

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ УКРАЇНИ
«КИЇВСЬКИЙ ПОЛІТЕХНІЧНИЙ ІНСТИТУТ»**

КУРСОВИЙ ПРОЕКТ
По курсу „Підземні гірничі роботи”
**ПРОЕКТУВАННЯ ОСНОВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ
ПАРАМЕТРІВ ШАХТИ**

Виконав:
студ. III-го курсу
гр. ОБ-11
Павленко М.О.
Варіант №6
Перевірів:
Ган А.Л.

Київ 2014

Вступ

На території України видобувається переважна більшість існуючих на Землі корисних копалин: залізна руда, кам'яне й буре вугілля, марганцеві, титанові, ртутні й уранові руди, кам'яна й калійна солі, сировина для будівельної промисловості, нафта, газ й інші корисні копалини. Основні запаси кам'яного вугілля зосереджені переважно в Донецькому басейні, і частково на заході України.

Але останнім часом вуглевидобувна промисловість відійшла на задній план. Головним питанням стала проблема з газом. Виникла залежність держави від конкурентів газового ринку. Дивлячись на такий стан країни можна тільки робити висновки, що необхідно шукати нові альтернативні джерела енергії, тим більше, що ресурсів вистачає на не багато років.

В останні роки у гірничодобувній і зокрема у вугільній промисловості намітилась тенденція до концентрації виробництва, зосередження видобутку у великих шахтах. З метою уніфікації обладнання, підвищення його використання нормами проектування вугільних шахт, кар'єрів і збагачувальних фабрик передбачається стандартизація виробничих потужностей шахт, що проектуються.

Отже в даному курсовому проекті ми повинні обрати, обґрунтувати, і накреслити схему розробки і технологічну схему очисного вибою, обрати комплект обладнання, розрахувати навантаження на лаву, швидкість просування очисного вибою, планограму організації очисних робіт. Також необхідно визначити потужність шахти, термін її роботи, кількість лав, обрати і накреслити схему підготовки і розкриття шахтного поля, обрати схему і засоби основного і допоміжного транспорту, конструювати схему вентиляції шахти і розрахувати необхідну кількість повітря для вентиляційної мережі.

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Завдання на проектування. Вихідні дані

Завдання: для заданих гірничо-геологічних умов обґрунтувати і обрати технологічну схему очисного вибою, систему розробки, спосіб розкриття і підготовки шахтного поля; обрати технологічну схему транспорту, спосіб проведення і охорони підготовчих виробок, розрахувати основні параметри шахти: навантаження на лаву, запаси шахтного поля, потужність шахти; визначити параметри провітрювання виймальної ділянки. Вирішити поставлене індивідуальне завдання, розробити календарний план відробки пласта. Виконати техніко-економічні розрахунки.

Вихідні дані для проектування шахтного поля:

1. Розміри шахтного поля:

- за простяганням $S=3.5$ км;

- за падінням $L=2$ км;

2. Потужність пластів:

$m_1=1.24$ м.;

$m_2=1.0$ м.;

$m_3=1.3$ м.

3. Міцність порід $f_1=4$; $f_2=8$; $f_3=3$; $f_4=6$.

4. Глибина залягання $H=350$ м;

5. Відстань між пластами $h_1=55$ м; $h_2=70$ м;

6. Кут нахилу пласта по падінню $\alpha=10^\circ$

7. Метановиділення в очисному вибої $I_{оч}=4.4$ м³/т.

8. Опір порід різанню $A_p=213,7$ кН/м

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

1.Встановлення технологічної характеристики пласта і бічних порід для заданих гірничо-геологічних умов

Вихідні дані:

$m_{cp}= 1,24$ м, середня потужність пласта;

$\Delta m= 5\%$, коливання потужності пласта;

$\alpha_{min}= 10^\circ$, мінімальний кут падіння пласта;

$\alpha_{max}= 10^\circ$, максимальний кут падіння пласта;

$q= 6$ м³/т, відносна метаноносність;

$w = 1$ м³/год., приплив води в лаву;

$L_{л} = 180$ м, довжина лави;

$L_{ст} = 1100$ м, довжина виймального стовпа;

R - показник руйнування пласта - крихкий;

$\gamma_{cp}= 2,5$ т/м³ - середня густина бічних порід.

Таблиця 1.1

Характеристика пласта

Будова пласта	Потужність пачок m , м	Опір різанню Ap , кН/м	Густина γ , т/м ³
Нижня пачка	0,5	230	1,48
Породний прошарок	0,02	300	2,45
Верхня пачка	0,72	200	1,52

Будуємо структуру виймального пласта і стратиграфічну колонку пласта з вміщуючими породами (рис.1.1 і 1.2).

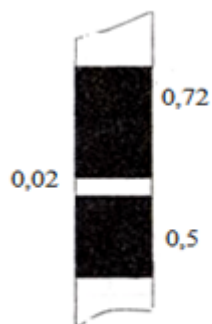


Рис. 1.1. Структурний
стовпчик пласта М 1:20

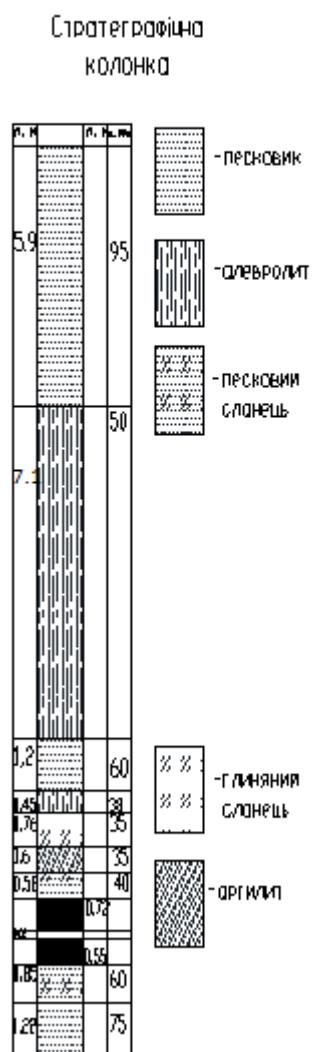


Рис. 1.2. Стратиграфічна колонка

Таблиця 1.2

Характеристика порід

Назва породи	Товщина пластів, м	Опірність стисканню σ_c , МПа
--------------	--------------------	--------------------------------------

Підосва

Пісковий сланець	0,85	60
Пісковик	1,22	75

Покрівля

Пісковий сланець	0,58	40
Аргіліт	0,60	35
Глинистий сланець	0,76	35
Алевроліт	0,45	38
Пісковий сланець	1,2	60
Алевроліт	7.1	50
Пісковик	5,9	95

Середньозважені значення густини пласта, опір вугілля різанню визначаємо з формул:

$$\gamma_{cp} = \Sigma(m_i \cdot \gamma_i) / \Sigma m_i = (0.72 \cdot 1.52 + 0.02 \cdot 2.45 + 0.5 \cdot 1.48) / (0.72 + 0.02 + 0.5) = 1.518 \text{ т/м}^3;$$

$$A_p = \Sigma(m_i \cdot A_{pi}) / \Sigma m_i = (0.72 \cdot 210 + 0.02 \cdot 300 + 0.55 \cdot 210) / (0.72 + 0.02 + 0.55) = 213,7 \text{ кН/м.}$$

Мінімальна і максимальна потужності пласта визначається за формулами:

$$m_{max} = m_{cp} + m_{cp} \Delta m / 100 = 1.24 + 1.24 \cdot 5 / 100 = 1.35 \text{ м;}$$

$$m_{min} = m_{cp} - m_{cp} \Delta m / 100 = 1.24 - 1.24 \cdot 5 / 100 = 1.23 \text{ м;}$$

Усі гірські породи за шаруватістю розділяються на класи (табл. 1.3)

Класифікація порід за шаруватістю

Класи порід	Товщина пластів, м
вельми тонкошаруваті	<0,2
тонкошаруваті	0,2-1
середньошаруваті	1-3
крупношаруваті	3-10
вельми крупношаруваті	>10

Проводимо характеристику бічних порід і встановлюємо їх типи.

Відповідно до класифікації (табл. 1.3) породи безпосередньої покрівлі –тонкошаруваті ($m = 0.2-1$ м) і середньошаруваті ($m = 1-3$ м) з опором на одноосне стискання 35-60 МПа.

Перші чотири пласти (прошарків) безпосередньої покрівлі можуть обвалюватись слідом за пересуванням кріплення очисного вибою. За стійкістю, вони можуть бути віднесені до категорії Б₄- середньої стійкості, $\delta_{ст} = 30...60$ МПа. Оголення порід зберігають стійкість більше 0,5 год. За виконавчим органом комбайна довжиною 20 м. і більше. Ділянку вигину конвеєра можна не закріплювати. При зупинках більше 0,5 год. Закріплювати обов'язково.

Таким чином, сумарна потужність безпосередньої покрівлі складе

$$h_{бп} = \sum m_i = 0.58 + 0.6 + 0.76 + 0.45 + 1.2 + 7.1 + 5.9 = 16.59 \text{ м.}$$

Відношення $h_{бп}/m = 16,59/1.24 = 13.37$. Відповідно до класифікації за навантажувальними властивостями покрівлі при $h_{бп}/m \geq (6...7)$; покрівля за навантажувальністю (управлінням) відноситься до легкого типу.

За геолого-петрографічними ознаками покрівля відноситься до категорії А₂ – середньо обвалювана.

Безпосередня підшва – пісковий сланець. Межа міцності на одноосне стискання $\delta_{ст} = 60$ МПа. Оскільки $\delta_{ст} = 60$ МПа > 2 МПа, то підшва відноситься до міцної.

Повна характеристика бокових порід буде: А₂, Б₄, М.

Визначаємо параметри розміщення обваленної породи у виробленому просторі.

Перші чотири пласти, як уже відзначалося, будуть обвалюватись відразу після

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

пересування кріплення. Обвалена порода заповнить вироблений простір на висоту (рис. 1.3):

$$h_{l3an} = h_{\delta n} \cdot K_p = (0.45 + 0.76 + 0.60 + 0.58) \cdot 1.15 = 2,75 \text{ м.}$$

П'ятий пласт буде обвалюватися з деякими зависанням за кріпленням. Приймемо, що цей пласт зависає за кріпленням на відстані до трьох метрів.

Обвалений п'ятий пласт заповнити вироблений простір на висоту:

$$h_{23an} = h_{\delta n} \cdot K_p = 1,2 \cdot 1.15 = 1,38 \text{ м.}$$

Сумарна висота заповнення виробленого простору заваленою покрівлі:

$$h_{3an} = h_{13an} + h_{23an} = 2,75 + 1,38 = 4,13 \text{ м.}$$

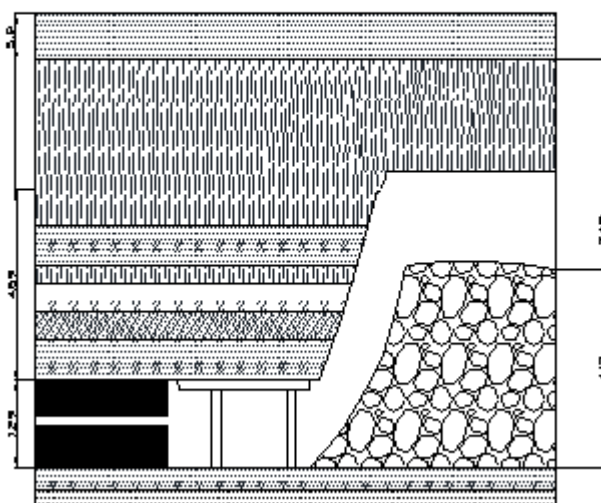
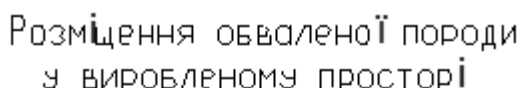
Висота вільного простору від підшви до основної покрівлі дорівнює:

$$h_{sup}=m+ h_{\delta n} = 1.24+16,59 = 17,83 \text{ м.}$$

Зазор між заваленою породою й основною покрівлею складе:

$$h_{CB} = h_{\text{Вир}} - h_{\text{зап}} = 17,83 - 4,13 = 13.7 \text{ м.}$$

Рис. 1.3. Схема розміщення обваленої породи у виробленому просторі



2. Вибір системи розробки, механізованого комплексу і перевірка його придатності до заданих гірничо-геологічних умов

2.1. Вибір і аналіз систем розробки пластових родовищ

2.1.1 Суцільні, стовпові і комбіновані системи розробки

Вибір системи розробки

Вибір системи розробки залежить від ряду геологічних, технічних, технологічних і організаційних факторів.

