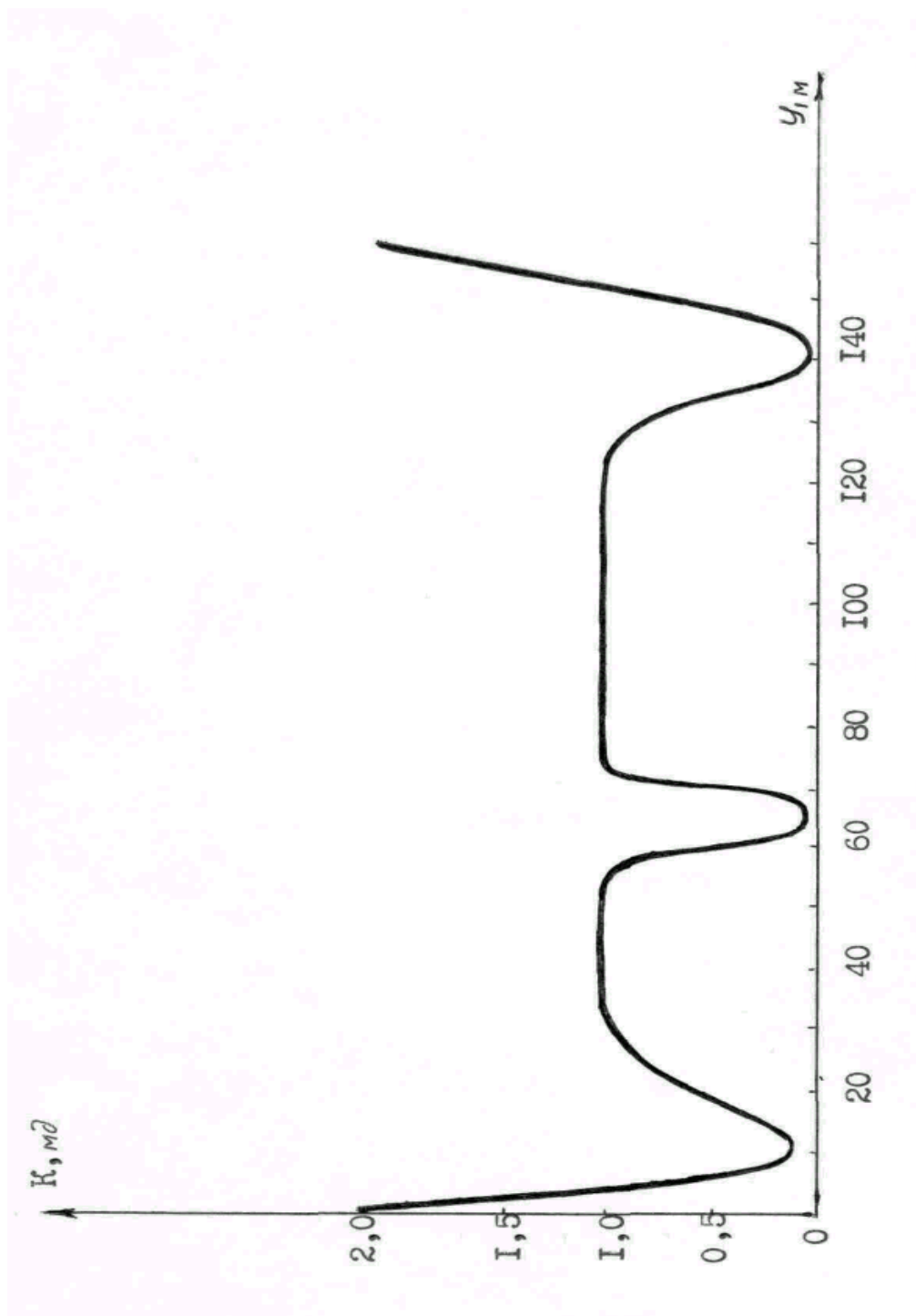


Рис 17.11 Графік зміни середнього значення коефіцієнту проникності в перерізі X1.

$$\nu = 12,5\%; V_R = 66,9\% .$$

Невисока рівномірність приросту вологості, як видно з мал. 17.12 обумовлена низькою проникністю вугілля в зоні геологічного порушення. З метою дослідження можливості підвищення рівномірності зволоження промодельоване каскадне нагнітання за безперервною технологією. Результати моделювання показали істотне підвищення якості обробки (мал.17.13): $\nu = 5,6\%; V_R = 31,8\% .$ Темп нагнітання і час, необхідний для накачування проектного обсягу в кожную свердловину, відповідають розрахованим для одиночної свердловини.

На підставі результатів моделювання розроблений проект гідродинамічної дії на вугільний пласт. Технологічна схема нагнітання представлена на рис. 17.14.

У комплект технологічного устаткування для нагнітання входять: 1 - насосна установка 2УГНМ; 2 - вентиля-трійники; 3 - лічильники-витратоміри високого тиску (ЛВВТ-20); 4 - манометр; 5 - герметизатор (гідрозатвор "Таурус", цементно-піщана герметизація); 6 - рукава високого тиску; 7 - напірні рукави; 8 - вентиль регулюючий прохідної. У залежності від наявності устаткування можуть бути використані насосні установки типу НВУ-30М в комплексі з водомірами і манометрами. У залежності наявності устаткування можуть бути використані насосні установки типу НВУ-30М в комплексі з водомірами і манометрами.

Нагнітання в непорушеній зоні виробляється одночасно через дві свердловини, на ділянці геологічного порушення – через три свердловини, дві з яких є нагнітальними, одна – допоміжна. Скоректовані параметри гідродинамічної дії приведені в табл. 17.1.

Нагнітання води у вугільний пласт відповідно до розроблених рекомендацій дозволить довести площу обробленої області в проектній зоні до 95% і в 2 рази зменшити коефіцієнт варіації приросту вологості.

Приклад 2. Вугільний пласт потужністю 2,3 м, одиночний, залягає в зоні обробки на глибині 650 м, складений п'ятьма пачками вугілля марки ОС різних ступенів порушеності (табл. 17.2). Кут падіння пласта 15°. Кліваж розвитий по повстанню. Пласт віднесений до небезпечного по раптових викидах вугілля і газу.