Вимоги до системи розробки:

- безпечне проведення гірничих робіт; урахування небезпечних проявів гірського тиску;
- можливості загазування виробок; висока температура
- мінімальні матеріальні трудові витрати
- незначні втрати корисних копалин

Системи розробки - це певний порядок ведення очисних і підготовчих робіт, пов'язаних в просторі і в часі. На вибір системи розробки впливають такі чинники, як потужність і кут падіння пласта, характер вміщуючих порід, використане устаткування для очисних і підготовчих робіт і ін. Вибір системи розробки являється приватною задачею при виборі технологічної схеми очисного вибою. При виборі системи розробки і технологічних схем необхідно враховувати втрати вугілля і оцінювати їх в сукупності з іншими техніко-економічними показниками, що характеризують дану схему з урахуванням безпеки робіт. Вибрана система розробки повинна забезпечувати високий рівень концентрації робіт і бути економічною.

Суцільні системи розробки

Сутність даного типу систем полягає в тому, що очисні і підготовчі роботи проводять одночасно в одному і тому ж напрямку, найчастіше від бремсбергів, похилів чи поверхових квершлагів до меж виймального поля.

Вентиляційні штреки переважно проводять слідом за лавою або з невеликим випередженням, а відкотні або конвеєрні штреки – з випередженням лави на 50...150 м і більше (рис.2.1). Охорону виймальних штреків здійснюють: ціликами залишеного вугілля, бутовими смугами з породи від прохідницьких робіт, штучними смугами, вилитими з бетону або викладеними із залізобетонних плит БЗБТ, а на круто похилих або круто падаючих пластах – також штучними смугами з органного кріплення, кострів, кущів. На глибоких шахтах, при відробленні небезпечних по самозайманню пластах замість ціликів для охорони штреків викладають бутові смуги. Цим самим створюються умови для повторного використання транспортного штреку в якості вентиляційного при розробці наступного поверху чи ярусу, що можливо при породах не нижче середньої стійкості і потужності пласта до 1,0... 1,3 м.

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

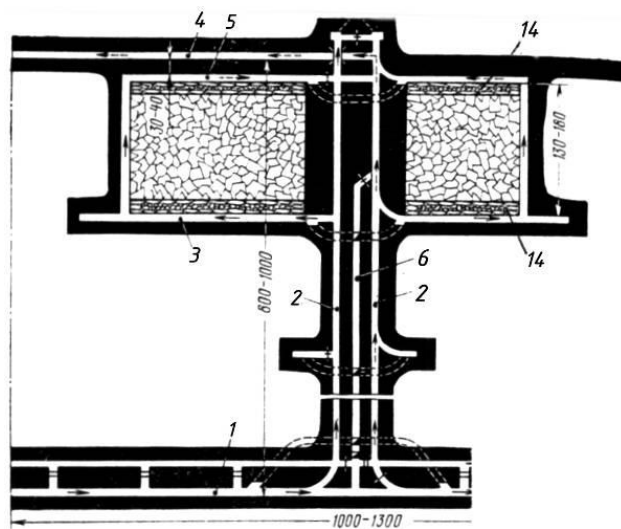


Рис. 2.1. Суцільна система розробки лава-ярус (поверх) для пологого падіння.

Стовпові системи розробки

Для цих систем розробки, запаси корисних копалин, в межах виймального поля (поверху, ярусу), повністю оконтурюють підготовчими виробками до початку очисних робіт, утворюючи своєрідний стовп, тобто підготовчі і виймальні роботи виконують послідовно в часі і організаційно одні роботи не заважають іншим. Після відпрацювання лави обидва штреки погашують або ж один з них підтримують за лавою і використовують після відповідного ремонту повторно.

Стовпові системи розробки знайшли найбільш широке застосування на шахтах України і інших вуглевидобувних держав. Ці системи розробки, як і суцільні, мають варіанти: без поділу на підповерхи (під'яруси) і з поділом на підповерхи (рис.2.2).

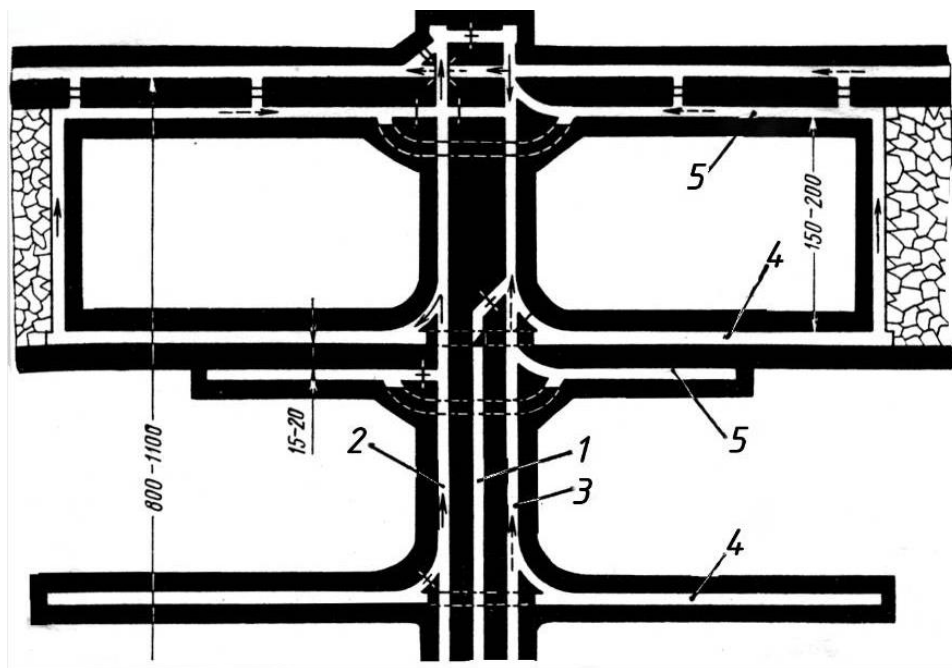


Рис. 2.2. Стовпова система розробки лава-ярус: 1, 2, 3 – панельні бремсберги: конвеєрний, людський, допоміжний; 4, 5 – ярусні штреки.

Комбіновані системи розробки

Досить часто застосовують комбінації стовпових і суцільних систем розробки. Наприклад, при відробленні першого ярусу за суцільною системою розробки збережений транспортний штрек можна повторно використати в якості вентиляційного для відпрацювання другого ярусу. Якщо транспортний штрек цього ярусу проводити як при суцільній системі розробки, то будемо мати для другого ярусу комбінацію стовпової і суцільної систем розробки.

Комбіновані системи розробки поєднують в собі переваги і недоліки суцільної і стовпової систем розробки.

В залежності від чинників, що впливають на вибір системи розробки обираємо стовпову систему розробки з лавою по простяганню.

2.1.2. Визначення розрахункового об'єму породи від прохідки виймальних виробок і ширини бутової смуги

Визначаємо необхідні параметри:

1). Переріз виробки в прохідці по вугільній частині

$$S_{\text{вуг}} = b \cdot m = 4,88 \cdot 1,24 = 6,2 \text{ м}^2;$$

2). Об'єм породи від прохідки на 1 м довжини виробки

$$V_{\text{пор}} = 1 \cdot S_{\text{пор}} = 1 \cdot (S_{\text{пр}} - S_{\text{вуг}}) = 18,6 - 6,2 = 12,4 \text{ м}^3;$$

де $S_{\text{пор}}$, $S_{\text{вуг}}$, $S_{\text{пр}}$ – переріз виробки відповідно по породній, по вугільній частинах і по усій виробці в прохідці, м^2 .

3). Ширину бутової смуги, викладеної з породи від прохідки

$$L_b = k_p \cdot V_{\text{пор}} / (1 \cdot m) = 1,30 \cdot 12,4 / (1 \cdot 1,24) = 11,5 \text{ м.}$$

де k_p – коефіцієнт розрихлення породи, залежить від способу закладання і складу породи.

2.2. Вибір механізованого комплексу

Для заданого діапазону потужностей ($m_{\min} = 1,23 \text{ м}$; $m_{\max} = 1,35 \text{ м}$) підходять комплекси:

2МКД90 ($m_{\min} = 1,23 \text{ м} > H_n = 1,1 \text{ м}$, $m_{\max} = 1,35 \text{ м} < H_g = 1,5 \text{ м}$),

КМТ ($m_{\min} = 1,23 \text{ м} > H_n = 1,15 \text{ м}$, $m_{\max} = 1,35 \text{ м} < H_g = 2,0 \text{ м}$),

1МКДД ($m_{\min} = 1,23 \text{ м} > H_n = 1,0 \text{ м}$, $m_{\max} = 1,35 \text{ м} = H_g = 1,6 \text{ м}$).

Зіставимо умови застосування обраних комплексів за кутом залягання пласта. За заданих гірничо-геологічних умов $\alpha_{\min} = 10^\circ$, $\alpha_{\max} = 10^\circ$, враховуючи, що лава заводнена ($W = 6 \text{ м}^3/\text{год}$), відпрацьовування необхідно вести за підняттям пласта. Усі відібрані комплекси можуть працювати при α до 10° . Комбайни, які входять до складу названих комплексів, придатні для виймання вугілля з опором різанню $A_p = 250 \text{ кН/м}$.

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

У пункті 1 встановлений тип бічних порід А₂Б₄М. За стійкістю покрівлі комплекси прийнятні, тому що відповідають типу покрівлі Б₄.

Вибираємо комплекс 1МКДД з кріпленням 1КДД.

Таблиця 2.1.

Очисний комплекс	Тип кріплення	Комбайн	Конвеєр	Виймальна потужність, м	Кут падіння, град	Довжина лави, м	Стійкість покрівлі
1МКДД	1КДД	РКУ10	СПЦ163	1...1.6	10...35°	180	Середньої стійкості

Таблиця 2.2.