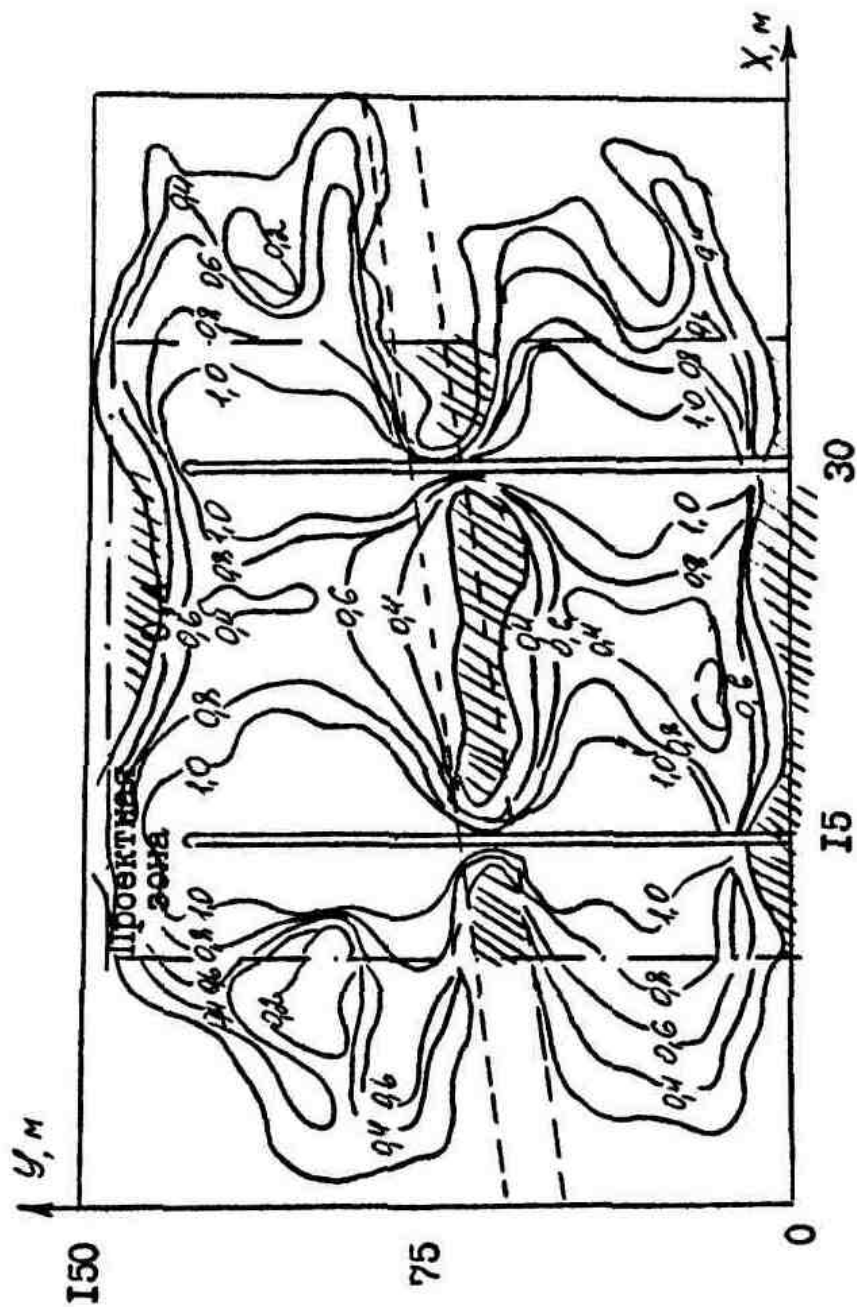


Рис. 17.12 Розподіл вологи на ділянці геологічного порушення при каскадному нагнітанні через дві свердловини.

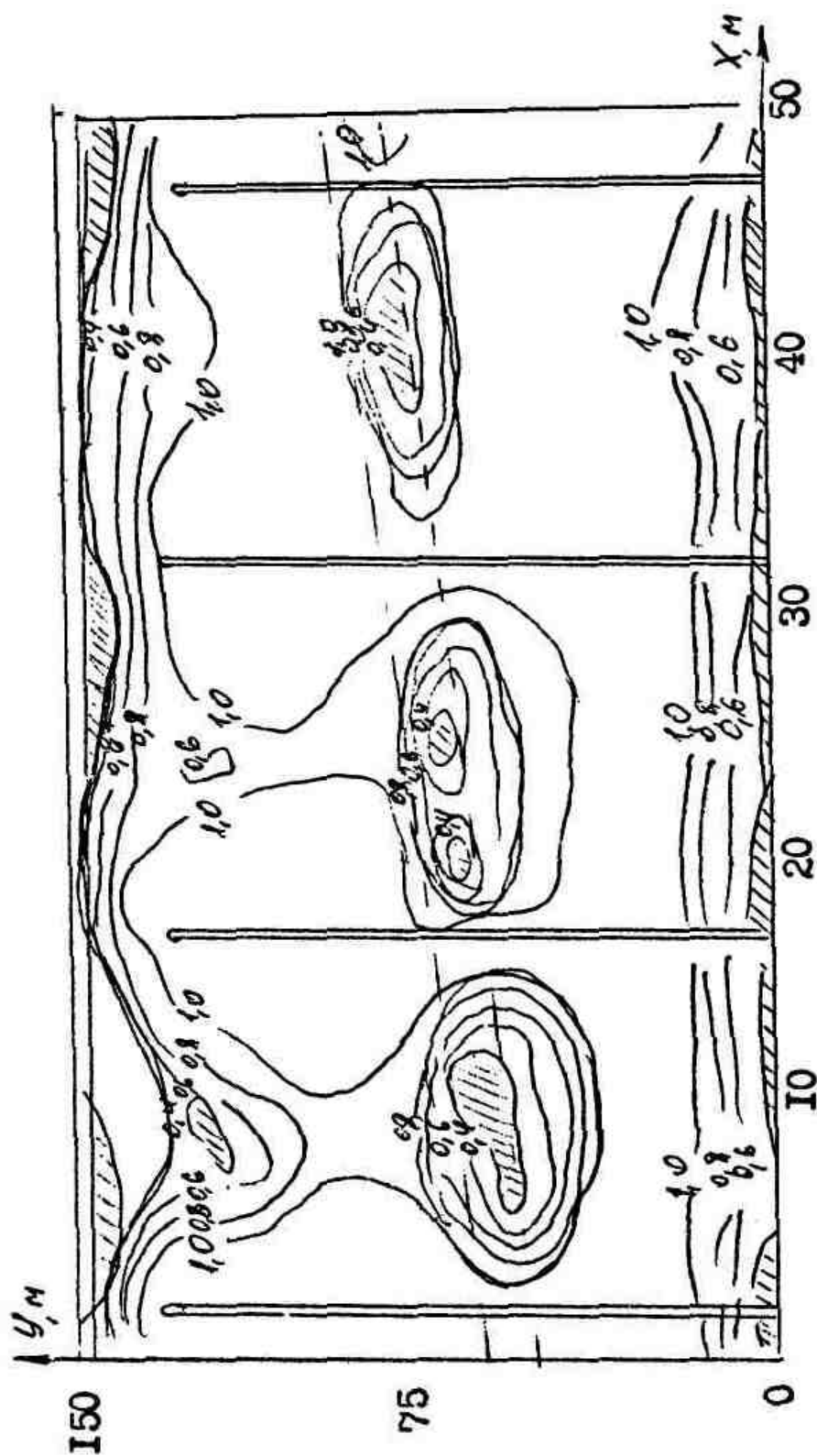
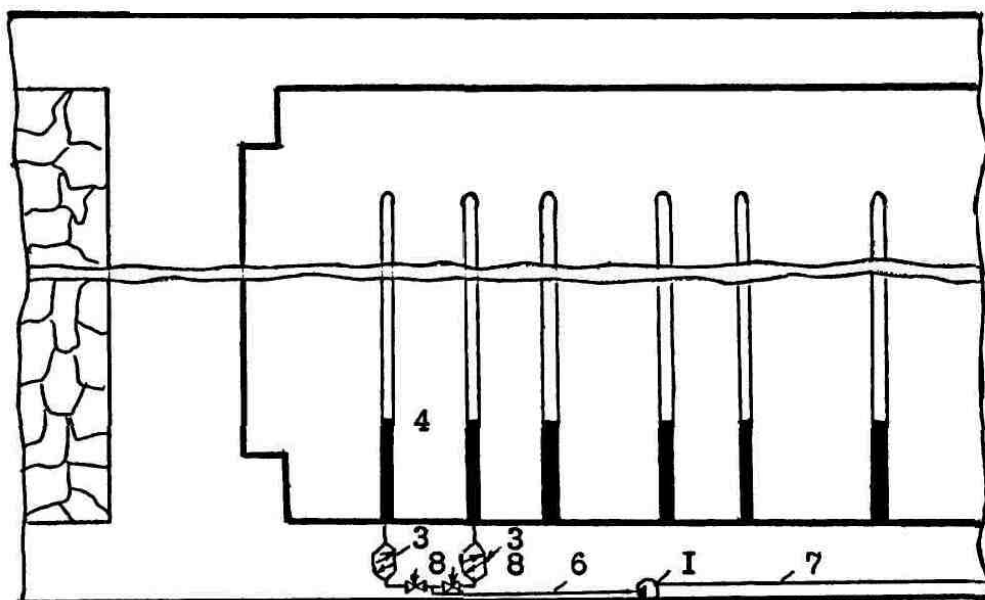