Тип комбайну	Потужність пласта, м	Кут падіння, град	Ширина захвату, м	Потужність двигуна, кВт	Робоча швидкість, м/хв.	Опір вугілля різанню готовності
РКУ10	1...1.82	10...35 °	0.63	200	5	до 360 кН/м

2.3. Перевірка кріплення комплексу на відповідність коливанням потужності пласта

Можлива величина опускання покрівлі по осі переднього і заднього стояків секції кріплення з урахуванням значень параметрів μ і Θ , при Б₄ коефіцієнт $\mu = 0,015$, а при $m > 1,2$ м $\Theta = 0,05$) становить:

$$\Delta h_1 = \mu \cdot m_{\min} \cdot l_n = 0,015 \cdot 1,23 \cdot 1,28 = 0,023 \text{ м};$$

$$\Delta h_2 = \mu \cdot m_{\max} \cdot l_3 = 0,015 \cdot 1,35 \cdot (1,28 + 1,35) = 0,053 \text{ м}.$$

Необхідні максимальні і мінімальні значення висоти кріплення становлять:

$$H_{max} = m_{max} - \Delta h_2 = 1,35 - 0,053 = 1,3 \text{ м};$$

$$H_{min} \leq m_{min} - (\Delta h_2 + \Theta) = 1,23 - (0,023 + 0,05) = 1,16 \text{ м}.$$

Габаритні розміри секція кріплення 1КДД :

$$H_n' = 0,74 \text{ м}, H_e' = 1,6 \text{ м}.$$

Оскільки $H_{max} = 1,3 < H_e' = 1,6 \text{ м}$, а $H_{min} = 1,16 > H_n' = 0,74 \text{ м}$, то обране кріплення за коливаннями потужності пласта придатне до розглянутих гірничо-геологічних умов.

Секція
механізованого
кріплення 1МКДД

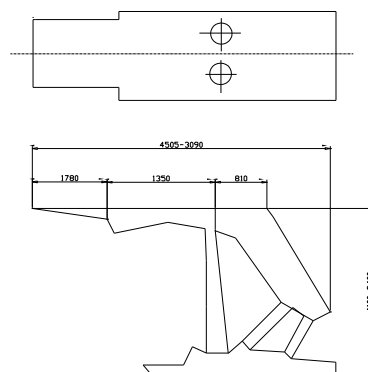


Рис.2.3. Секція кріплення 1КДД

2.4. Перевірка несучої здатності кріплення за величиною зовнішнього активного навантаження

Відповідно до габаритних розмірів секції кріплення, довжина верхняка становить $L_{кр} = 4,35 \text{ м}$, а ширина $b_{кр} = 1,5 \text{ м}$.

Площа верхняка механізованої кріплення S складе:

$$S = b_{кр} \cdot l_{кр} = 1,5 \cdot 4,35 = 6,52 \text{ м}^2.$$

Безпосередня покрівля відшаровується від основної і цілком, разом із зависаючою консоллю, знаходиться на кріпленні на висоті 10,49 м.

Навантаження R на підтримуючу частину секції кріплення складе:

$$R = b_{кр} \cdot (l_{кон} + l_{кр} + r) \cdot h_{бп} \cdot \gamma = 1,5(0,58 + 4,35 + 0,63) \cdot 17,83 \cdot 2,6 = 276,6 \text{ т} = 2766 \text{ кН}.$$

Навантаження R_1 на 1 м^2 секції кріплення складе:

$$R_1 = R / S = 2766 / 6,53 = 423,7 \text{ кН/м}^2.$$

Для кріплення МТ

$$R_n = 2930 / 6,53 = 448,7 \text{ кН/м}^2.$$

Оскільки паспортний опір підтримуючої частини секції

$R_n = 448,7 > R_I = 423,7$, то кріплення придатне для застосування в розглянутих умовах.

2.5. Технологія комбайнового виймання вугілля

Для розрахунку таких параметрів як навантаження на очисний вибій, тривалість циклу і кількість циклів за добу, необхідно обрати конкретні елементи технологічної схеми очисних робіт, елементи системи розробки: схему роботи комбайна: односторонню з холостим ходом і зачисткою лави чи човниковою; з залишенням двох ніш, однієї ніші чи без ніш; спосіб виймання ніш, спосіб зарубування комбайна; порядок відробки виймального поля, спосіб охорони штреків (хідників); напрям роботи лави: за простяганням чи за підняттям (падінням) пласта.

Досить продуктивною виявилась технологія роботи комбайна з застосуванням самозарубки «косими заїздами». При односторонній схемі роботи комбайна і безнішовому вийманні ця технологія передбачує наступне: на початку виймання чергової смуги вугілля комбайн знаходиться на конвеєрному штреку, конвеєр пересунутий до вибою, комбайн на новій смузі.

Передній шнек комбайна робить виймання верхньої частини пласта, а задній - біля підосви. По мірі руху комбайна, після його просування секції кріплення підтягуються до вибою. Так продовжується до закінчення виймання смуги вугілля, коли весь очисний вибій буде закріплений механізованим кріпленням.

При односторонній схемі виймання комбайн починає рух у зворотному напрямку, зачищаючи вугілля, що залишилося на підосві пласта. При цьому обидва шнеки комбайна знаходяться біля підосви. Слідом за рухом комбайна, на відстані 15-20м від нього, пересувають спочатку верхню натяжну головку, а потім і конвеєр. Комбайн зачищає вугілля до конвеєрного штреку. При цьому 15 м конвеєра до комбайна залишається вигнутою.

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

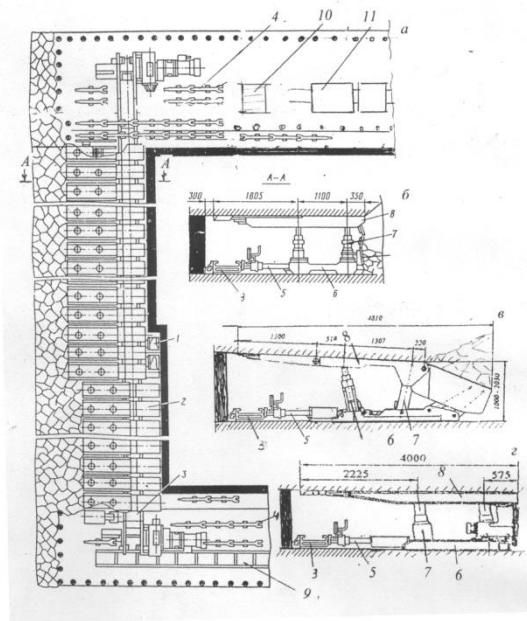


Рис. 2.4. Схема очисного вибою, обладнаного комплексом
Обираємо односторонню схему виймання вугілля.

3. Розрахунок швидкості подачі комбайна навантаження на очисний вибій

3.1. Визначення розрахункової швидкості подачі комбайна за його гірничотехнічними умовами

Обраний комбайн РКУ10 має двигун потужністю 200 кВт. Приймаємо коефіцієнт, що враховує режим роботи двигунів, рівним 0,7. Тоді стала потужність двигуна розраховується за формулою:

$$P_c = (0,7-0,9) P_n = 0,7 \cdot 200 = 140 \text{ кВт.}$$

Питомі енерговитрати на руйнування вугілля отримуємо з виразу

$$H_w = 0,01 \cdot A_p \cdot (0,12 / m_g + 0,2) \cdot K_R, \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т},$$

де K_R – коефіцієнт, який враховує вплив в'язкості вугілля на опір різання

$$K_R = 0,77 + 0,008 \cdot R \cdot A_p = 0,77 + 0,008 \cdot 0,5 \cdot 213,7 = 1,63.$$

Тут R - показник руйнування пласта.

Тоді

$$H_w = 0,01 \cdot 213,7 (0,12 / 1,24 + 0,2) 1,63 = 1,01 \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т}.$$

Розрахункова швидкість подачі комбайна визначається з формули:

$$v_n^p = P_c / (60 \cdot m_g \cdot r \cdot \gamma \cdot \kappa_r \cdot H_w) = 140 / (60 \cdot 1,24 \cdot 0,63 \cdot 1,52 \cdot 1,62 \cdot 1) = 1,2 \text{ м/хв.}$$

3.2. Визначення розрахункової швидкості кріплення лави

Розрахункова швидкість кріплення лави становить:

$$v_{кр} = K_{н.п.к.} \cdot b_k / \Sigma t_{кр}.$$

Для КДД кріплення

$$\Sigma t_{кр} = t_1 + t_2 + t_3 = 0,07 + 2 + 2 = 4,07 \text{ хв.}$$

Тоді: $v_{кр} = \kappa_{н.п.к.} \cdot b_{к} / \Sigma t_{кр} = 0,95 \cdot 1,5 / 0,47 = 3,03$ м/хв.

3.3. Перевірка швидкості подачі комбайна по продуктивності скребкового конвеєра

Розрахункова швидкість подачі комбайна по продуктивності скребкового конвеєра СП87ПМ визначається з формули:

$$v_{кон} = q_{кон} / 60 \cdot m_e \cdot r \cdot \gamma \cdot \kappa_r = 300 / 60 \cdot 1,24 \cdot 0,63 \cdot 1,52 \cdot 1,62 = 2,45 \text{ м/хв.}$$

3.4. Визначення швидкості подачі комбайна з урахуванням обмежень

З отриманих результатів розрахунку швидкості подачі комбайна маємо:

$$v_n^p = 1,2 < v_{кр} = 3,03 \text{ м/хв.}$$

Отже $v_n = v_n^p = 1.2$ м/хв., яку і приймаємо до розрахунку.

Продуктивність вугільного комбайна визначається за формулою:

$$q = v_n \cdot m_b \cdot r \cdot \gamma \cdot \kappa_r = 1.2 \cdot 1,24 \cdot 0,63 \cdot 1,52 \cdot 0,95 = 1.42 \text{ т/хв.}$$

3.5. Розрахунок навантаження на лаву

Розрахунок навантаження на лаву був вибраний виїмковий комплекс КДД. Розрахуємо навантаження на лаву обраного комбайна РКУ10.

Навантаження на лаву залежить від продуктивності виїмкового обладнання та ступеню його використання, типу кріплення, надійності роботи всіх складових елементів технологічної схеми.

Сумарна тривалість регламентованих організаційних перерв за зміну з врахуванням часу здачі-прийому зміни $t_{з.п.} = 14$ хв. становить:

$$t_{орг} = t_{пз} + t_{тп} = 14 + 20 = 34 \text{ хв.}$$

Тривалість виймання вугілля комбайном:

$$t_b = (L_{л} - \Sigma l_{н}) / v_n = (180 - 0) / 1.2 = 142 \text{ хв.}$$

Тривалість руху комбайна при зачищенні лави:

$$t_3 = (L_{л} - \Sigma l_{н}) / v_3 = (180 - 0) / 5 = 36 \text{ хв.}$$

Тривалість виконання кінцевих операцій при зарубці способом «косих заїздів»:

$$t_{к.о} = 2(2 \cdot l_{к} + l_{в.к.}) / v_n = 2(2 \cdot 6,95 + 15,0) / 1,2 = 46,04 \text{ хв.}$$

Розраховуємо невідомі ще нам коефіцієнти готовності технологічної схеми:

$$\mu_{ку} = \mu_{кд.1} \cdot \mu_{кд.2} \cdot \dots \cdot \mu_{кд.п} = 0,92 \cdot 0,97 \cdot 0,97 = 0,87;$$

$$\mu_c = \mu_{с.е} \cdot \mu_{с.е}(1 - \mu_{с.е}) \sum k_e = 0,98 \cdot 0,98(1 - 0,98)^4 = 0,90.$$

Коефіцієнт готовності всієї технологічної схеми визначаємо за формулою:

$$k_{гт} = k_{гт} = \left[1 + \frac{t_{ко} + t_3}{t_b} + \left(\frac{1}{\mu_{к}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{п.кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{ку}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_c} - 1 \right) + \left(\frac{1}{\mu_{пр}} - 1 \right) \right]^{-1} = \left[1 + \frac{(46,24 + 36)}{144} + \left(\frac{1}{0,87} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,9} - 1 \right) + \left(\frac{1}{1} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,87} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,90} - 1 \right) + \left(\frac{1}{1} - 1 \right) \right]^{-1} = 0,47,$$

де t_3 – час на зачистку лави, перегін комбайна (при односторонній схемі роботи), хв.;

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$t_{к.о.}$ – час на виконання кінцевих операцій, хв.;

μ_k – коефіцієнт готовності комбайна, $\mu_k = 0,80 \dots 0,88$

$\mu_{кр.}$ – коефіцієнт готовності кріплення, $\mu_{кр.} = 0,85 \dots 0,94$

$\mu_{ку.}$ – коефіцієнт готовності дільничої конвеєрної лінії;

μ_c – коефіцієнт готовності спряження лави з виймальною виробкою (штреком);

$\mu_{пр.}$ – коефіцієнт готовності лави по процесу провітрювання (приймається для шахт III категорії і над категорійних 0,93, для інших - 1,0).

Навантаження на очисний вибій:

$$A_l = q \cdot k_m \cdot (T_{зм} - T_{орз}) \cdot n_{зм} = 1,47 \cdot 0,47(360-34)3 = 675,5 \text{ т/добу}, \text{ де}$$

q – продуктивність комбайна, приймається з урахуванням швидкості подачі комбайна, пропускної здатності транспорту і швидкості кріплення з роботи;

$k_{зм}$ – коефіцієнт готовності технологічної схеми лави і виймальної дільниці (змінний коефіцієнт машинного часу);

$T_{зм}$ – тривалість зміни, год;

$n_{зм}$ – число видобувних змін за добу;

$t_{орз}$ – сумарна тривалість регламентованих організаційних перерв за зміну.

3.6. Визначення кількості і тривалості циклів виймання вугілля комбайном

Кількість вугілля, отриманого при вийманні однієї смуги, становить:

$$A_c = l_l \cdot m_g \cdot r \cdot \gamma \cdot \mu_r = 180 \cdot 1,24 \cdot 0,63 \cdot 1,52 \cdot 0,95 = 210,12 \text{ т.}$$

Тоді кількість знятих за добу смуг, а отже і кількість циклів при односторонній схемі виймання складе:

$$n_{ц} = n_{см} = A_l / A_c = 675,5 / 210,12 = 3,18.$$

Отриману величину $n_{ц}$ округлюємо до цілого значення $n_{ц} = 3$ і коректують навантаження на лаву:

$$A_l = n_{ц} \cdot A_c = 3 \cdot 210,12 = 630,36 \text{ т/добу.}$$

3.7. Побудова планограни робіт в очисному вибої

Для побудови планограни робіт в очисному вибої використовуємо отримані вище параметри тривалості окремих процесів. Коректуємо розраховані складові вище значення тривалості циклу введенням коректировочного коефіцієнту k_k , який визначається з формули:

$$k_k = (360 - t_{нз}) n_{зм} / (t_{г} + t_{з} + t_{ко}) n_{ц} = (360 - 14) 3 / (144 + 36 + 46,24) 3 = 1,53,$$

а скоректовані значення тривалості основних процесів – з формули :

$$\text{– час виймання вугілля комбайном } t'_{г} = k_k t_{г} = 1,53 \cdot 144 = 220,32 \text{ хв.};$$

$$\text{– час зачищення лави комбайном } t'_{з} = k_k t_{з} = 1,53 \cdot 36 = 55,1 \text{ хв.}; ;$$

$$\text{– час на виконання кінцевих операцій } t'_{ко.} = k_k t_{ко.} = 1,53 \cdot 46,24 = 70,7 \text{ хв.}$$

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Разом $t_{\text{ц}} = 220,32 + 55,1 + 70,7 = 346,1$ хв. . На підготовчо-заклучні операції залишається $360 - 346,1 = 13,9$ хв. (по 7 хв.– на початку і в кінці зміни).

Після цього приступаємо до побудови графіка. Починаємо з розбивки осі абсцис на 4 зміни, а кожну зміну на 6 годин. По осі ординат відкладаємо довжину лави через 20 м. Далі будуємо у відповідності з прийнятими умовними позначеннями графік виймання пласта комбайном по скоректованих значенням $t'_{\text{в}}$, $t'_{\text{з}}$, $t'_{\text{ко}}$, паралельно наносимо процеси пересування кріплення, пересування конвеєра.



Рис.3.1. Планограма робіт

4. ПРОЕКТУВАННЯ ПОПЕРЕЧНОГО ПЕРЕРІЗУ ШТРЕКУ

Для транспортування вугілля по штреку використовуємо конвеєр СП 63, ширина якого складає $Ш_{\text{к}} = 0,6$ м. Ширина проходки для людей $Ш_{\text{п}} = 0,7$ м.

Ширина штреку визначається за формулою:

$$Ш_{\text{ш}} = l_{\text{пр}} \cdot \cos \alpha + Ш_{\text{к}} + Ш_{\text{пр}} = 2,802 \cos 10^\circ + 0,6 + 0,7 = 4,06 \text{ м.}$$

Висоту підривання штреку визначаємо за формулою:

$$h_{\text{під}} = l \sin \alpha + h_{\text{зас}} + h_{\text{кон}} = 2,802 \cdot \sin 10^\circ + 0,25 + 0,36 = 1,1 \text{ м.}$$

Довжина ніші, коли привід чи голівка конвеєра не виноситься з лави, визначається з виразу

$$L_{\text{н}} = l_{\text{прив}} + l_{\text{пер.р}} + l_{\text{к}} + l_{\text{прох}} + l_{\text{з}}, \text{ м}$$

де $l_{\text{н}}$ - довжина ніші, м; $l_{\text{прив}}$, $l_{\text{пер.р}}$, $l_{\text{к}}$, $l_{\text{прох}}$, $l_{\text{з}}$ - відповідно довжина приводу, перехідного рештака, корпусу комбайна, проходу для людей і зазору між комбайном і перехідним рештаком, м. ($l_{\text{з}} = 0,2 - 0,3$ м).

У нашому випадку:

$$l_{\text{прив}} = 2,802 \text{ м; } l_{\text{пер}} = 0,3 \text{ м; } l_{\text{к}} = 8,4 \text{ м; } l_{\text{прох}} = 0,7 \text{ м; } l_{\text{з}} = 0,2 \text{ м.}$$

										Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата						

Тоді довжина ніші складе:

$$I_n = 2,802 + 0,3 + 8,4 + 0,7 + 0,2 = 12,402 \text{ м.}$$

Мінімальну ширину ніші $Ш_n$ визначимо з виразу, в якому приймаємо $r = 0,63 \text{ м.}$

$$Ш_n = r + l_{\text{прох}} = 0,63 + 0,7 = 1,33 \text{ м.}$$

Розрахунковим умовам відповідає поперечний переріз штреку з розмірами в світлі $Ш_{ш} = 4070 \text{ мм}$ і висотою $h_{штр} = 2830 \text{ мм.}$

У масштабі 1:50 викреслюємо поперечний переріз штреку з розташуванням у ньому приводу забійного конвеєра і транспортних засобів (рис 4.1).

Поперечний переріз
виробки

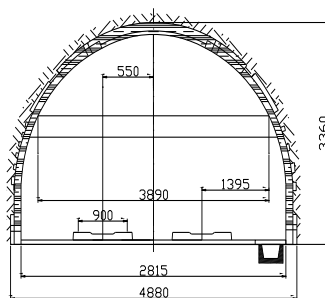


Рис. 4.1. Поперечні розміри штреку, згідно прийнятого типового поперечного перерізу

5. Розрахунок балансових і промислових запасів шахтного поля, потужності і терміну служби шахти

5.1. Розрахунок балансових і промислових запасів шахтного поля

Запаси вугілля можуть бути прийняті по геологічним даним цієї частини шахтного поля або родовища в цілому. Промислові запаси потрібно розраховувати з урахуванням втрат. В тому випадку, якщо дані про запаси відсутні або рішення поставлених питань виконується в умовах доопрацювання шахтного поля і, відповідно, необхідно знайти запаси, які залишилися в межах шахтного поля, використовується наступна методика.

Визначаємо площу балансових запасів з формули :

$$S = DL = 2000 \cdot 3500 = 7 \cdot 10^6 \text{ м}^2.$$

Геологічні запаси, які знаходяться на балансі шахти, виходячи з розмірів шахтного поля або його частини і продуктивності 1 м² пластів:

$$Z_{\text{б}} = Z_{\text{б}} = \sum_{i=1}^n S_i \cdot p_i = \sum_{i=1}^n (S_i \cdot m_i \cdot \gamma) = 7 \cdot 10^6 (1,24 \cdot 1,52 + 1,1 \cdot 1,52 + 1,3 \cdot 1,52) = 39,26 \cdot 10^6 \text{ т.},$$

де Z – геологічні запаси, т;

S, L – розмір шахтного поля відповідно по простиранню та падінню, м;

m – потужність пласта, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;

n – кількість пластів.

Геологічні запаси шахтного поля не повністю вибираються, а невибрана частина являє собою втрати вугілля. Розрізняють втрати:

шахтні - запаси в ціликах під будівлями, що охороняються; під природними об'єктами; а також запаси, які залишаються на межах шахтного поля;

експлуатаційні втрати, які залежать від прийнятої системи розробки та технологічної системи очисних робіт. Величина втрат при розробці вугільних пластів тонких та середньої потужності, як правило, не виходить за межі 5 – 25% геологічних запасів.

В даному випадку промислові запаси:

$$Z_n = Z_{\text{б}}(1 - k_{\text{вт}}) = 39,26 \cdot 10^6 \cdot (1 - 0,15) = 33,371 \cdot 10^6 \text{ т.}$$

5.2. Розрахунок потужності, терміну служби шахти, кількості діючих і резервних лав

Потужність (продуктивність) шахти є важливим фактором, який визначає використання основних фондів шахти, продуктивність праці робітників всіх категорій, собівартість видобутку. Тенденція до концентрації виробництва, зосередженість видобутку вугілля на більш крупних шахтах в кінці минулого століття сприяла підвищенню продуктивності праці, зниженню собівартості вугілля та ефективному

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

використанню основних фондів шахт.

Річна потужність шахти визначається з формули (тис. т):

$$A_{\text{ш}} = \sqrt{\frac{c(a+b A_{\text{л}})^2 + E K_1}{c \frac{10^3}{Z_n} + K_{\text{нр}} E K_2}} = \sqrt{\frac{28 \cdot (4,4 + 4 \cdot 10^{-3} \cdot 675,5)^2 + 0,15 \cdot 3307}{28 \cdot \frac{10^3}{61,03} \cdot 10^6 + 134 \cdot 10^{-6} \cdot 0,15 \cdot 25,1}} = 2051 \text{ тис.т} =$$

= 2,051 млн.т./рік,

де $c, a, b, K_1, K_2, K_{\text{нр}}$ - розрахункові коефіцієнти, що характеризують експлуатаційні та капітальні витрати на шахті, в залежності від умов залягання, типу вугілля; числові значення коефіцієнтів приведені в табл. 5.1;

$A_{\text{л}}$ - навантаження на очисний забій (лаву), т/добу;

$E = 0,15$ – коефіцієнт ефективності капіталовкладень.

Таблиця 5.1 Значення коефіцієнтів в залежності від кута нахилу пласта і типу вугілля

Характеристика пластів	Значення розрахункових коефіцієнтів					
	C	K_1	K_2	$K_{\text{нр}}$	a	b
Пологі та похилі вугільні пласти	28,0	3307	25,1	$134 \cdot 10^{-6}$	4,4	$4 \cdot 10^{-3}$
Круто-похилі і круті вугільні пласти	24,1	3307	25,1	$134 \cdot 10^{-6}$	2,6	$8,5 \cdot 10^{-3}$
Антрацитові пласти	18,6	4445	17,7	$134 \cdot 10^{-6}$	4,4	$5,75 \cdot 10^{-3}$

Приймаємо менше стандартне значення потужності шахти $A_{\text{ш}} = 180000 \text{ т/рік} = 1.8 \text{ млн. т/рік}$.