Рис. 17.13 Розподіл вологи на ділянці геологічного порушення при безперервній каскадній обробці.

а) в непорушеній зоні (групами по дві свердловини)



б) на ділянці геологічного порушення (безперервна обробка)

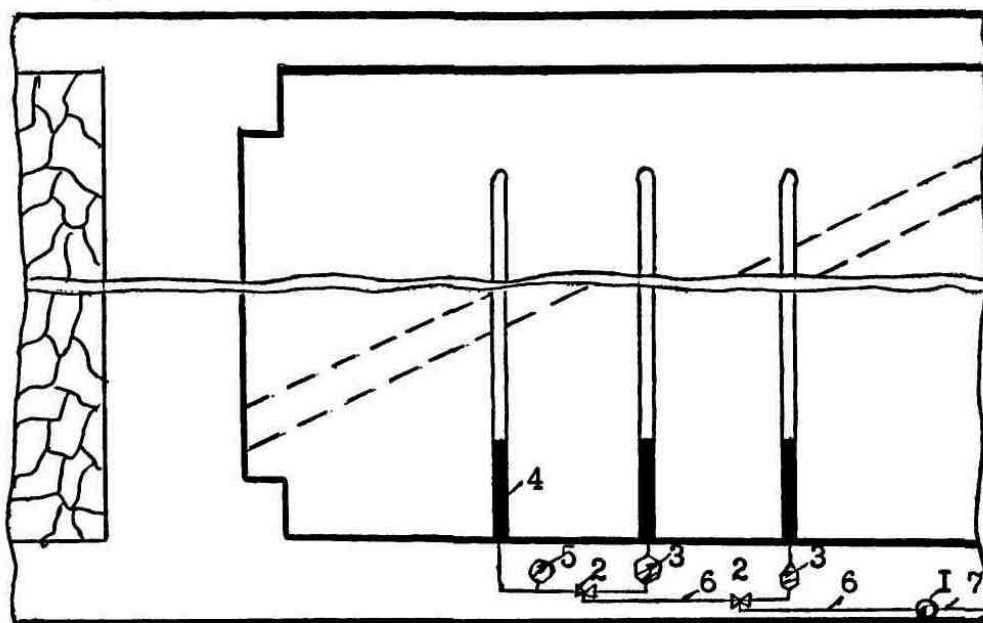


Рис. 17.14 Технологічна схема каскадного нагнітання води у вугільний пласт

Таблиця 17.1

Параметри гідравлічної дії

Найменування параметра	Позначення	Значення
Довжина свердловин		130 м
Діаметр свердловин		80-100 мм
Глибина герметизації		15 м
Відстань між свердловинами каскаду		15м
Відстань між групами в непорушеній зоні		10 м
Витрата води на свердловину		53 м ³
Тиск нагнітання		75 кгс/см ²
Темп нагнітання		20-30 л/хв
Час нагнітання в одну свердловину у непорушеній зоні		40 г
у зоні геологічного порушення		45 г
Відстань від очисного вибою до першої свердловини в момент початку нагнітання		25 м

Безпосередня покрівля пласта - глинистий сланець, слабостійкий, схильний до обвалення, безпосередній ґрунт - міцний глинистий сланець.

Таблиця 17.2

Характеристики пласту

Номер пачки	I	II	III	IV	V
Потужність, м	0,42	0,53	0,37	0,72	0,26
Ступінь порушеності	IV	I	II	I	II

За даними дослідних нагнітань через свердловини, пробурені: нагнітальна - по IV пачці, відточні - по II і IV пачках, розрахований: коефіцієнт проникності

по напластуванню $k_x = 0,4$ мд, вхрест напластування $k_z = 0,03$ мд, ефективна пористість $n_g = 0,015$. Тиск газу в пласті $P_g = 25$ кгс/см².

Вугільний пласт розробляється по суцільній системі з використанням комбайна 1ГШ68 з індивідуальним кріпленням. Режим роботи: 4 зміни по 6 годин (дві добувні і дві ремонтно-підготовчі).

Відкаточний штрек проводився по пласту вугілля з підривкою бічних порід у режимі струшувального висадження із середньою швидкістю 30 м/мес. Ширина виробки складає 5 м.

У вибої відкаточного штреку як локальний спосіб боротьби з раптовими викидами вугілля і газу передбачене нагнітання води в режимі гідророзпушування через дві короткі свердловини (див. рис.17.4б) Вода нагнітається послідовно в кожную свердловину або одночасно через обидві свердловини.

Розрахунок параметрів виконується згідно п. 17.2.1. Радіус ефективного дії кожної свердловини складає 4 м з урахуванням обробки чотириметрової зони за контуром виробки (див. рис.17.4б). Глибина герметизації з обліком тижневого подвигання вибою виробки і відповідно до умови п.17.2.1 приймається рівною 7 м. Довжина свердловини $l_c = 10$ м, діаметр $d_c = 43$ мм, величина незнижуваного випередження $l_{H.O.} = 2$ м.

Витрати води на одну свердловину

$$Q = 2 \cdot 0,015 \cdot 2,3 \cdot 4 \cdot (7 + 3) \approx 2,8 \text{ м}^3.$$

Тиск нагнітання

$$100 \text{ кгс/см}^2 \leq P_H \leq 325 \text{ кгс/см}^2; P_{H.c.p.} = 210 \text{ кгс/см}^2.$$

Темп і час нагнітання:

$$q = 12 \cdot 10^{-4} \cdot 3,14 \cdot 43 \cdot 3 \cdot \frac{0,4}{1} \cdot \frac{210 - 25}{\ln \frac{10^3 \cdot 3}{43}} \approx 8,2 \text{ л/хв};$$

$$T_H = 16,7 \cdot \frac{3,5}{8,2} \approx 7 \text{ г.}$$

У даному випадку практичний інтерес представляє моделювання процесу поширення води у вертикальному перерізі вугільного пласту через його складну будову.

Розподіл проникності в цій площині приведений в табл. 17.3. При розрахунку прийняте припущення, що для першої пачки $A = 1$, оскільки у вугіллях IV ступеня порушеності екзогенні тріщини затушовують як тріщини напластування, так і ендегенні.