Термін служби шахти визначається за формулою:

$$T = \frac{Z_{\text{нр}}}{A_{\text{р}}} + t = \frac{33.37 \cdot 10^6}{1800 \cdot 10^3} + (1,1 + 0,9 \cdot 1.8) = 21.25 \text{ років.}$$

Кількість діючих лав визначаємо з формули :

$$n_{\text{л}} = A_{\text{ш}} / (300 A_{\text{л}}) = 180000 / (300 \cdot 675,5) = 8.8 \text{ лави.}$$

Для забезпечення проектної потужності лави 1.8 млн. т/рік необхідно мати 9 діючих лав по 3 видобувні зміни і одну лаву з однією видобувною зміною. Тобто, в роботі матимемо:

$$9 \cdot 3 + 1 = 28 \text{ лаво-змін з 5 резервними змінами (20\% від діючих).}$$

6. Вибір способів і засобів проведення і підтримання виймальних виробок.

Визначення оптимального співвідношення між очисними і підготовчими вибоями

Обравши спосіб і засоби проведення виймальних виробок для стовпкової системи розробки з проведенням виймальних штреків чи ходків вузьким вибоєм, перевагу віддаємо комбайновому способу проходки.

За даним кутом падіння, коефіцієнтами міцності та площею перерізу в проходці приймаємо комбайн вибіркової дії ГПКС.

Технічна характеристика ГПКС	
Технічна продуктивність щодо вугілля /породи, т/хв	2,0/0,8...1,0
Маса, т	20,0
Сумарна потужність, кВт	95
Рекомендована довжина виробки, м (\geq)	150

Визначаємо мінімальну відстань X діючої лави до кінця відробки стовпа, коли потрібно починати підготовку нового стовпа однією бригадою:

$$X = V_{оч} (t_{пл} + \frac{2L_{кр}}{V_{ш.оп}} + \frac{\ell_{л}}{V_{р.п}} + t_{мон} + t_{рез}) = 60(2 + \frac{2 \cdot 1100}{240} + \frac{180}{100} + 0,5 + 1) = 923 \text{ м.}$$

Визначаємо фактичний резерв часу на підготовку стовпа (лави і двох штреків) однією бригадою на початок відробки стовпа:

$$t_{рез.ф.} = \frac{L_{кр}}{V_{оч}} - \left(\frac{2L_{кр}}{V_{ш.оп}} + \frac{\ell_{л}}{v_{рп}} + t_{пл} + t_{мон} \right) = \frac{1100}{75} - \left(\frac{2 \cdot 1100}{200} + \frac{180}{100} + 2 + 0,5 \right) = -0,26 \text{ міс.}$$

Тобто при проведенні послідовно усіх робіт з підготовки нового ярусу з заданими темпами виконання однією бригадою нова лава не буде підготовлена завчасно ($t_{рез} \geq 0$), а навіть на 0,3 міс. після закінчення відробки верхнього ярусу.

На рис.6.1 наведена схема розміщення очисних і підготовчих вибоїв.

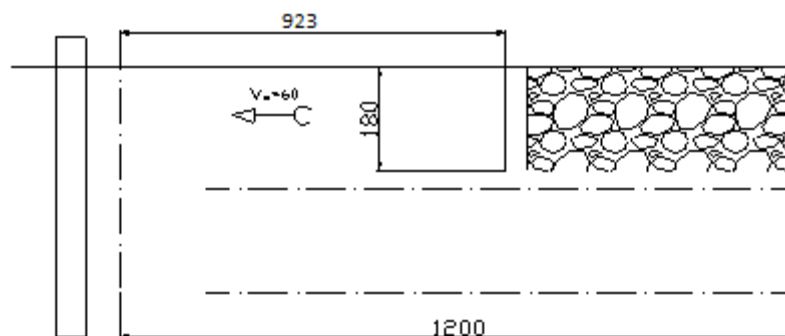


Рис.6.1. Розрахункова схема для визначення оптимального співвідношення між очисними і підготовчими вибоями.

7. Вибір і обґрунтування схеми розкриття, схеми підготовки, приствольних дворів і технологічної схеми основного і допоміжного транспорту шахтного поля

7.1. Вибір способу розкриття шахтного поля

Розкриття шахтного поля може здійснюватись в залежності від гірничо-геологічних умов залягання пластів і гірничотехнічних умов розробки здебільшого вертикальними стовбурами, похилими стовбурами або комбінацією цих варіантів. Розкриття штольними застосовують в гірській місцевості, в основному для круто падаючих і похилих пластів. Доцільність застосування того чи іншого способу розкриття повинна бути обумовлена технічним і економічним порівнянням різних варіантів. Найбільш економічним варіантом розкриття вважається той, при якому загальна сума приведених затрат на 1 т промислових запасів, буде мінімальною. У даному випадку нам доцільно використовувати розкриття вертикальними стволами (рис 7.1).

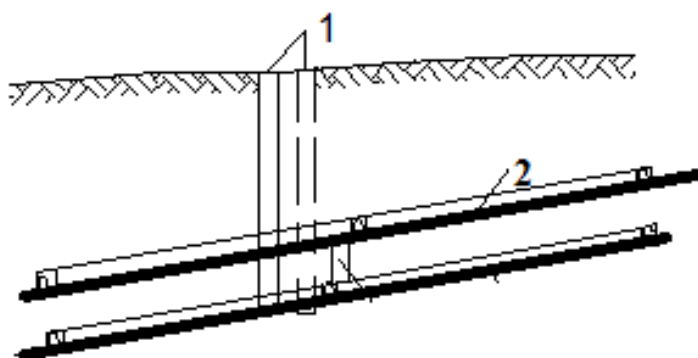


Рис.7.1 Схема розкриття вертикальними стволами.

1-головний і допоміжний ствол; 2-плас вугілля.

Цю систему розкриття застосовують найчастіше. Розміщення стовбурів залежить від ряду гірничо-технічних факторів. Головний і допоміжний стовбури (рис. 7.2) практично у всіх

випадках розміщуються в центрі шахтного поля. Для шахт, небезпечних по газу, з кутами падіння $10...30^\circ$ можуть бути рекомендовані варіанти з використанням центрально-віднесеної або флангової (діагональної) схем провітрювання, (рис. 7.2 б, в). При будівництві шахт великої потужності і значних розмірах шахтного поля перевагу віддають блочному (секційному) розміщенню стовбурів (рис. 7.2 г).

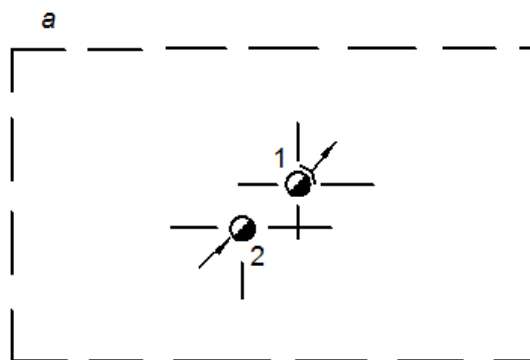


Рис. 7.2. Схема розташування стовбурів (схеми вентиляції): а – центрально-подвоєна, б – центрально-віднесена, в – флангова (діагональна), г – блокова; 1, 2 – головний і допоміжний стовбури, 3, 4- вентиляційний і повітреподаючий стовбури.

Розкриття вертикальними стовбурами може застосовуватись у варіантах як з додатковими розкриваючими виробками – квершлагами, скатами, гезенками, - так і без них.

7.2.Вибір способу підготовки шахтного поля

При виборі схеми підготовки слід передбачати максимальне навантаження на виймальне поле, пласт і магістральну відкотну виробку (штрек, бремсберг, похил), мінімальні витрати на прохідку і підтримання виробок, мінімальні втрати корисної копалини, можливість надійного провітрювання, а також організаційно-технічні переваги і недоліки можливих із варіантів схем. Кожна з розглянутих схем підготовки має бути ув'язана з відповідними схемами розкриття і системами розробки.

У даному випадку нам доцільно використовувати панельну або погоризонтну схему підготовки шахтного поля.

При кутах падіння до $10-12^\circ$ застосовують погоризонтну підготовку: шахтне поле за падінням-підняттям поділяють на досить великі частини – горизонти, які відробляють стовпами за падінням-підняттям на всю висоту горизонту. Для шахт небезпечних по метановиділенню при кутах понад 10° вихідний струмінь з лави повинен мати тільки висхідний напрямок. Варіанти погоризонтної підготовки залежать переважно від варіантів системи розробки .

Найпростіший варіант підготовки одинарними лавами, коли нижня частина шахтного поля відробляється лавами за підняттям, а верхня частина – за падінням (рис.7.3).

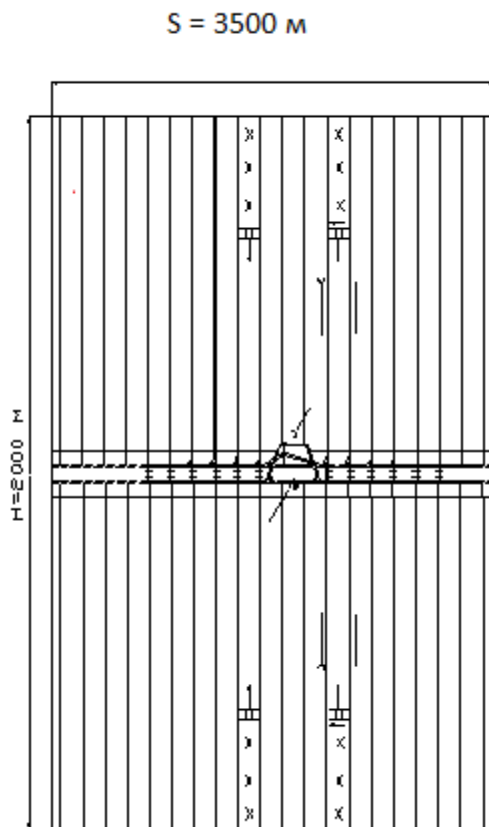


Рис.7. 3. Погоризонтна схеми підготовки шахтного поля: 1, 2 – головний і допоміжний стовбури; 4, 5 – головні штреки; 6, – дренажні штреки; 9 – конвеєрний і вентиляційний хідники;

Панельну підготовку застосовують при пологому падінні пластів з кутами нахилу $\alpha = 6...18 (25)^0$, розмірах поля за простяганням від 4...5 до 7...8 км. В залежності від розміру поля за падінням (L) застосовують варіанти з поділом поля за падінням на дві частини – при $L < 2,5$ км. та варіанти– з поділом поля за падінням на три частини – при $L > 2, 5$ км.. Для горизонтальних пластів ($\alpha = 0 - 2^0$) замість трьох бремсбергів використовують два панельні штреки: транспортний і вентиляційний. Розмір панелі за простяганням 2...3 км (рідше 1,5...4), за падінням – 0,8...1,2 км. Обмеження розміру панелі за падінням пов'язано з тим, що можливості допоміжного транспорту (лебідок) обмежені.

Кількість панелей в шахтному полі за простяганням приймається 2...4, а за падінням – в залежності від похилої довжини шахтного поля – переважно 2, 3.

Розрахунок основних параметрів підготовки і розкриття шахтного поля

Для заданих умов доцільно прийняти панельну підготовку шахтного поля , кількість панелей за простяганням $n = 2$. Сумарну ширину ярусних штреків і ярусних ціликів, яка припадає на один ярус, та розміри ярусу за падінням визначаємо з формули :

$$\Sigma b_{\text{яш}} = 5 + 4 = 9 \text{ м}, \Sigma b_{\text{яц}} = 2 \text{ м},$$

$$L_{\text{я}} = 180 + 9 + 2 = 191 \text{ м}.$$

Ширину головних штреків приймаємо $5 \cdot 2 = 10$ м, ширину ціликів для їх охорони з боку виймальних стовпів – по 40 м, між ними – 30 м, тобто разом ширина ціликів становитиме $40 \cdot 2 + 30 = 110$ м. Тоді $\Sigma b_{\text{цг.ш.}} = 10 + 110 = 120$ м. Отримуємо:

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

$$n_{\text{я}} = (2000 - 120) / 191 = 9,84 \text{ яруса.}$$

У даному випадку можливі два підваріанти рішення:

– перший – приймаємо 10 ярусів з розміром ярусу чи поверху за падінням $L_{\text{я}} = (2000 - 120) / 10 = 188 \text{ м.}$ Довжина лави з формули становитиме

$$l_{\text{л}} = 188 - 9 - 2 = 177 \text{ м;}$$

– другий – приймаємо 9 ярусів по 191м, а останній буде коротшим – 188 м з лавою довжиною $l_{\text{л}} = 177 \text{ м.}$

Зупиняємося на першому варіанті: $l_{\text{л}} = 177 \text{ м,}$ $n_{\text{я}} = 10 \times 5$ ярусів у підваріанті бремсберговій і похилій частинах шахтного поля, розмір яких становитиме $L_{\text{бр}} = L_{\text{пох}} = 2000 / 2 = 1000 \text{ м.}$ Міжпанельна смуга шириною $\Sigma b_{\text{ц.г.ш.}} = 120 \text{ м}$ праворуч і ліворуч від головних штреків виймається на початку виймання похилової частини шахтного поля.

Для варіанту з повторним використанням одного із штреків будемо мати:

$$\Sigma b_{\text{яш}} = 5 \text{ м., } \Sigma b_{\text{яц}} = 0 \text{ м.,}$$

$$L_{\text{я}} = 180 + 5 = 185 \text{ м.}$$

$n_{\text{я}} = (2000 - 120) / 185 = 10,16$ ярусів. Тобто можна прийняти 10 ярусів по 185 м., а ширину міжпанельної смуги збільшити з 120 до 150 м.

Необхідні параметри розкриття визначаються у наступному порядку:

– довжина капітальних квершлагів:

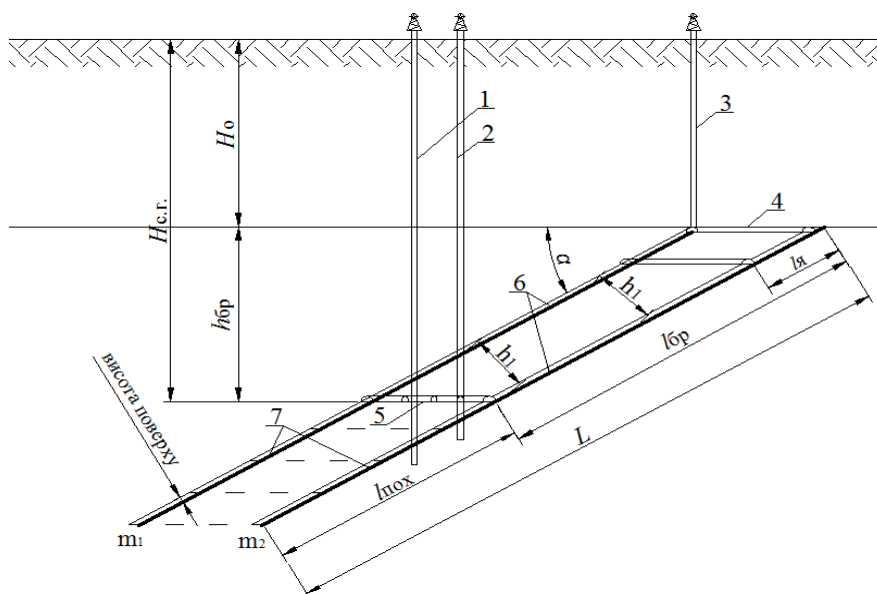
$$l_{\text{кв}} = h_1 / \sin \alpha = 175 / \sin 10^\circ = 1007,8 \text{ м.}$$

– відстань між рівнями капітальних вентиляційного та головного квершлагів:

$$h_6 = L_{\text{бр}} \sin \alpha = 1000 \cdot \sin 10^\circ = 173,6 \text{ м;}$$

– глибина головного і допоміжного стовбурів до головного горизонту:

$$H_{\text{с.г.}} = H_0 + h_6 = 520 + 173,6 = 693,6 \text{ м.}$$



7.3. Вибір схем і засобів транспорту для обраних схем розкриття і підготовки шахтного поля

Схема транспорту вугілля з лав – основний технологічний елемент схеми підземного транспорту шахти. В залежності від розміщення транспортних засобів та обладнання в системі гірничих виробок розрізняють дві основні транспортні підсистеми: дільничний та магістральний транспорт, які входять в склад загальної системи транспорту.

- Конвеєрний транспорт в якості дільничого застосовують переважно при панельній і погоризонтній підготовці та при поверховій, коли поверхи поділяють на підповерхи. Схеми дільничого транспорту визначаються обраними схемою підготовки та системою розробки.

На рис. 7.6. наведена схема основного і допоміжного транспорту в межах бремсбергової панелі, типи і кількість транспортного обладнання – в табл. 7.1..

Таблиця 7.1. Основне обладнання для транспортування вугілля від лав при проведенні ярусних штреків широким вибоєм

Місце встановлення	Вид обладнання	Тип або типорозмір	Кількість обладнання, шт., у виробці з максимальною довжиною при видобуванні кожної лави, т/добу		
			500	1000	1500
Ярусний конвеєрний штрек	Телескопічний стрічковий конвеєр; стрічковий конвеєр	1ЛТ80 (1,6 м/с)	1	1	1
		або 2ЛТ80 (1,6 м/с)	1	1	1
		1Л80 (1,6 м/с)	1	1	2
	Насувний перевантажувач; стрічковий конвеєр	КСП	1	1	1
		2Л80 (1,6 м/с)	1	1	1
Панельний конвеєрний бремсберг з кутом нахилу, градус: 6 12 16	Стрічковий конвеєр (збірний із двох лав і підготовчих вибоїв)	1ЛБ100 (1,6 м/с)			
			1	1	1
			1	2	2
			2	2	3
Навантажувальний пункт при електровозному транспорті по головному штреку					
Головний штрек	Акумулюючий бункер	Гірничий бункер* або бункер-конвеєр (місткістю 125, 140 і 160 т.)	1	1	1
	Автоматизований навантажувальний комплекс	ГУАПП-64, ОПП, ПП та ін.	—	—	—
Перевантажувальний пункт при конвеєрному транспорті по головному штреку					
Головний штрек	Акумулюючий бункер	Гірничий бункер* або бункер-конвеєр (місткістю 40, 60 і 85 т.)	1	1	1

Допоміжний транспорт по вентиляційних і відкотних штреках в межах виймальної ділянки для систем розробки лавами за простяганням переважно локомотивний з застосуванням для доставки людей спеціальних пасажирських вагонеток. В якості тягового органу застосовують легкі локомотиви, зокрема акумуляторні рудникові електровози типу АРВ-2,5 – для шахт з високим виділенням метану, гіровози і повітровози – для шахт, небезпечних за викидами метану і вугілля.

Допоміжний транспорт по вентиляційних і конвеєрних хідниках, в ярусних конвеєрних штреках. Доставка матеріалів і обладнання до очисних і підготовчих вибоїв, а

також перевезення людей по похилих виробках здійснюється за допомогою вантажо-пасажирських монорейкових доріг з канатною тягою.

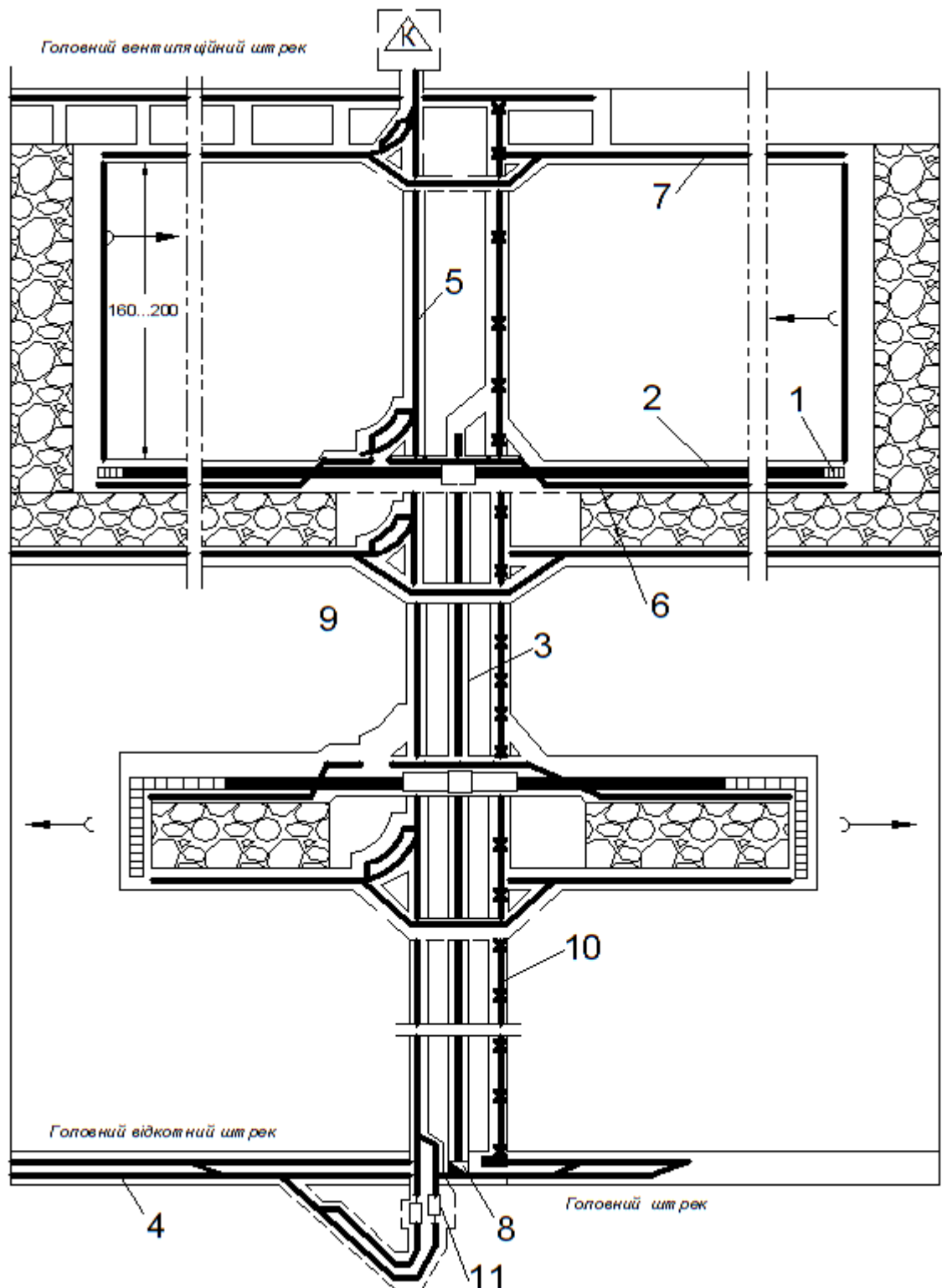


Рис. 7.6. Технологічна схема підземного транспорту бремсбергової панелі при проведенні ярусних штреків широким вибоєм: 1 – телескопічний стрічковий конвеєр або КСП-2; 2 – стрічковий конвеєр Л80 або Л-100; 3 – стрічковий конвеєр ЛБ 120; 4 – відкатка акумуляторними електровозами, 5 – однокінцева канатна відкатка, 6 – монорельсова дорога з канатною тягою, 7 – відкатка акумуляторними електровозами, 8 – гезенк-бункер,

9 – розвантажувальна яма; 10 – моноканатна крісельна дорога, 11 – штовхачі.