Вихідні дані для моделювання

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

Проникність порід покрівлі відповідно до табл. 17.1 приймається рівною 0,001 мд, ґрунту - 0,0001 мд.

Вихідні дані для моделювання приведені в табл. 17.3 (для одиночної свердловини). Вісь X приймається рівнобіжною напластуванню (мал. 17.15).

Нагнітання здійснюється в режимі постійного тиску, приємистість присвердловинних ділянок пласта приймається однаковою. Оскільки породи покрівлі і ґрунту не є непроникними, на верхній і нижній границях задається умова (17.34).

Розподіл приросту вологості при нагнітанні через одиночну свердловину, пробурену по IV пачці, приведений на рис.17.15а. Показники рівномірності обробки: $\nu = 16,4\%$; $V_R = 76,2\%$. Нагнітання через каскад свердловин дозволяє істотно підвищити рівномірність обробки (див. рис. 17.15б), довести площу неопрацьованої зони до 8,6%, коефіцієнт варіації умовного приросту вологості - до 38,3%.

Однак, як видно з рис. 17.15б, неопрацьованим залишається вугілля I пачки, що є найбільш порушеною і, отже, найбільше викиднебезпечною. Усунути цей недолік можна, розташувавши свердловини в II пачці. Розподіл умовного приросту вологості в цьому випадку приведений на рис.17.15в. Показники рівномірності обробки при цьому також покращилися: $\nu = 4,9\%$; $V_R = 29,4\%$.

Як видно з рис.17.15 відстань проникнення води в покрівлю складає не більш 5 см, тобто нагнітання не може привести до істотного її розмиву.

Дослідження параметрів показало, що час обробки при каскадному нагнітанні складає 6-7 годин, що відповідає розрахованому значенню для одиночної свердловини.

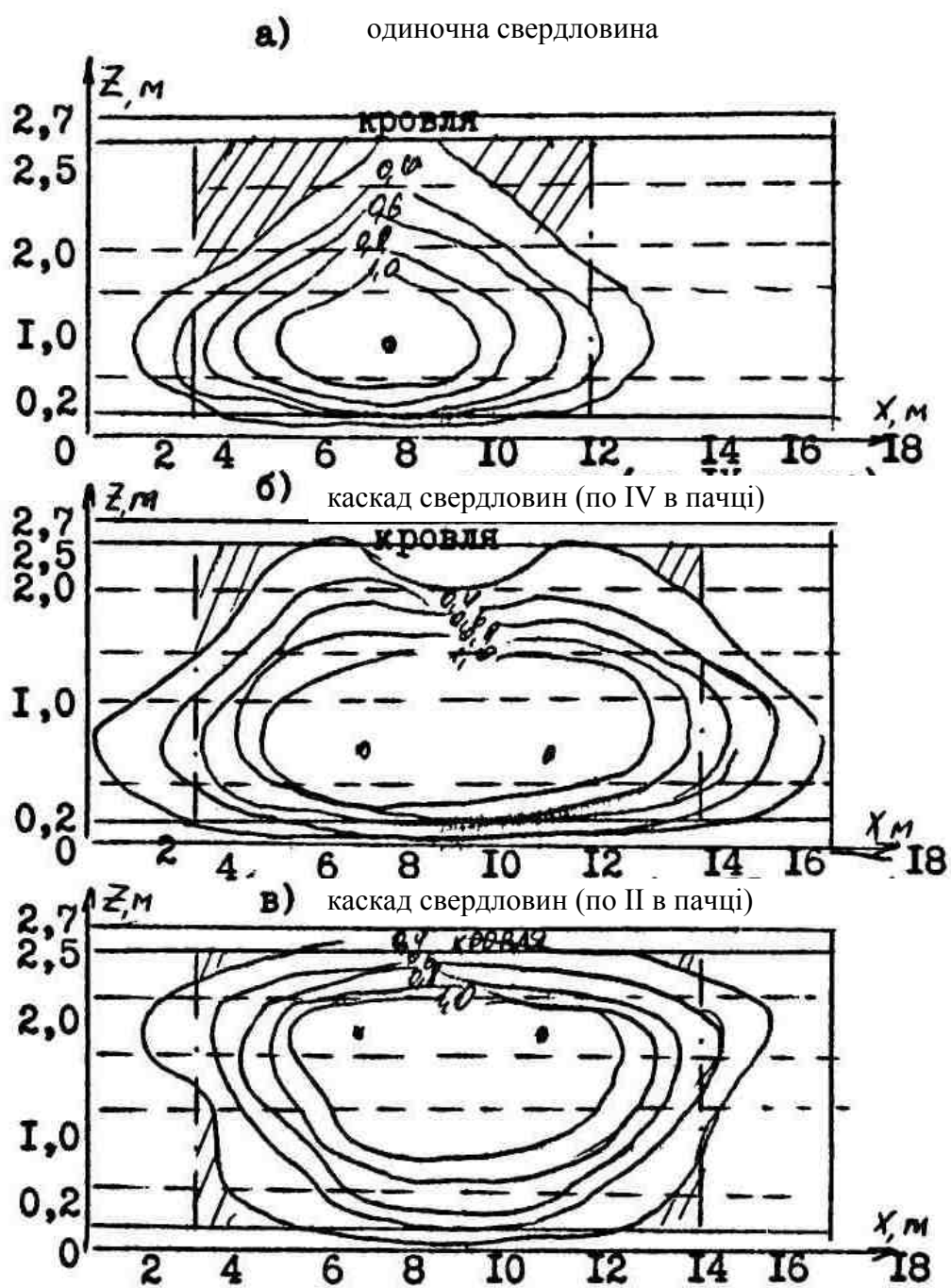


Рис.17.15 Розподіл рідини в площині, перпендикулярній напластуванню

Числові значення ідентифікаторів програми

Ідентифі- катор	Значення	Ідентифі- катор	Значення	Ідентифі- катор	Значення
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		

Таким чином, моделювання нагнітання води у вугільний пласт дало можливість вибрати раціональну схему розташування свердловин і спосіб нагнітання, що дозволяють на 76% зменшити площу неопрацьованої зони й у 2,6 рази - коефіцієнт варіації умовного приросту вологості в проектній області.

СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

1. Горная энциклопедия (в 5-ти томах) /Гл.ред.Е.А.Козловский. – М.: Сов.энциклопедия. 1984 – 1991.
2. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. – Л.: Недра, 1989. – 488 с.
3. Поддрезание сопряжений горных выработок /К.В.Кошелев, Н.В.Игнатович, В.И.Полтавец. – К.: Техника, 1991. – 176 с.
4. Распределение напряжений в породных массивах /Г.А.Крупенников, Н.А.Филатов, Б.З.Амусин и др. – М.: Недра, 1972. – 144 с.
5. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механические процессы в породных массивах: Учебник для вузов. – М.: Недра, 1986. 272 с.
6. Недвига С.Н., Недашковский И.В. Гидроразрыв как способ определения напряжений в угольных пластах. – В кн.: Измерение напряжений в массиве горных пород. Новосибирск, 1970, с.210-211.
7. Определение напряжений в массивах скальных пород. /И.А.Турчанинов, В.И.Панин, В.С.Кононенко и др. В кн.: Диагностика напряженного состояния породных массивов. Новосибирск, 1980. С.42-48.
8. Тарасов Б.Г., Дырдин В.В., Иванов В.В., Геоэлектрический контроль состояния массивов. – М.: Недра, 1983, 216 с.
9. Моделирование проявлений горного давления /Г.Н.Кузнецов, М.Н.Будько, Ю.И.Васильев и др. Л., Недра, 1968. 279 с.
10. Павловский Н.Н. Теория движения грунтовых вод под гидротехническими сооружениями и ее основные приложения. Пг., Литогр. Изд. Науч. – мелиорац. Ин-та, 1922. 752 с.
11. Нифонтов Б.И., Корнев Г.Н., Суходрев В.М. Основы электрического моделирования действия взрыва и удара. М., Недра, 1971. 159 с.
12. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород: Учеб. Для узов. М.: Недра, 1991. – 386 с.
13. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород: Учебник для вузов. – 4-е изд. Перераб. И доп. – М.: Недра, 1984. – 359 с.
14. Справочник взрывника. Под общ. Ред. В.Н.Кутузова. – М.: Недра, 1988. – 511 с.

15. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. – М.: Недра, 1989. – 571 с.
16. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222 с.
17. Н.В.Сонин. Изучение и обобщение физико-механических свойств вмещающих пород угленосного карбона Луганской области по данным разведочных работ. // Изучение физико-механических свойств горных пород в Донбассе». Сб. Тезисы докладов Республиканского научно-технического совещания «Состояние работ по изучению физико-механических свойств горных пород в Донецком бассейне в процессе проведения геологоразведочных работ с целью прогнозирования устойчивости горных пород». Донецк: МУП УССР. 1969.
18. Зборщик М.П., Назимко В.В. Охрана выработок глубоких шахт в зонах разгрузки. – К.: Техника, 1991. – 248 с.
19. Глушко В.Т., Цай Т.Н., Ваганов И.И. Охрана выработок глубоких шахт. – М.: Недра, 1975. – 200 с.
20. Зборщик М.П. Охрана выработок глубоких шахт в выработанном пространстве. К.: Техника, 1978. – 176 с.
21. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Охрана и ремонт горных выработок /Под ред. К.В.Кошелева – М.: Недра, 1990 – 218 с.
22. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород: Учеб. Для вузов. – М.: Недра, 1995. – 395 с.
23. Прогрессивные паспорта крепления, охрана и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1985. – 112 с.
24. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений в примерах и задачах: Учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1989. – 270 с.
25. Способы и средства охраны подготовительных горных выработок. Алышев Н.А. и др. — Донецк — 1997.— 395 с.
26. Александров В.Г. и др. Вопросы управления горным давлением на тонких крутых пластах Донбасса. Монография — Донецк ООО «Лебедь», 1998.— 288 с.
27. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. — К. «Наукова думка», 1989. —192 с.

28. Липкович С.М., Сивохин В.И., Самойлов В.Л. Планирование развития горных работ при разработке двух сближенных пластов // «Разработка месторождений полезных ископаемых» № 38, Киев, «Техника», 1974, с.8-12.
29. Вавро М., Маршалек З., Самойлов В.Л. Зависимость физико-механических свойств песчаников от степени их катагенеза // Реф. сб. аннотаций докладов на 2-й международной научной конференции. Секция 6. Горно-металлургический институт. Острава, 1980 (на русском, чешском и немецком языках) с.129-130.
30. 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).
31. Самойлов В.Л., Краснов С.В., Максионович А.Г. Повышение устойчивости штрека крутого падения путем взрывоцелевой разгрузки вмещающих горных пород // Тезисы докладов Всесоюзного научно-технического совещания «Пути улучшения состояния горных выработок» (г.Донецк, 10-13 октября 1989 г.). Минуглепром СССР, ЦНИЭИуголь, М., 1989г.
32. Самойлов В.Л. Предотвращение пучения пород почвы в подготовительных выработках с помощью взрывоцелевой разгрузки // Сб. докладов научной конференции № 4, 1-я часть. Секция 4, ГМИ. Острава, 1990, с.62-63.
33. Взрывоцелевая разгрузка вмещающих пород как средство повышения устойчивости горных выработок / Самойлов В.Л. // Изв. Донецкого горного института. – 2002. – № 1. – с. 54-56.
34. О способах сохранения зоны разгрузки в условиях пласта m_3 шахты им. А.Ф.Засядько / Самойлов В.Л., Гончаров А.М. // Изв. Донецкого горного института. – 2003. – № 2. – с.27-31.
35. Обоснование способа охраны выемочных ходков при доработке запасов пласта h_{10}^6 шахты «Иловайская» ПО «Шахтерскантрацит» / Самойлов В.Л., Чураков А.А. // Изв. Донецкого горного института. – 2005. – № 1. – с.116-121.
36. ДНАОП 1.1.30-1.01-00. Правила безпеки у вугільних шахтах. Державний нормативний акт з охорони праці. - К.: Держнаглядохоронпраці, 2000. – 484с.

- 37.ДНАОП 1.1.30-1.XX-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция). – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268с.
- 38.Ржевский В.В., Бурчаков А.С., Москаленко Э.М., Ножкин Н.В.// Решение о выдаче авторского свидетельства по заявке № 1895189/22-3 от 23.03.1973 г.
- 39.Павлыш В.Н. Развитие теории и совершенствование технологии процессов воздействия на угольные пласты: Монография. - Донецк: РВА ДонНТУ, 2005. - 347с.
- 40.Штерн Ю.М. Совершенствование технологии нагнетания текучих в угольный пласт с целью повышения эффективности его обработки для борьбы с метаном и пылью в шахтах: Дис. ... канд. техн. наук: 05.05.04. - М., 1981. – 211с.
- 41.Самарский А.А. Теория разностных схем. - М.: Наука, 1977. - 656с.