Схемою магістрального транспорту слід вважати сукупність транспортних засобів і виробок, в яких ці засоби розміщуються від виймальної ділянки до пристовбурного двора, а при похилих стовбурах – до поверхні.

По головних транспортних горизонтальних виробках застосовують або локомотивні, або конвеєрні схеми транспорту вугілля. В першому випадку використовують вагонетки з глухим кузовом типу УВГ, вагонетки з донним розвантаженням типу УВД та секційні поїзди. В якості тягового органу на шахтах з високим метановиділенням застосовують важкі акумуляторні та височастотні електровози, на негазових та мало газових шахтах – контактні електровози, а на негазових рудниках – контактні електровози та дизельні локомотиви.

По головних транспортних похилах виробках (похилах стовбурах, капітальних і панельних бремсбергах, похілах) застосовують транспортування вугілля стрічковими конвеєрами.

Допоміжний транспорт по головних транспортних горизонтальних виробках – локомотивний. Для доставки матеріалів, обладнання по головних похилих виробках застосовують переважно однокінцеву канатну відкатку, а для доставки людей – однокінцеву канатну відкатку, монорейкові дороги з канатною тягою, моноканатні крісельні дороги.

На рис. 7.7 наведено технологічну схему транспорту підготовки і експлуатації виймальної ділянки при погоризонтній підготовці полого падаючого пласта.

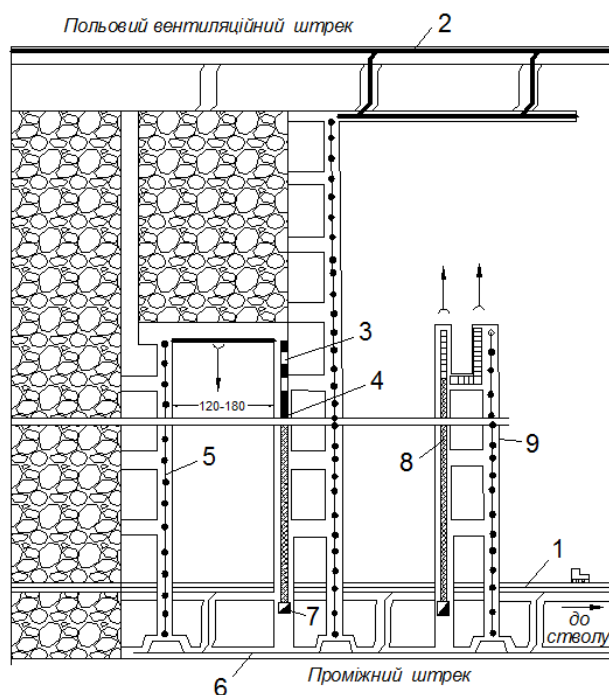


Рис. 7.7. Технологічна схема підземного транспорту при системі розробки пластів середньої потужності довгими стовпами по падінню:

1 – відкотна виробка з акумуляторним електровозом, 2 – вентиляційна виробка з контактним електровозом, 3 – пластинчатий конвеєр, 4 – стрічковий конвеєр Л80, 5 – монорельсова дорога з канатною тягою, 6 – високочастотний електровоз, 7 – гезенк, 8 – стрічковий конвеєр ЛБ 120, 9 – монорельсова дорога для нового стовпа.

7.4. Вибір типу пристовбурних дворів і їх прив'язка до головних виробок

Приствольний двір шахти – це комплекс взаємопов'язаних між собою капітальних гірничих виробок, розташованих безпосередньо біля стволів і призначений для приймання і відправлення на поверхню корисної копалини, породи, приймання обладнання і матеріалів, що надходить в шахту, для приймання і відправлення людей з даного горизонту.

Критеріями вибору того чи іншого типу приствольного двору є його достатня пропускна здатність, мінімальний об'єм виробок, простота і зручність обслуговування, зручність компоновки технологічного комплексу на поверхні.

Для шахт значної потужності передбачають видачу вугілля і породи скіповими стволами. В приствольних дворах передбачають для цього розвантажувальні ями для вугілля і породи з відповідними вугільною вантажною і порожняковою виробками. В приствольних дворах не має зустрічного руху вантажу і порожняку по одній колії.

Найбільш доцільним в даному випадку буде використання кругового двору (рис. 7.8).

Вибір того чи іншого типу приствольного двору і розташування його відносно пластових виробок, крім способів розкриття і підготовки залежить, від гірничогеологічних факторів, зокрема від кількості пластів, відстані між ними, міцності вміщуючи порід.

Обираємо круговий паралельний приствольний двір і розташовуємо його між третім та четвертим пластом з міцністю порід $f=8$, бо при розкритті світи пластів, в першу чергу з нестійкими вміщуючими породами, приствольні двори розташовують в більш стійких породах між пластами біля квершлагу в т.ч. при значній відстані між ними – паралельний. Перевагою паралельних дворів перед перпендикулярними і петльовими є використання головних виробок в якості гілок приствольного двору, що зменшує об'єм капітальних робіт по проведенню приствольного двору.

Прив'язка пристовбурних дворів до основних виробок показана на рис. 7.9.

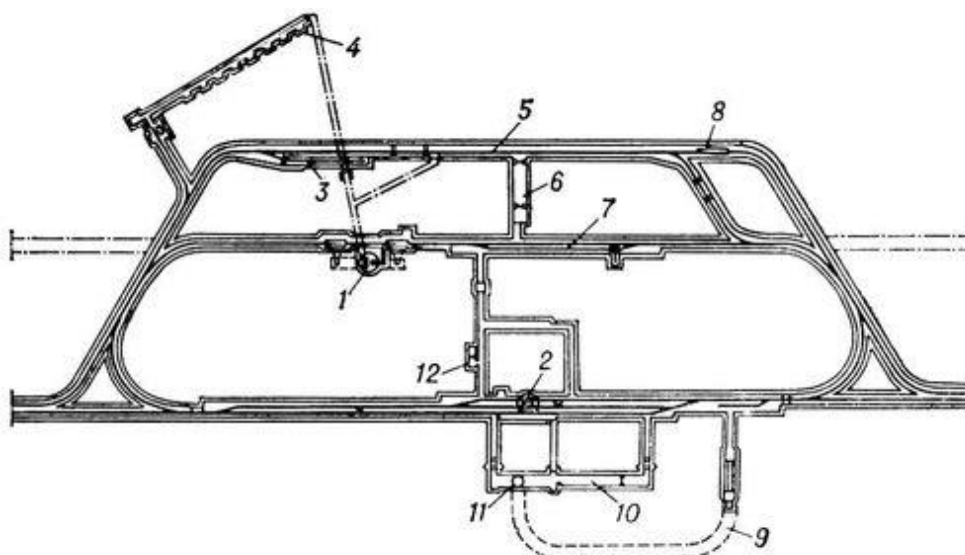


Рис.7.8. Круговий приствольний двір з продуктивністю 4000-7000 тон вугілля за добу: 1 — скіповий ствол; 2 — клітьовий ствол; 3 — депо протипожежного потягу; 4 — склад вибухових матеріалів; 5 — гараж-зарядна; 6 — випрямляюча підстанція; 7 — стоянка пасажирського потягу; 8 — ремонтна майстерня; 9 — водозбірник; 10 — центральна електропідстанція; 11 — камера головного водовідливу; 12 — медпункт.

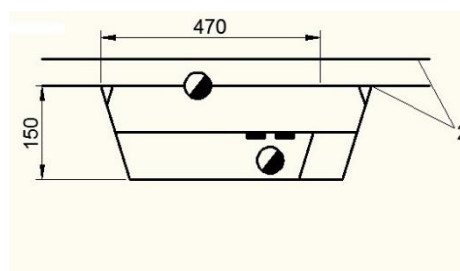


Рис. 7.9. Прив'язка пристовбурного двору до пластових штреків (1), головних штреків (2), поверхових чи капітальних квершлагів (3) для наступних дворів: а — петлевого, б — кругового перпендикулярного, в, г — кругового паралельного.

8. Вибір схеми провітрювання, розрахунок основних параметрів вентиляції виймальної ділянки

Основні питання, пов'язані зі складанням схеми вентиляції шахти, вирішуються на стадії вибору способу розкриття і підготовки шахтного поля. Вибір схеми провітрювання, її конструкція залежить, головним чином, від раніше обраних схем розкриття і підготовки шахтного поля. Схема вентиляції показана на рис. 8.1.

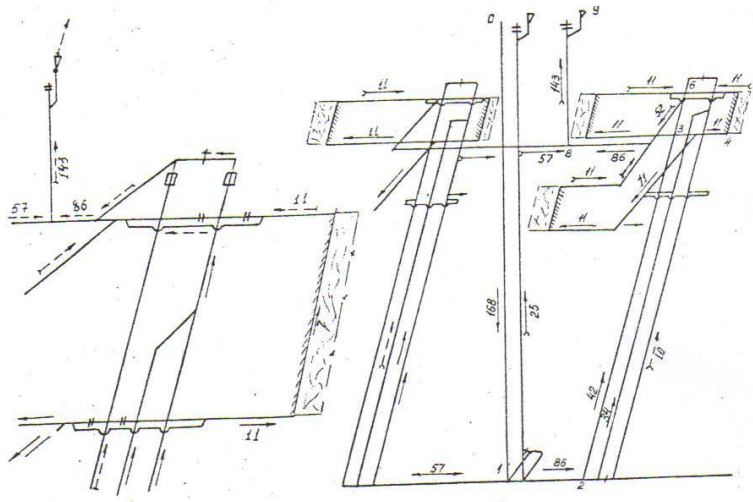


Рис. 2.1. Схема вентиляції двох пластів при панельній підготовці.

Визначення кількості повітря для вентиляції вугільних шахт визначається по частинам, тобто передбачено, що спочатку визначається необхідна кількість повітря для окремих вибоїв і камер за планом гірничих робіт і детальною схемою провітрювання, після чого отримані дані сумуються, враховуючи втрати і кількість повітря, необхідного для розбавлення газу, а потім визначається необхідна кількість повітря для шахти в цілому.

Розрахуємо кількість повітря, необхідного для провітрювання гірничих виробок. Маємо наступні гірничо-геологічні умови:

- фактичне метановиділення в очисній виробці $I_{оч} = 4.4 \text{ м}^3/\text{т}$;
- кількість діючих лав – 9;
- розрахункове навантаження на лаву $A_l = 630.36 \text{ т/добу}$;
- річна потужність шахти $A_r = 1,8 \text{ млн. т}$;
- розміри шахтного поля по простиранню 6.4 км, по падінню 2.0 км;
- глибина залягання 350 м;
- кут нахилу пластів 10° .

Кількість повітря для провітрювання очисного вибою:

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{оч} \cdot k_n}{(C - C_0) \cdot k_{оз}} = \frac{100 \cdot 4.4 \cdot 1.5}{(1 - 0) \cdot 1.3} = 507.63 \text{ м}^3/\text{хв.},$$

де $I_{оч}$ – кількість виділення метану в очисному вибої, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

					Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата	0Б-11

Депресія для вентиляційної мережі виймальної ділянки визначаємо з формули :

$$h_{\text{вд}} = h_{3-4} + h_{4-5} + h_{5-6} = 24,9 + 21,3 + 134,1 = 172 \text{ Н/м}^2.$$

9. Спеціальне індивідуальне питання

Технологія проведення спарених штреків буро-підричним способом з закладкою породи в бутову смугу комплексами «Титан-1» при суцільній системі розробки

В даний час найбільш поширеними способами охорони підготовчих виробок є застосування різних штучних споруд та зведення бутових смуг.

При проведенні виробок слідом за очисним вибоєм застосовують скреперну закладку. У цьому випадку використовують закладний матеріал, що отримується при підриванням покрівлі або ґрунту виробок.

При проведенні вентиляційного штреку по тонкому пласту з підриванням покрівлі викладається бутова смуга (рис. 3). Порода в вироблений простір подається скрепером. Якщо робиться бомба його ґрунту, то породу на берму або полиць подають за допомогою перевантажувачів.

Швидкість руху навантаженого скрепера залежить від потужності лебідки і становить зазвичай від 1 до 1,3 м / с, а при холостому ході-1,2-1,5 м / с. При такій швидкості руху забезпечується укладання до 15-20 м³ / ч закладного матеріалу.

При скреперної закладці найбільш широко застосовуються спеціальні двухбарабанні лебідки, монтовані на санчатах і переміщаються слідом за просування вибою. Крупність шматків породи не повинна перевищувати 300 мм. Якщо скрепер забирає породу безпосередньо з місця підривання, то останню виконують у два-три прийоми. Ущільнення закладного матеріалу виробляють поштовхами скрепера. Незакладене простір шириною 1,5-2 м, яке залишається у бортів штреку, закладають вручну. Спостереження показують, що на зведення 1 м бутової смуги за допомогою скрепера при потужності пласта 0,65-0,75 м витрачається 4,2 хв.

Витрати на скреперну ятати визначаються в основному витратами на транспортування закладного матеріалу і обслуговування скреперної установки. Без урахування вартості закладного матеріалу витрати на зведення 1 м³ закладного масиву зазвичай не перевищують 0,4 руб. При гарній організації робіт по транспортуванню закладного матеріалу до забою і самих закладних робіт у вибої досягається

					0Б-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

продуктивність скрепера 90-100 м³/смену. При скреперної закладці трудомісткість робіт з укладання породи, одержуваної з 1 м штреку, становить 3-5 чол-змін. Усадка закладного масиву залежно від виду закладного матеріалу і ретельності ведення робіт змінюється від 30 до 40%.

Основні недоліки скреперної закладки: невелика продуктивність, недостатня щільність закладного масиву і необхідність ручної закладки останнього (верхнього) шару, а також частково виробленого простору в кожному шарі на контакт з бічними породами.

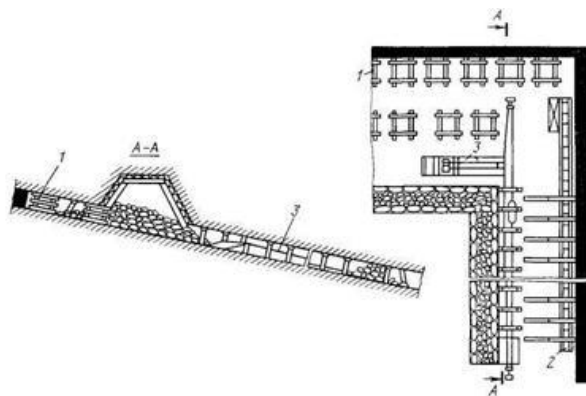


Рис. 3. Схема проведення штреку з підриванням покрівлі та зведенням бутової смуги: 1 - багаття, 2 - конвеср, 3 - скреперна установка

При проведенні виробок слідом за лавою, а також для охорони виробок, що використовуються повторно, зведення щільних бутових смуг проводиться за допомогою дробильно-закладного комплексу «Титан-1» (рис. Комплекс складається з дробильно-закладної машини «Титан-1», повітродувки ВП70, закладного трубопроводу, пересувного розподільні пункти, породонавантажувальною машини (ППМ4У або 1ПНБ2, 2ПНБ2) і стрічкового перевантажувача.

Область застосування комплексу - штреки з площею перетину 7-15 м² у світлі, що проводяться в породах з коефіцієнтом міцності до 8 за шкалою проф. М. М. Протодьяконова при потужності пласта до 1,5 м і куті нахилу при викладенні бутової смуги з падіння до 25, а за повстання до 6 °.

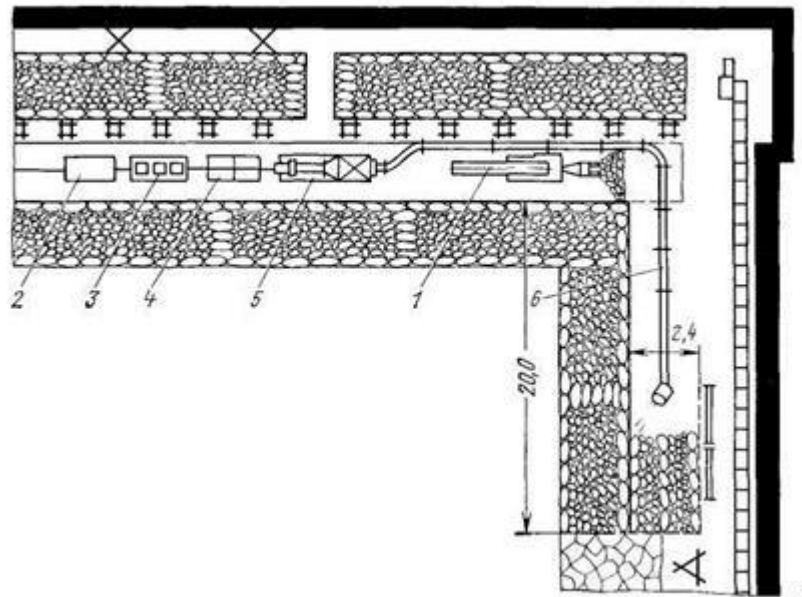


Рис 4. Технологічна схема зведення бутової смуги комплексом «Титан-1»

Комплекс застосовується при роботі очисного вибою з індивідуальним кріпленням. Ділянка очисного забою, позаду якого викладається бутова смуга, кріпиться дерев'яним кріпленням. Ширина викладаємо бутової смуги - до 35 м.

Комплекс «Титан-1» працює таким чином. Підірваний при проведенні виробок порода вантажиться породонавантажувальною машиною 1 в приймальний бункер 2 дробильно-закладної машини 3 (рис. 4). Подрібнена порода подається в закладний пристрій 4, а потім невеликими порціями - в потік стисненого повітря, що надходить від повітродувки 5, і по закладних трубопроводу 6 потрапляє у вироблений простір. Закладка ведеться смугами шириною 2,4 м. В якості огорожі застосовується металева сітка з осередками 5х5 мм, яка прибивається до стійок кріплення.

Для формування породної смуги на кінці трубопроводу встановлений шарнірний відхиляє патрубок. У міру заповнення обгородженого простору трубопровід вкорочують на одну лінійну секцію. Хронометражних спостережень встановлено, що час виконання закладних робіт становить близько 23% загального часу прохідницького циклу. Щільність породної смуги при закладці сухим матеріалом становила 0,74 і вологим - 0,77 щільності породи в масиві.

Застосування пневматичної закладки при викладенні бутових смуг слідом за посування очисного вибою дає можливість повністю механізувати цей процес і значно скоротити чисельність прохідницьких бригад.

При пневматичній закладці трудомісткість робіт з укладання породи у виробленому

The image contains two technical drawings of a tunnel structure. The top drawing is a longitudinal section showing a series of vertical supports (timbers) and a horizontal structure with dimensions 1.6, 0.4, 1.5, and 1.3. The bottom drawing is a cross-section labeled 'A-A' showing a semi-circular tunnel with dimensions 0.7, 1.24, 0.25, 1.8, 3.42, and 0.5, 0.5, 0.9, 0.9.

Technical drawing of a gas supply system for a building. The drawing shows a gas meter (1) and a gas valve (2) connected to a gas pipe (3). The pipe runs horizontally through a wall (4) and then turns vertically down to a gas burner (10). The burner is connected to a gas supply line (11) and a gas outlet (12). The drawing includes dimensions: a horizontal distance of 200M from the meter to the burner, a vertical distance of 1.5M from the burner to the outlet, and a horizontal distance of 5M from the burner to the outlet. The drawing is labeled with numbers 1 through 19.

1 - лебідка; 2 - бетономе-Шалкія; 3 - перевантажувач; 4 - ніша; 5 - пневматична бетонують

машина; 6 - трубопровід для подачі матеріалу; 7 - гнучкий шланг для подачі матеріалу; 8 - сопло; 9 - опа-лубка; 10 - смуга з тверднучого матеріалу; 11 - гнучкий шланг для води; 12 - забійний конвеєр; 13 - трубопровід для води; 14 - бункер; 15 - контейнеровоз з конвеєром; 16 - трубопровід для стисненого повітря

Технологія зведення жорстких смуг з тверднучих матеріалів полягає в наступному.

Позаду очисного забою на відстані 1,5 м від підготовчої виробки зводиться дерев'яна опалубка для жорсткої смуги (мал. 5). Ширина смуги 1,3 м. Матеріал, що складається з в'язучого інаполнителя завантажується в контейнери на поверхні. Для запобігання передчасного схоплювання матеріалу контейнери мають два відділення, що дозволяє не змішувати матеріал і транспортувати його порціями. Контейнери доставляються в шахту і подаються до ніші, розташованої на бортовому штреку. Тут контейнери розвантажуються в бункер, а потім у бетономішалку. З бетономішалки перемішаний матеріал надходить на стрічковий перевантажувач, яким подається в бетонують машину. З бетонують машини матеріал по трубопроводу і гнучкому шлангу за допомогою стиснутого повітря подається до сопла, де змішується з водою і у вигляді суміші викидається в межопалубочное простір.

					ОБ-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Висновки

В даному проекті була визначена потужність шахти, промислові запаси шахтного поля, зроблений план відпрацювання. На основі розрахунків були визначені системи розкриття шахтного поля, підготовки і розробки і представлені схеми цих систем. Також представлена схема приствольного двору і технологічна схема транспорту. Були розглянуті і порівняні варіанти способів розробки стовпами одинарними лавами по підняттю, зроблені відповідні розрахунки і техніко-економічні обчислення.

					0Б-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		

Список використаної літератури

1. Бондаренко В.І. О.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий та ін., Технологія підземної розробки пластових родовищ корисних копалин [Текст]: навчальний посібник для студентів вищих навчальних закладів Дніпропетровськ: Поліграфіст, 2003 – 530 с.
2. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов / Под общ. ред. Бурчакова А.С. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983 – 487 с.
3. Технология подземной разработки пластовых месторождений / Под ред. Борисова А.А. – М.: Недра, 1972 – 536 с.
4. Методические указания к курсовому и дипломному проектированию по курсам «Технология горного производства» и «Подземные горные работы» для студентов специальностей 21.05.04 и 09.05. Часть I / Сост. Пирский А.А., Кириченко М.Т., Крючков А.И. – К.: КПИ, 1990 – 52 с.
5. Основи технології видобування корисних копалин [Текст]: посібник для студентів напряму підготовки «Гірництво» / В.Г. Кравець, М.Т. Кириченко, О.О. Фролов, В.В. Вапнічна.– К.: ІВЦ “Видавництво «Політехніка»”, 2008. – 72 с. – 120 прим. – ISBN 966-683-035-3

					0Б-11	Лист
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата		