

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**

до випускної кваліфікаційної роботи  
освітньо-кваліфікаційного рівня **магістр**

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Обґрунтування технологічних параметрів побудови вугільної шахти в заданих гірничо-геологічних умовах з детальною розробкою основного питання: «Розробка ефективних заходів щодо протидії здиманню порід підосви підготовчої виробки»**

**Виконала** студент групи ГІР-18дм Шевченко Д.С. ....  
(підпис)

**Керівник** Діденко М.О. ....  
(підпис)

**Завідувач кафедри** Фесенко Е.В. ....  
(підпис)

**Рецензент** \_\_\_\_\_ .....  
(підпис)

Сєвєродонецьк 2020

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

**ЗАТВЕРДЖУЮ**  
**Завідувач кафедри**

\_\_\_\_\_ 2019 р.  
«\_\_\_\_» \_\_\_\_\_

**З А В Д А Н Н Я  
НА ДИПЛОМНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

**Шевченко Дар'ї Сергіївні**

1. Тема роботи: Обґрунтування технологічних параметрів побудови вугільної шахти в заданих гірничо-геологічних умовах з детальною розробкою основного питання: «Розробка ефективних заходів щодо протидії здиманню порід підпошви підготовчої виробки»

Керівник роботи: Діденко М.О., к.т.н., доцент кафедри,  
затверджено наказом закладу вищої освіти від 03.10.19 р. № 133/15-29

2. Строк подання студентом роботи: 10.01.20 р.

3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):

1. Геологічний розтин родовища.
2. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
3. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
4. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
5. Схема провітрювання шахти.
- 6, 7. Основна частина проекту.
8. Економічна частина проекту.

## 6. Консультанти розділів:

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

## 7. Дата видачі завдання 07.10.19

**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологія родовища, підрахунок запасів	11.10.19	
2	Графічна частина. Лист 1	18.10.19	
3	Обґрунтування системи розробки, способу підготовки, схеми розкриття	25.10.19	
4	Графічна частина. Лист 2	01.11.19	
5	Паспорт виїмкової ділянки	08.11.19	
6	Графічна частина. Лист 3	15.11.19	
7	Паспорт проведення виробки	22.11.19	
8	Графічна частина. Лист 4	29.11.19	
9	Вентиляція, інші розділи технологічної частини	06.12.19	
10	Графічна частина. Лист 5	13.12.19	
11	Основна частина.	20.12.19	
12	Графічна частина. Листи 6-7	20.12.19	
13	Економічна частина	27.12.19	
14	Графічна частина. Лист 8	27.12.19	

Студент

\_\_\_\_\_

Шевченко Д.С.

Керівник проекту

\_\_\_\_\_

Діденко М.О.

## Анотація

*Дипломний проект:* 159 стор., 70 табл., 29 рис., 38 джерел.

*Об'єкт проектування:* вугільна шахта, що проектується в гірничо-геологічних умовах центрального Донбасу.

*Мета розробки проекту:* вибір способу підготовки та технологічної схеми ведення очисних робіт по пл.  $l_1$  та пл.  $l_6$ , вибір і обґрунтування способів охорони і підтримки підготовчих виробок, розробка заходів щодо боротьби із здиманням порід піддошви підготовчих виробок, розрахунок показників економічної ефективності виробництва.

*Методи проектування та пошуку нових технологічних рішень:* методи, регламентовані нормативними документами, що діють у галузі на 2019 р., програмне й методичне забезпечення, що рекомендується для дипломного проектування кафедрою Гірництва СНУ імені Володимира Даля.

В проекті надано прогноз гірничо-геологічних умов розробки пл.  $l_1$  та пл.  $l_6$ . Описані межі шахти, підраховані запаси шахтного поля, визначена проектна виробнича потужність блоку та планові навантаження на розроблювані пласти. Детально розглянуті такі питання: розкриття і підготовки шахтного поля, технологічна схема розробки пластів, вибір та обґрунтування параметрів підтримки підготовчих виробок, розробка заходів щодо ведення аварійно-рятувальних робіт. У дипломному проекті передбачається застосування погоризонтної підготовки шахтного поля, в очисних вибоях – застосування механізованого комплексу МКД-90, у підготовчих виробітках – застосування комбайного способу проведення за допомогою комбайну 4ПП5.

Прийняті техніко-технологічні рішення дозволять забезпечити продуктивність праці робітників до 58,0 т/вихід, забезпечити середньодобове навантаження на очисний вибій до 1000 т і знизити собівартість вугілля по шахті.

ГЕОЛОГІЯ, ПОЛОЖИСТІ ПЛАСТИ, РОЗКРИТТЯ ШАХТНОГО ПОЛЯ, ПІДГОТОВКА, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ ОЧИСНИХ І ПІДГОТОВЧИХ РОБІТ, ОХОРОНА ВИРОБОК, ЕЛЕКТРОПОСТАЧАННЯ, ПІДЗЕМНИЙ ТРАНСПОРТ, ОХОРОНА ПРАЦІ І НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА, СОБІВАРТІСТЬ ВУГІЛЛЯ, РЕНТАБЕЛЬНІСТЬ.

## Зміст

1. Геологічна частина проекту .....	7
1.1. Геологічні умови розробки родовища .....	7
1.1.1. Стратиграфія та літологія.....	7
1.1.2. Тектоніка.....	7
1.1.3. Вугленосність та якість вугілля.....	8
1.1.4. Гідрогеологічні умови .....	9
1.1.5. Гірничо-геологічні умови.....	10
1.2. Межі і запаси шахтного поля.....	11
2. Технологічна частина проекту.....	16
2.1. Розробка основних напрямків проекту .....	16
2.2. Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти й режим її роботи .....	16
2.3. Розкриття, підготовка й системи розробки пластів.....	20
2.3.1. Підготовка шахтного поля й обґрунтування прийнятої системи розробки.....	20
2.3.2. Розкриття шахтного поля .....	29
2.3.3. Капітальні гірничі виробки .....	30
2.3.3.1 Стволи .....	30
2.3.3.1 Двори навколо стволів, головні розкриваючі виробки .....	30
2.4. Паспорт виїмкової дільниці, проведення та кріплення виробки .....	33
2.4.1. Паспорт виїмки вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої.....	33
2.4.1.1. Гірничо-геологічний прогноз.....	33
2.4.1.2. Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої .....	34
2.4.1.3. Управління станом масиву гірничих порід .....	40
2.4.1.4. Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники .	42
2.4.2. Паспорт проведення та кріплення уклону.....	48
2.4.3. Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	61
2.4.4. Провітрювання дільниці.....	63
2.4.4.1. Вибір схеми провітрювання виймальної дільниці.....	63
2.4.4.2. Розрахунок прогнозного відносного виділення метану на виїмковій дільниці і в очисному вибої пл. $l_6$ .....	63
2.4.4.3. Розрахунок абсолютної метанообільності виїмкової дільниці і очис- ного вибою пл. $l_6$ .....	70
2.4.4.4. Розрахунок прогнозного відносного виділення метану на виїмковій дільниці і в очисному вибої пл. $l_1$ .....	71
2.4.4.5. Розрахунок абсолютної метанообільності виїмкової дільниці і очис- ного вибою пл. $l_1$ .....	73
2.4.4.6. Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою і ви- їмкової дільниці.....	74
2.4.4.6.1 Розрахунок витрати повітря для пласта $l_6$ .....	74
2.4.4.6.2 Розрахунок витрати повітря для пласта $l_1$ .....	76

2.4.4.7. Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибір по газовому фактору .....	77
2.4.4.8. Розрахунок кількості повітря, необхідного для провітрювання уклону та вибір засобів провітрювання .....	78
2.4.5. Електропостачання дільниці .....	83
2.5. Магістральний транспорт .....	88
2.6. Провітрювання шахти .....	89
2.7. Технологічний комплекс поверхні шахти .....	99
2.8. Охорона праці .....	101
2.8.1. Комплексне обезпилювання .....	101
2.8.2. Промислова санітарія і гігієна .....	102
2.8.3. Протипожежний захист .....	102
2.8.4. Заходи пилогазового і протипожежного режимів .....	103
2.8.5. Заходи, щодо автоматичного газового захисту .....	104
2.8.6. План ліквідації аварій .....	107
2.9. Охорона навколишнього середовища .....	109
2.9.1. Охорона атмосфери .....	109
2.9.2. Охорона гідросфери .....	113
2.9.3. Охорона літосфери .....	113
2.10. Заходи цивільної оборони .....	114
3. Основна частина проекту: «Розробка ефективних заходів щодо протидії здиманню порід піддошви підготовчої виробки» .....	119
3.1. Актуальність питання .....	119
3.2. Аналіз фактичного стану підготовчих виробок на шахтах .....	121
3.3. Існуючі способи боротьби зі здиманням піддошви в підготовчих виробках .....	123
3.4. Анкерне кріплення .....	123
3.5. Активне розвантаження з подальшим зміцненням .....	124
3.6. Зміцнення вибухом .....	125
3.7. Проведення виробок збільшеним перерізом .....	126
3.8. Вибухощільне розвантаження породного масиву .....	126
3.9. Використання жорстких та гнучких стяжок для підвищення стійкості гірничих виробок .....	127
3.10. Запропонований спосіб боротьби зі здиманням у виробці .....	136
4. Техніко-економічна частина .....	145
4.1. Капітальні витрати на технічне оснащення шахти .....	145
4.2. Економічна ефективність виробництва .....	146
4.3. Планування прибутку виробництва .....	151
4.4. Ефективність інвестиційного проекту .....	152
4.4.1. Статичні показники ефективності проекту .....	152
4.4.2. Динамічні показники ефективності проекту .....	154
Перелік посилань .....	157

## 1. Геологічна частина проекту

### 1.1 Геологічні умови розробки родовища

#### 1.1.1 Стратиграфія і літологія

У геологічній будові поля шахти наявні відкладення кам'яновугільного, крейдового, палеогенового й неогенового періодів.

Кам'яновугільні відкладення представлені продуктивними свитами середнього карбону. Літологічно кам'яновугільні відкладення характеризуються чергуванням шарів пісковиків, алевролітів, аргілітів, вапняків і кам'яного вугілля.

Таблиця 1.1 – Літологічна характеристики вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти
		состав					
		Пісковик	Алевроліт	Аргіліт	Вугілля	Вапняк	
		<u>м</u>	<u>м</u>	<u>м</u>	<u>м</u>	<u>м</u>	
		%	%	%	%	%	
$C_2^6$	270	$\frac{64,8}{24}$	$\frac{70,2}{26}$	$\frac{108}{40}$	$\frac{8,5}{3,5}$	$\frac{18,5}{6,5}$	$l_1, l_6$

#### 1.1.2 Тектоніка

Протягання порід на ділянці шахтного поля прямолінійне з азимутом  $310^\circ$  і північно-східним падінням. Характерною рисою шахтного поля є різкий перехід крутого падіння  $70-90^\circ$  у полого  $5-10^\circ$ . У північно-східній частині шахтного поля спостерігається перекинута складка зі зворотним падінням порід. Найбільш великими диз'юнктивними порушеннями є три діагональні насуви.

Перший насув служить природною північно-західною технічною межею шахти й простягається майже в широтному напрямку. Елементи залягання цього насуву на ділянці шахтного поля становлять:  $50^\circ$  падіння на південний схід, стратиграфічна амплітуда 180-300 м. Супроводжується цей насув зоною зім'ятих порід потужністю 70-189 м. Біля насуву простежуються апофізи, з амплітудами 2,5-10 м.

Другий насув простежується паралельно простяганню відкритого карбону. Падіння насуву північно-східне з кутом  $80-87^\circ$ . Стратиграфічна амплітуда насуву коливається від 50 до 450 м.

Третій насув проходить у південно-східній частині шахтного поля й простягається з північного заходу на південний схід. Стратиграфічна амплітуда насування коливається від 90 до 100 м. Азимут простягання насуву  $300-310^\circ$ , падіння насуву на північний схід під кутом  $65-85^\circ$ .

### 1.1.3 Вугленосність та якість вугілля

Робочою вугленосністю характеризується світа  $C_2^6$ , яка відноситься до середнього карбону.

Таблиця 1.2 – Характеристика вугільних пластів

Індекс пласту	Потужність пласта, м		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	<i>Від - до</i> <i>середня</i>	<i>Від - до</i> <i>середня</i>			
$l_1$	<u>0,88-1,0</u> 0,94	<u>0,88-1,0</u> 0,94	130	проста	витриманий
$l_6$	<u>1,45-1,68</u> 1,60	<u>0,72-1,19</u> 0,96		складна	витриманий



Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf}$ , %	Вологість $W_t^d$ , %	Сірчаність $S_t^d$ , %	Вихід летких речовин, $V^{daf}$ , %	Вища теплотворна здатність $Q^{daf}$ , % ,ккал/кг	
$l_1$	13,7	7,1	3,0	42,9	7940	Г
$l_6$	14,5	7,4	3,3	40,6	8330	Г

#### 1.1.4 Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних, палеогенових, верхньокрейдових і кам'яновугільних відкладів. Область живлення розташована в межах виходів порід карбону на поверхню, але вона обмежена, тому що внаслідок крутого падіння породи виходять у вигляді вузьких смуг. В обводнюванні гірничих виробок, у цілому, беруть участь води продуктивної частини карбонових відкладень. Крейдові водоносні горизонти ізольовані від продуктивної товщі глинами й глинястими мергелями до 20 м, які є надійним водоупором.

В обводнюванні пласту  $l_1$ , бере участь вапняк  $L_2$ , що залягає в покрівлі. Його потужність коливається від 0,6-1 до 3-8 м.

По пласту  $l_6$  в обводнюванні виробок беруть участь водоносні горизонти приурочені до пісковика  $L_7$  потужністю до 8 м. Вапняк  $L_7$  буде обводнювати виробки після обвалення покрівлі.

В очисних вибоях буде спостерігатися крапання з величиною припливу до  $6 \text{ м}^3/\text{год}$ . Очікуваний приплив води у шахту:  $Q_{\text{норм}} = 380 \text{ м}^3/\text{год}$ ;  $Q_{\text{макс}} = 530 \text{ м}^3/\text{год}$ .

### 1.1.5 Гірничо-геологічні умови

На полі шахти безпосередня покрівля пласту  $l_1$  майже всюди представлена аргілітами (80%), які місцями заміщаються алевролітами (15%). В очисних вибоях породи безпосередньої покрівлі характеризуються як породи середньої стійкості ( $B_3$ ). У зонах впливу розривних порушень будуть нестійкі ( $B_2$ ).

Основна покрівля представлена аргілітами та алевролітами і відноситься до легкої середньо обвальних покрівель ( $A_1, A_2$ ).

У безпосередній підошві пластів на площі з балансовими запасами породи відрізняються чергуванням аргілітів і алевролітів. Аргіліти при насиченні водою частково розшаровуються і у гірничих виробках будуть нестійкими, схильними до здимання ( $II_1$ ). Алевроліти потужністю до 0,7 м у гірничих виробках будуть малостійкими ( $II_2$ ). Природна вологість неводонасичених порід становить 9,4 %. Межа міцності на одновісний стиск і розтягнення: для основної покрівлі – 28-60 МПа, 4,8-5,5 МПа; для безпосередньої покрівлі – 31-42 МПа, 4,5 МПа; для підошви – 31-41 МПа, 4,5 МПа. Газоносність вугілля й порід, що вміщують, відповідно 16,4 і 0,3 м<sup>3</sup>/т.с.б.м. Глибина зони газового вивітрювання 180 м. Суфлярних виділень не спостерігається. Пласти не схильні до раптових викидів вугілля, газу, породи, а також самозаймання вугілля. Небезпечні по вибуховості вугільного пилу. Положення ізотерми +26°C нижче ізогіпси 700 м, тому перевищень припустимої температури в гірничих виробках не очікується.

Загалом, виходячи з літолого-петрографічних властивостей порід, можна вважати гірничо-геологічні умови видобутку вугілля не складними. Проте складними будуть умови підтримання підготовчих виробок в межах виїмкових діляниць, з огляду на схильність порід підошви до здимання.

## 1.2 Межі і запаси шахтного поля

Умови розробки родовища розвідані мережею геологічних свердловин з інтенсивністю покриття шахтного поля 300×500 м. Балансові запаси шахтного поля по категоріям складають:  $A = 21,7\%$ ,  $B = 30,1\%$ ,  $C_1 = 48,2\%$ .

За нижню межу шахтного поля прийнята ізогіпса -835 м, верхньою межею шахтного поля є тектонічне порушення по ізогіпсі -650 м.

Розміри шахтного поля: по простяганню – 5,8 км; по падінню – 3,9 км.

Оскільки кут падіння прийнятого до розробки пласту  $l_6$  в межах шахтного поля змінюється незначно (від  $1^\circ$  до  $3^\circ$ ) і в середньому становить  $2^\circ$ , підрхуємо запаси по цьому пласту по способу середнього арифметичного.

Запаси по пласту визначаємо по формулі:

$$Q_{\text{ср.ар.}} = S_{\text{Г}} / \cos \alpha \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.1)$$

де  $S_{\text{Г}}$  – горизонтальна проекція пласта,  $\text{м}^2$ ;  $S_{\text{Г}} = 5800 \times 1800 = 10\,440\,000 \text{ м}^2$ ;

$\alpha$  – кут падіння пласта, градус;

$m_{\text{ср.н.}}$  – середня нормальна корисна потужність пласта, м;

$\gamma_{\text{ср.}}$  – середнє значення об'ємної маси вугілля,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Таблиця 1.4 – Розрахунок запасів шахтного поля

Індекс пласту	$m_{\text{ср.н.}}$ , м	$S_{\text{Г}}$ , $\text{м}^2$	$\alpha$ , градус	$\gamma_{\text{ср.}}$ , $\text{т}/\text{м}^3$	$Q_{\text{ср.ар.}}$ , тис.т
<i>Балансові запаси</i>					
$l_1$	0,94	10440000	2	1,35	13256,4
<i>Забалансові запаси</i>					
$l_6$	1,6	10440000	2	1,35	22564,1
<i>Геологічні запаси</i>					35820,5

Визначаємо проектні втрати вугілля по формулі:

$$\Sigma P_{\text{пр}} = P_1 + P_2 + P_3 + P_4, \quad (1.2)$$

де  $P_1$  – проектні втрати вугілля під промисловий майданчик шахти, т;

$P_2$  – втрати у бар'єрних ціликах, т;

$P_3$  – втрати за гірничо-геологічною ознакою, т;

$P_4$  – експлуатаційні втрати, т

Проектні втрати під промисловий майданчик шахти визначаються під час побудови запобіжного цілика способом вертикальних розрізів:

$$P_1 = S_{\text{ц}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.3)$$

де  $S_{\text{ц}}$  – проекція цілика в площині пласта,  $\text{м}^2$ ; (рис. 1.1–1.2)  
 $m_{\text{ср.н.}}$  – середня нормальна корисна потужність пласта, м;  
 $\gamma_{\text{ср.}}$  – середнє значення об'ємної маси вугілля,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

$$P_1 = 348642 \cdot 0,94 \cdot 1,35 = 442,4 \text{ тис. т.}$$

Втрати у бар'єрних ціликах, що закладаються лише поздовж технічної границі по простяганню, визначаються по формулі:

$$P_2 = l \cdot d \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.4)$$

де  $l$  – довжина цілика в площині пласта, м;  
 $d$  – ширина цілика, що обчислюється по формулі:

$$d = 5 \cdot m_{\text{ср.н.}} + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м} \quad (1.5)$$

де  $L$  – довжина ходу маркшейдерської зйомки від ствола до цілика, м;  
 $H$  – глибина цілика від земної поверхні, м.

Ширина цілика по пл.  $l_1$ :

$$\text{на сході} \quad d = 5 \cdot 0,94 + 0,05 \cdot 620 + 0,002 \cdot 2900 = 41,5 \text{ м};$$

$$\text{на заході} \quad d = 5 \cdot 0,94 + 0,05 \cdot 620 + 0,002 \cdot 2900 = 41,5 \text{ м};$$

Результати розрахунку втрат у бар'єрних ціликах подані в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 – Розрахунок втрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласта	$m_{\text{ср.н.}}$ , м	$d$ , м	$l$ , м	$\gamma_{\text{ср.}}$ , $\text{т}/\text{м}^3$	$P_2$ , тис. т
$l_1$ (на сході)	0,94	41,5	3900	1,35	205,4
$l_1$ (на заході)	0,94	41,5	3900	1,35	205,4
Всього					410,8

Втрати вугілля за гірничо-геологічною ознакою:

$$P_3 = l_{\text{н}} \cdot d_{\text{н}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma_{\text{ср.}}, \text{ Т} \quad (1.6)$$

де  $l_{\text{н}}$  – довжина тектонічного порушення, м;

$d_n$  – ширина зони розлому або підвищеної тріщинуватості та наводненості поздовж тектонічного порушення, м.

$$P_3 = 3200 \cdot 40 \cdot 0,94 \cdot 1,35 = 162,4 \text{ тис. т.}$$

Проектні експлуатаційні втрати визначаються по формулі:

$$P_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3)] \cdot c, \text{ тис. т} \quad (1.7)$$

де  $Q_{\text{бал}}$  – сумарні балансові запаси шахти, тис. т;

$P_1, P_2, P_3$  – сумарні розраховані раніше проектні втрати, тис. т;

$c$  – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$P_4 = [35\,820,5 - (442,4 + 410,8 + 162,4)] \cdot 0,04 = 1\,392,2 \text{ тис. т}$$

Загальні проектні втрати (по формулі 1.2) дорівнюватимуть:

$$\Sigma P_{\text{пр}} = 442,4 + 410,8 + 162,4 + 1\,392,2 = 2\,407,8 \text{ тис. т}$$

Визначимо сумарний процент проектних втрат:

$$\Sigma P = \Sigma P_{\text{пр}} / Q_{\text{бал}} \cdot 100\%, \quad (1.8)$$

$$\Sigma P = 2\,407,8 / 35\,820,5 \cdot 100\% = 6,7\%$$

Розрахуємо промислові запаси по формулі:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma P_{\text{пр}}, \text{ тис. т} \quad (1.9)$$

$$Q_{\text{пр}} = 35\,820,5 - 2\,407,8 = 33\,412,7 \text{ тис. т.}$$

M1:5000

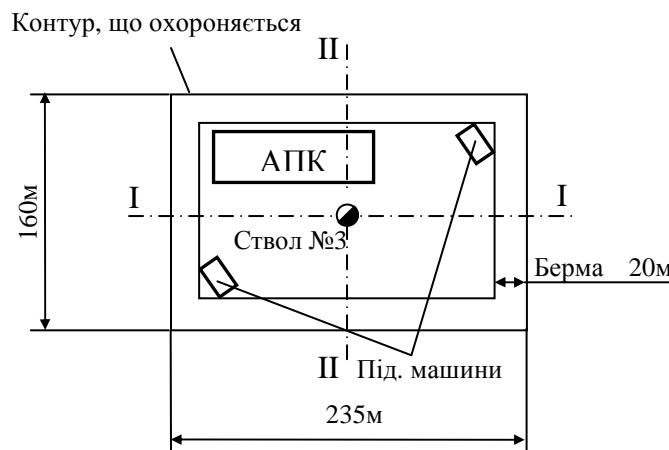


Рисунок 1.1 – Схема побудови контуру, що охороняється, під промисловим майданчиком шахти

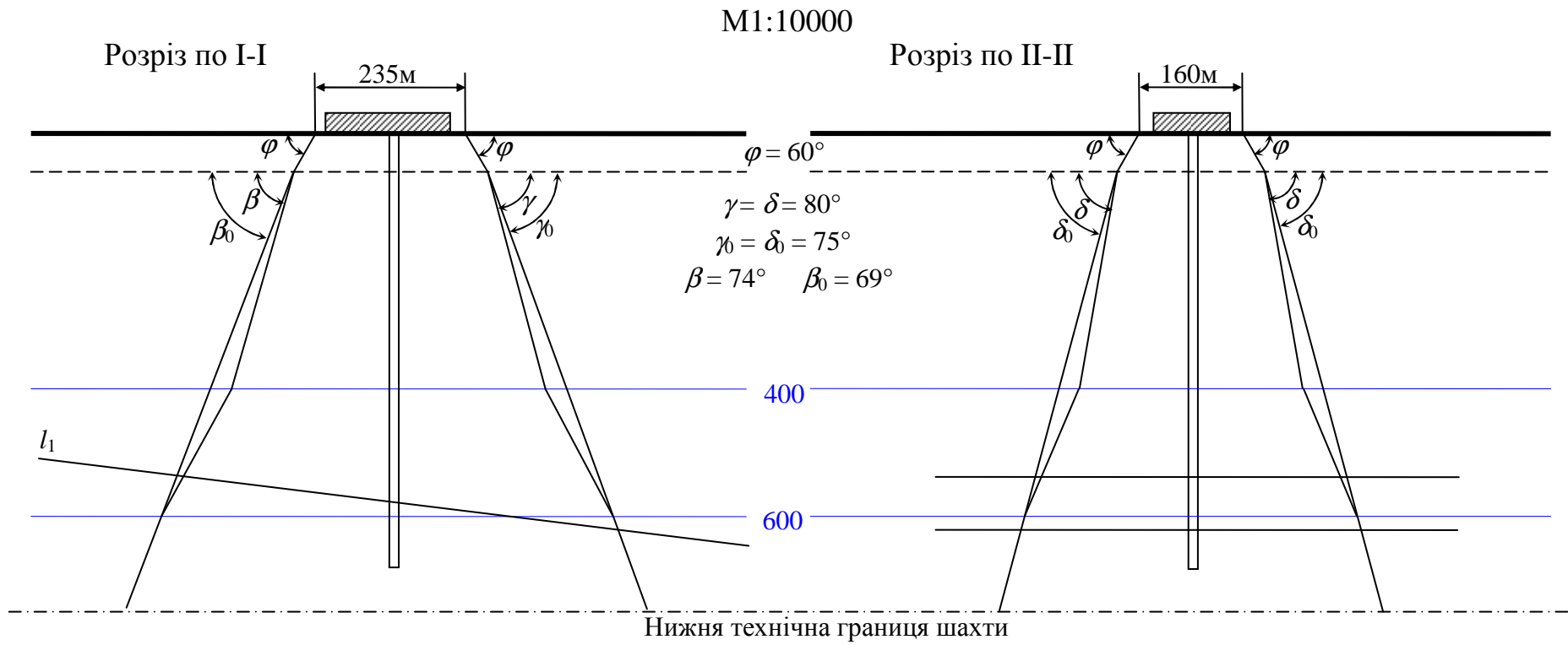
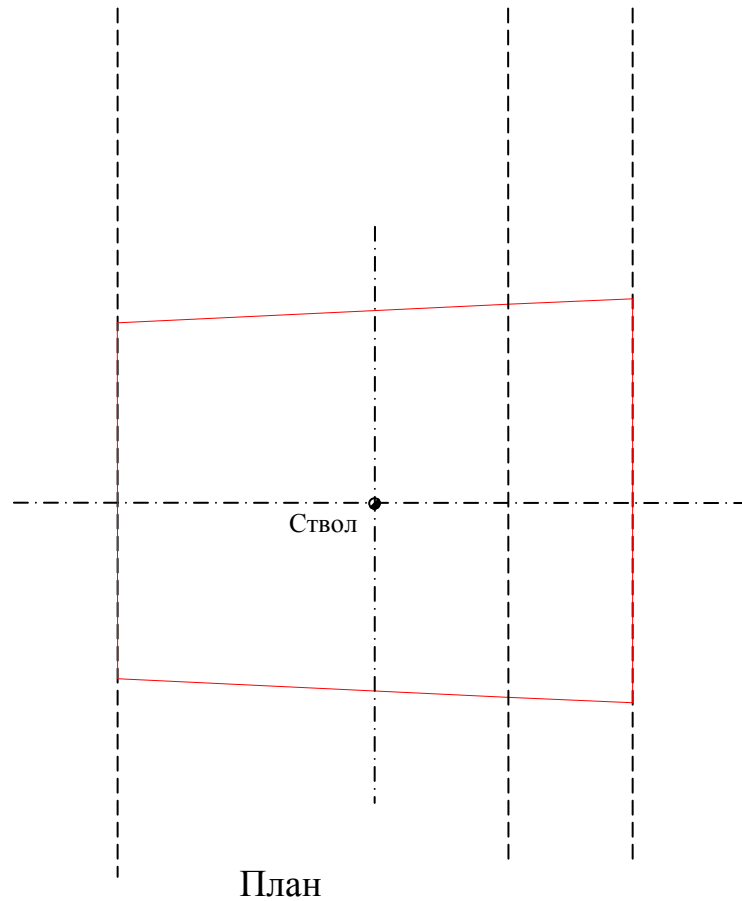


Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти



Розрахунок площі цілика під промисловий майданчик

Символ пласта	$S_{ц}, м^2$
$l_1$	$526 \cdot (471+520)/2 + 167 \cdot (520+534)/2 = 348\ 642$

Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти

## 2. Технологічна частина проекту

### 2.1. Розробка основних напрямків проекту

Задачі по відробці запасів шахтного поля:

- розрахувати виробничу потужність;
- обґрунтувати кількість пластів, що виймаються одночасно;
- вибрати та обґрунтувати параметри способу підготовки блоку;
- вибрати та обґрунтувати параметри системи розробки;
- вибрати та обґрунтувати параметри способів охорони підготовчих виробок.

2.2. Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробничу потужність шахти й режим її роботи

Вибір і обґрунтування технологічних схем ведення очисних робіт і очисного обладнання робимо на основі прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання. Прогноз здійснюємо за допомогою ПЕОМ по програмі «Прогноз», яка розроблена на кафедрі. Прогноз здійснюємо для трьох верхніх пластів, оскільки в одночасній відробці може бути не більше трьох пластів [5].

Таблиця 2.1 – Результати прогнозу гірничо-геологічних умов відпрацювання пластів

Показники	$l_1$	$l_6$
– основна покрівля	неважкозрушувана	важкозрушувана
– безпосередня покрівля	середньостійка	стійка
– «хибна» покрівля	утворюється	утворюється
– підшва пласта	стійка	нестійка
– водоприток у лаву, м <sup>3</sup> /год	< 1	< 1

У даних гірничо-геологічних умовах можливе застосування наступних варіантів технологічних схем:

- технологічна схема із застосуванням вузькозахватних комбайнів і індивідуального кріплення;
- технологічна схема із застосуванням механізованих комплексів;
- технологічна схема із застосуванням стругів і індивідуального кріплення;
- технологічна схема з застосуванням стругових механізованих комплексів.



Тому що застосування механізованих дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше, ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного обладнання або стругів з індивідуальним кріпленням, то приймаємо технологічну схему з використанням механізованих комплексів, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом. Застосування стругової технології не раціонально тому, що пласти мають породні прошарки.

Вибір комплексів здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2] в залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та ін.

У якості засобів механізації для відробки пласта  $l_1$  можливе застосування наступних комплексів:

- 1КМ103М з комбайном 1К103М;
- 1МКД90 з комбайном КА90;
- 1МКД90 з комбайном 1К103М;
- КМ137А з комбайном 1К103М.

Порівняння комплексів робимо по фактору забезпечення максимального навантаження на очисний вибій.

Розрахунок навантаження робимо на ПЕОМ по програмі «Прогноз», що розроблена на кафедрі. Розрахунок проводимо для пласта  $l_1$ . Найбільше теоретично можливе навантаження на лаву при використанні комплексу 1МКД-90 з комбайном КА-90 і становитиме 1104 т/добу. Відповідно розрахунку по організаційно-технічному фактору навантаження на лаву становитиме 1040 т/добу при кількості циклів на добу – 6.

Для встановлення кількості одночасно відроблюваних пластів та для визначення оптимального річного видобутку шахти скористаємось методикою проф. А.С. Малкіна [3]:

$$A_{ш.р} = (k_{пл} + k_{н.о.в}) \sqrt{Z_{пр} \frac{m_{о.р}}{m_{сум}} \cdot k_{зуб}}, \text{ тис. т} \quad (2.1)$$

де  $k_{nl}$  – коефіцієнт, що враховує число вугільних пластів в шахтному полі і число пластів, прийнятих до одночасного відпрацювання

$$k_{nl} = \frac{n_{nl.op} + \sqrt{n_{nl} - n_{nl.op}}}{\sqrt{n_{nl}}}, \quad (2.2)$$

де  $n_{nl.op}$  – кількість пластів, прийнятих до одночасної розробки;

$n_{nl}$  – кількість пластів в шахтному полі;

коефіцієнт, що враховує вплив навантаження на очисної вибій на рівень проектної потужності шахти

$$k_{н.о.в} = \sqrt{\Psi_{\sigma} \cdot A_{ов} \cdot \frac{m_{сер}}{m_{p_i}}}, \quad (2.3)$$

де  $\Psi_{\sigma}$  – коефіцієнт, що відбиває ступінь впливу середнього навантаження на очисної вибій на виробничу потужність шахти;

$A_{ов}$  – місячне навантаження на очисний вибій, т/міс;

$m_{сер}$  – середня потужність вугільних пластів в шахтному полі, м;

$m_{p_i}$  – потужність  $i$ -го пласту, для якого розраховане навантаження на очисний вибій, м;

Таблиця 2.2 – Результати розрахунків по методиці проф. А.С. Малкіна

Кількість пластів у одночасній відробці	Річна потужність блоку $A_{ш.р}$ , тис т
$l_1$	770
$l_6$	830
$l_1+l_6$	940

Як видно з табл. 2.2, найбільша виробнича потужність буде більше при одночасній відробці двох пластів  $l_1$  та  $l_6$ . Проте в будь-якому варіанту розрахункові потужності шахти мають значення близькі до 900 тис. т/рік з параметричного ряду (відхилення від стандартного значення в межах похибки методики розрахунку). Отже, одночасне ведіння робіт на двох пластах не має сенсу.

Повний строк служби шахти:

$$T = T_{\text{розр}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{згас}}, \text{ років} \quad (2.5)$$

де  $T_{\text{розр}}$  – розрахунковий термін служби блоку, років;

$t_{\text{осв}}$  – час на освоєння виробничої потужності (при  $A_{\text{щр}}=900$  тис. т  $t_{\text{осв}} \leq 2$  роки);

$t_{\text{згас}}$  – час на згасання видобутку ( $t_{\text{згас}} = 2$  роки).

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.г}}}, \text{ років} \quad (2.6)$$

$$T_{\text{розр}} = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.г}}} = \frac{25119000}{900000} = 28 \text{ років.}$$

$$T = 28 + 2 + 2 = 32 \text{ роки.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

– число робочих днів за рік – 300;

– число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;

– тривалість робочої зміни:

на підземних роботах – 6 годин;

на поверхні – 8 годин.

## 2.3 Розкриття, підготовка й системи розробки пластів

### 2.3.1 Підготовка шахтного поля і обґрунтування прийнятої системи розробки

У даних гірничо-геологічних умовах, згідно [4, 5] підходять два способи підготовки – панельний (рис. 2.1) і погоризонтний (рис. 2.2). Порівняємо ці способи по питомій довжині виробок. Сумарна довжина виробок представлена в табл. 2.3 і 2.4.

Таблиця 2.3 – Довжина виробок при панельному способі підготовки

Найменування виробки	Довжина, м	Кількість виробок	Сумарна довжина, м
Уклон панельний	1700	1	1700
Хідник	1700	2	3400
Штрек ярусний	1800	18	32400
Всього:			37500
Питома довжина, м/тис.т			2,81

Таблиця 2.4 – Довжина виробок при погоризонтному способі підготовки

Найменування виробки	Довжина, м	Кількість виробок	Сумарна довжина, м
Головний транспортний штрек	3200	1	3200
Головний вентиляційний штрек	3600	1	3600
Уклон	1700	18	30600
Всього:			37400
Питома довжина, м/тис.т			2,80

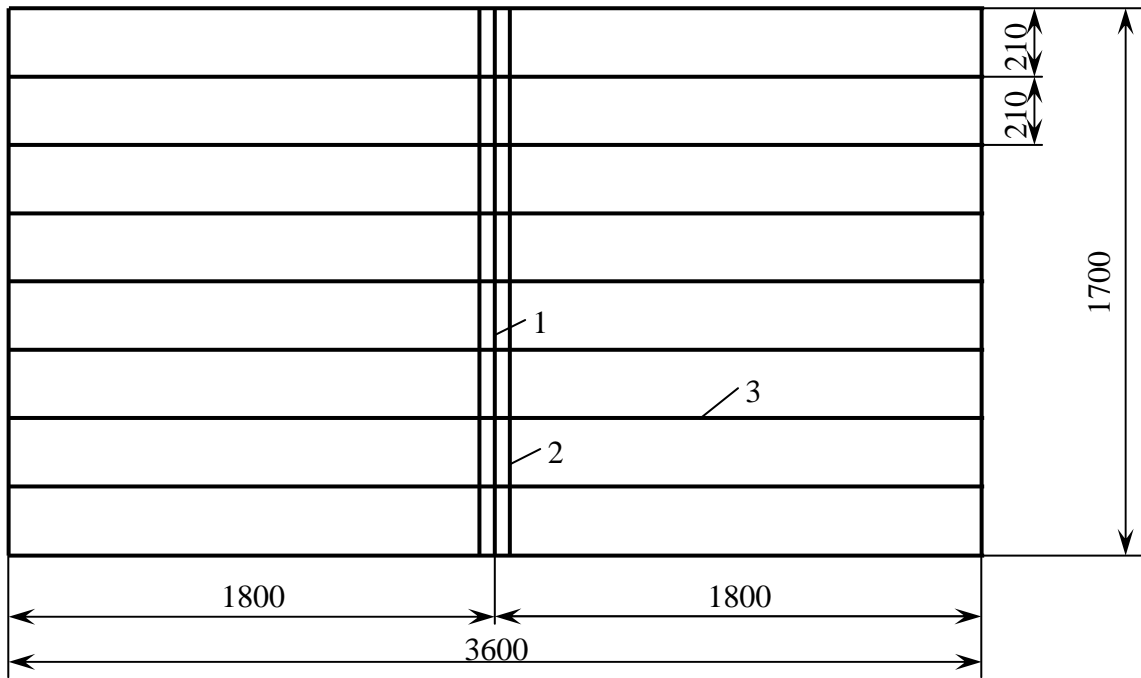


Рисунок 2.1 – Панельний спосіб підготовки шахтного поля: 1 – капітальний уклон; 2 – хідник; 3 – ярусний штрек

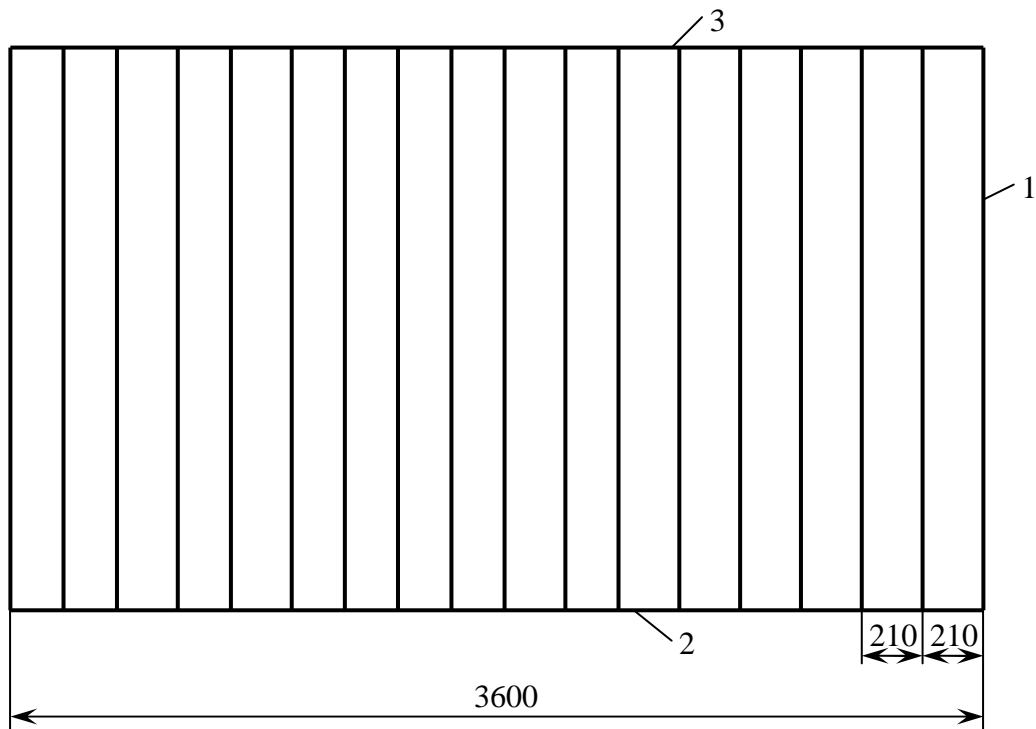


Рисунок 2.2 – Погоризонтний спосіб підготовки шахтного поля: 1 – бремсберг; 2 – відкаточний штрек; 3 – вентиляційний штрек

Питома довжина виробок при погоризонтному способі підготовки буде меншою, ніж при панельному, отже його і приймаємо для відробки горизонту. Підготовка пласта – пластова, тому що бокові породи стійкі. До того ж пластова підготовка забезпечує простоту технології проведення і планування гірничих робіт і менший вихід породи, чим при пластово-польовій чи польовій підготовці [6]. Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню і повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (рис. 2.3) і стовпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку к виробленому простору (рис. 2.4).

Для економічного порівняння застосовуємо програму «Прогноз». За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок. Вартість транспортування вугілля, вартість очисних робіт та вартість водовідливних робіт не розраховуємо, оскільки запаси, механізація та приплив води в обох варіантах однакові.

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\sum K + \sum R}{Z_{в.ст.}}, \text{ грн/т} \quad (2.7)$$

де  $\sum K$  – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

$\sum R$  – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{в.ст.}$  – запаси вугілля у виймальному стовпі, т.

Таблиця 2.5 – Результати розрахунку питомих витрат

	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
Варіант 1	753600	1,51	100
Варіант 2	896800	1,80	119

Для подальшого розгляду приймаємо варіант 2.

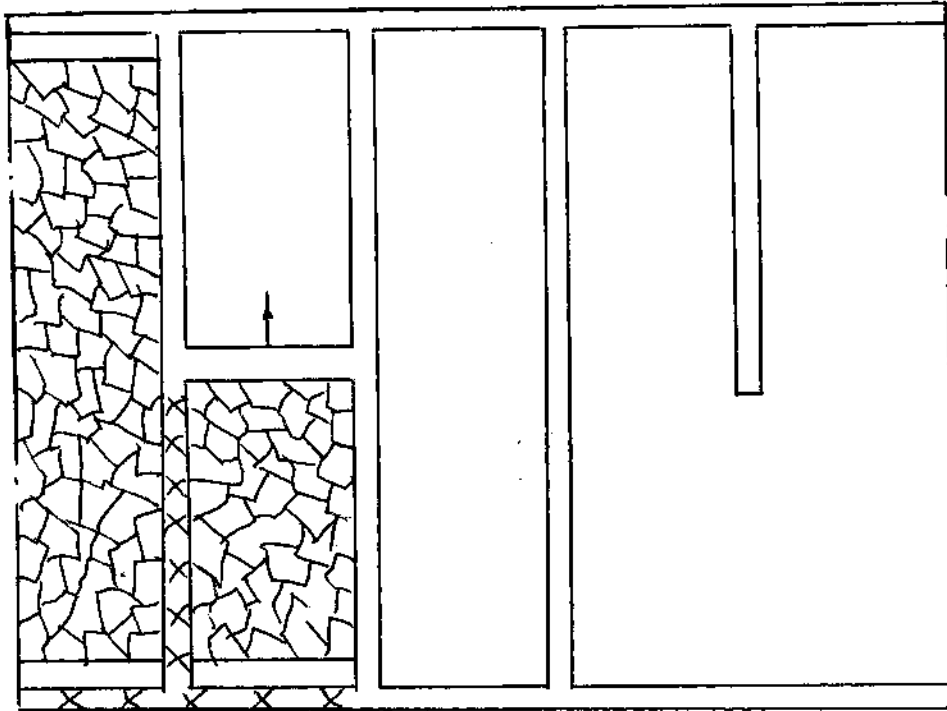


Рисунок 2.3 – Стівпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню і повторним використанням транспортної виробки у якості вентиляційної (варіант 1)

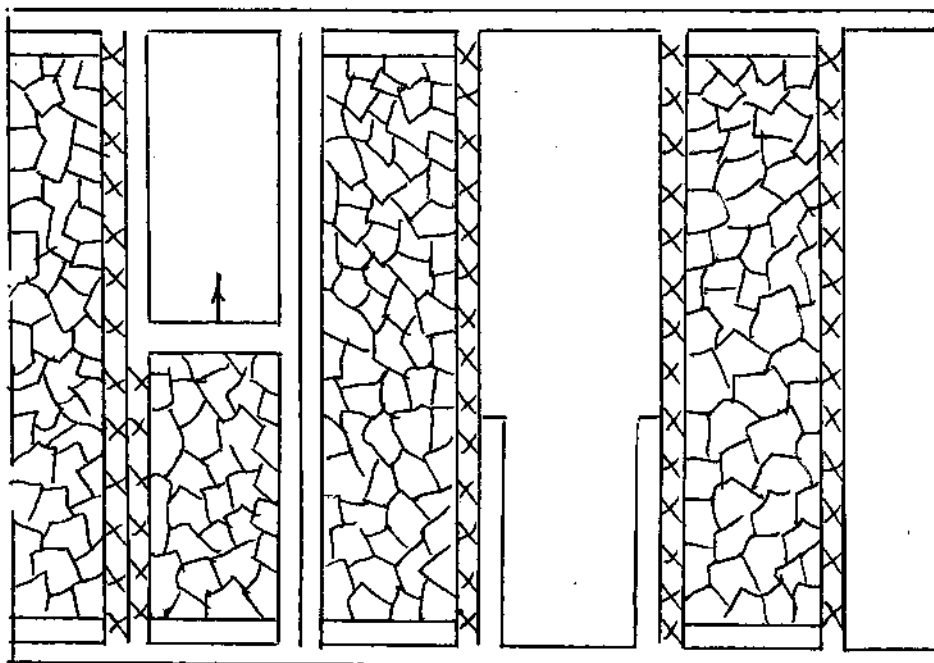


Рисунок 2.4 – Стівпова система розробки з відробкою виймального стовпа по повстанню та з погашенням виробок слідом за лавою і проведенням нових виробок вприсічку до виробленого простору (варіант 2)

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3]. Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.дод}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу} \quad (2.8)$$

де  $r$  – ширина захоплення виконавчого органу комбайна, м;

$n_{\text{ц}}$  – кількість циклів за добу ( $n_{\text{ц}}=6$ );

$$V_{\text{д.дод}} = 0,8 \cdot 6 = 4,8 \text{ м/добу}$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.рiч}} = N \cdot V_{\text{д.дод}} \cdot K, \text{ м/рiк} \quad (2.9)$$

де  $N$  – число робочих днів за рік ( $N=300$ );

$K$  – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ( $K=0,95$  [3]);

$$V_{\text{д.рiч}} = 300 \cdot 4,8 \cdot 0,95 = 1368 \text{ м/рiк}$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\sum p = \sum m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2 \quad (2.10)$$

$$\sum p = 1,65 \cdot 1,29 = 2,13 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по кожному пласту:

$$h_{\text{д}} = \frac{A_{\text{ш.р}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_{\text{д}} \cdot \sum p \cdot c}, \text{ м} \quad (2.11)$$

де  $A_{\text{ш.р}}$  – річна виробнича потужність шахти, т;

$k_{\text{оч}}$  – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з очисних вибоїв ( $k_{\text{оч}}=1$  [3]);

$k_{\text{вид}}$  – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з діючих очисних вибоїв (згідно ПТЕ [4] щодо резервних вибоїв  $k_{\text{вид}} = 0,92$ );

$c$  – коефіцієнт виймання вугілля ( $c=0,95$  [3]).

$$h_{\text{д}} = \frac{900000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1368 \cdot 2,13 \cdot 0,95} = 299 \text{ м.}$$



Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\sum n = \frac{\sum h_{\delta}}{l_{л}}, \text{ лав} \quad (2.12)$$

де  $l_{л}$  – довжина лави ( $l_{л}=200$  м [2]);

$$\sum n = \frac{299}{200} = 1,5 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_{\delta} = \sum n_{л.д} \cdot l_{л}, \text{ м} \quad (2.13)$$

$$\sum h_{\delta} = 2 \cdot 200 = 400 \text{ м.}$$

Виходячи з рекомендацій [3], в даних гірничо-геологічних умовах приймаємо 2 діючі лави та 1 резервно-діючу.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\sum n_{заг} = \sum n_{л.д} + \sum n_{р.д.л}, \text{ лав} \quad (2.14)$$

де  $\sum n_{р.д.л}$  – сумарна кількість резервно-діючих лав.

$$\sum n_{заг} = 2 + 1 = 3 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_{заг} = \sum n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м} \quad (2.15)$$

$$\sum h_{заг} = 3 \cdot 200 = 600 \text{ м.}$$

Середня продуктивність пластів:

$$p_{cp} = \frac{\sum p}{n_{пл}}, \text{ т/м}^2 \quad (2.16)$$

$$p_{cp} = \frac{2,13}{2} = 1,06 \text{ т/м}^2$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність лави, з урахуванням одночасної роботи діючих і резервно-діючої лави:

$$A_{u.p(\max)} = \sum h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.р.ч}} \cdot p_{\text{ср}} \cdot c, \text{ т/рік} \quad (2.17)$$

$$A_{u.p(\max)} = 600 \cdot 1368 \cdot 1,06 \cdot 0,95 = 926545 \text{ т/рік}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$k_{\text{рез}} = \frac{A_{u.p(\max)}}{A_{u.p}}. \quad (2.18)$$

$$k_{\text{рез}} = \frac{926545}{900000} = 1,03.$$

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{заг}} = \frac{V_{\text{д.р}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік} \quad (2.19)$$

$$V_{\text{заг}} = \frac{1368}{1,03} = 1328 \text{ м/рік.}$$

Згідно розрахунків розміщуємо лави наступним чином: на кожному пласті в роботі будуть по 1 лаві. Резервно-діюча лава буде розміщуватися по черзі на кожному пласті.

Для того, щоб вчасно підготувати новий виймальний стовп, не допускаючи простоїв у підготовці і не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптимальне співвідношення очисних і підготовчих робіт, виходячи з умови своєчасної підготовки [6]:

$$T_{\text{нідг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.20)$$

де  $T_{\text{нідг}}$  – загальні витрати часу на підготовку виймального стовпа, міс;

$t_{\text{рез}}$  – нормативний резерв часу на підготовку нового стовпа, міс. ( $t_{\text{рез}}=1-2$  міс);

$T_{\text{оч}}$  – тривалість відробки частини стовпа, що залишилась, міс.

Визначимо витрати часу на підготовку стовпа:

$$T_{\text{підг}} = t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{H_{\text{гор}}}{V_{\text{укл}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}, \quad (2.21)$$

де  $t_{\text{пл}}$  – час на спорудження прийомних площадок, міс;

$t_{\text{мон}}$  – час на монтаж обладнання, міс;

$V_{\text{ш}}$ ,  $V_{\text{укл}}$ ,  $V_{\text{рп}}$  – швидкість проведення відповідно штреку, уклону і розрізного просіку, м/міс.

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{\text{оч}} = \frac{H_{\text{гор}}}{V_{\text{оч}}}, \text{ міс.} \quad (2.22)$$

де  $V_{\text{оч}}$  – середнє місячне посування лінії очисних вибоїв.

$$T_{\text{оч}} = \frac{1700}{110} = 15 \text{ міс.}$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{не}} = V_{\text{ш}} = V_{\text{укл}} = V_{\text{рп}}, \text{ м/міс,} \quad (2.23)$$

тоді випливає, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{\text{не}} = \frac{2 \cdot l_{\text{д}} + H_{\text{гор}}}{T_{\text{оч}} - (t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}})}, \text{ м/міс} \quad (2.24)$$

$$V_{\text{не}} = \frac{2 \cdot 200 + 1700}{15 - (2 + 2 + 2)} = 225 \text{ м/міс.}$$

Визначимо взаємне положення очисних і підготовчих вибоїв при якому необхідно почати підготовку нового горизонту:

$$x = v_{\text{оч}} \cdot (t_{\text{пл}} + t_{\text{мон}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{ш}}} + \frac{H_{\text{гор}}}{V_{\text{укл}}} + \frac{l_{\text{л}}}{V_{\text{рп}}} + t_{\text{рез}}), \text{ м} \quad (2.25)$$

$$x = 110 \cdot (2 + 2 + \frac{200}{225} + \frac{1700}{225} + \frac{200}{225}) = 1450 \text{ м.}$$

Для своєчасної підготовки нового стовпа швидкість проведення виробок повинна бути не менше 225 м/міс, причому підготовку нового стовпа необхідно почати, коли в діючому стовпі залишиться  $1700-1450=250$  м.

Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, проводимо з використанням програми «Лави 2». Відповідно до зробленого розрахунку виробку доцільно охороняти за допомогою литої смуги, бо витрати на підтримку при даному варіанті найменші.

Параметри технології розрахуємо згідно з [7]:

Ширина смуги:

$$Ш=k \cdot m, \text{ м} \quad (2.26)$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання основної покрівлі;

$$Ш=1,2 \cdot 0,85=1 \text{ м.}$$

Відстань від контуру виробки в проходці до смуги:

$$\Delta=b \cdot h_n, \text{ м} \quad (2.27)$$

де  $b$  – коефіцієнт, що враховує міцність порід підоснови на стиск;

$h_n$  – середня висота нижньої підривки, м;

$$\Delta=0,6 \cdot 1,2=0,7 \text{ м.}$$

Максимальне відставання смуги від кріплення очисного вибою не повинне перевищувати 3 м. Хідник погашається слідом за очисним вибоєм, а для його тимчасового підтримання приймаємо викладення 1 ряду дерев'яних кострів.

Для охорони головного штреку приймаємо цілики великих розмірів.

Ширину ціликів розрахуємо згідно з [7]:

$$b_u=30+\frac{H-300}{300} \cdot 10-\frac{\sigma-30}{30} \cdot 10 \geq 30 \text{ м} \quad (2.28)$$

де  $H$  – глибина розробки, м;

$\sigma$  – міцність вміщуючих порід, МПа.

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{покp}} + \sigma_{\text{пiд}}}{2}, \text{ МПа}$$

де  $\sigma_{\text{покp}}$ ,  $\sigma_{\text{пiд}}$  – відповідно міцність порід покрівлі і подошви, МПа;

$$\sigma = \frac{90+70}{2} = 80 \text{ МПа};$$

$$b_{\text{ц}} = 30 + \frac{900-300}{300} \cdot 10 - \frac{80-30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м.}$$

### 2.3.2 Розкриття шахтного поля

Схема розкриття шахтного поля блочна з відокремленим провітрюванням кожного блоку. Центральний і допоміжний стволи розташовані на центральному промисловому майданчику шахти в центрі блоку.

Розкриття блоку здійснюється двома блочними стволами – повітряподаючим та вентиляційним і парними магістральними виробками. Повітряподаючий ствол блоку відносно центральних стовбурів розташований по простяганню шахтного поля в центрі запасів блоку.

Для того, щоб шахта безперебійно виконувала встановлений план видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових виймальних стовпів. Для цього необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарного плану відпрацювання пласту.

У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі нового горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички та освоїти техніку і методи роботи у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75% від прийнятого, а в наступні роки – 100%.

Схема розкриття, підготовки, система розробки, а також календарний план відпрацювання пласту  $l_1$  представлені на листі № 2 графічної частини.

### 2.3.3 Капітальні гірничі виробки

#### 2.3.3.1 Стволи

Головний і допоміжний стволи обслуговують всю шахту і призначені для видачі вугілля і породи, спуску-підйому людей і виконання усіх допоміжних операцій. Крім того, по допоміжному стволу поступає свіже повітря для провітрювання виробок блоку, а по головному видається ісходячий струмінь від обособленого провітрювання гараж-зарядних та складу ВМ.

Діаметр головного ствола – 7,5 м. Ствол закріплений залізобетоном. Армування ствола жорстке, розстріли і провідники сварні, коробчастого перетину.

Діаметр допоміжного ствола – 7,5 м. Ствол закріплений тубінгами ВНМІОМШБ і СТК. Армування стовбура жорстке, розстріли із двотаврових балок, провідники з рейок Р-43. Ствол оснащений драбинним відділенням.

Діаметр повітряподаючого ствола блоку – 5 м. Ствол закріплений тубінгами СТК. Армування стовбура жорстке, розстріли із двотаврових балок, провідники з рейок Р-43. Ствол оснащений драбинним відділенням. Повітряподаючий ствол блоку призначений для подачі свіжого повітря та спуску довгомірних матеріалів в шахту.

Перерізи стволів зображені на листі № 2 графічної частини.

#### 2.3.3.2 Двори навколо стволів, головні розкриваючі виробки

Двір центрального блоку, виконаний по петльовій схемі руху составів, призначений для здійснення всіх допоміжних операцій по обслуговуванню гірничих робіт і подачі в шахту свіжого струменя повітря. Гілки двору виконують функції розкриваючих і з'єднують стволи з квершлагом. У відповідності із призначенням двору в його межах передбачені наступні камери службового та виробничого призначення:

- очікування, медпункту, комори, санвузла;
- гараж-зарядної з ремонтною майстернею, перетворювальною підстанцією і вентиляційною збійкою на головний ствол;
- центральної підземної підстанції;

- насосної камери з водозбірниками, водотрубним хідником і освітлюючим резервуаром;
- складу ВМ ємністю 3980 кг ВВ із вентиляційною збійкою в головний ствол;
- виробок для чищення зумпфа головного ствола і зумпфового водовідливу допоміжного ствола.

Довжина розкриваючих виробок 2 км.

Зробимо перевірку перерізу виробок по провітрюванню.

Необхідна кількість повітря розраховується по формулі:

$$Q = A_{\text{сут}} \cdot q \cdot k_{\text{ут}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.29)$$

де  $A_{\text{сут}}$  – добовий видобуток шахти, т/добу;

$q$  – норма кількості повітря на 1 т видобутку,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$k_{\text{ут}}$  – коефіцієнт витоків повітря.

$$Q = 3000 \cdot 1,5 \cdot 1,4 = 105 \text{ м}^3/\text{с}$$

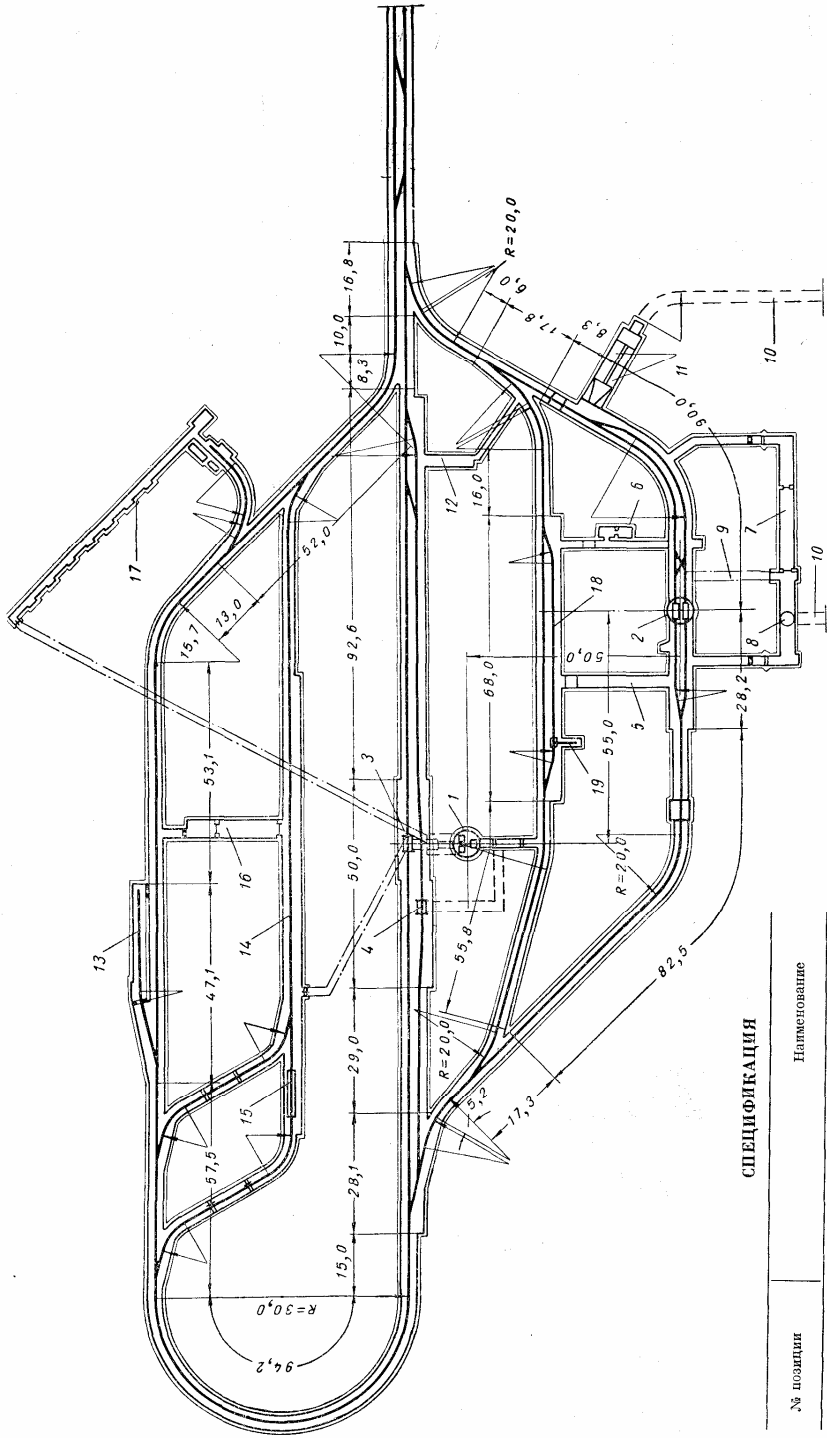
Переріз виробки повинен задовольняти умові:

$$S = \frac{Q}{v_{\text{max}}}, \text{ м}^2 \quad (2.30)$$

де  $v_{\text{max}}$  – максимально припустима швидкість повітря, м/с

$$S = \frac{105}{8} = 13,1 \text{ м}^2.$$

Прийняті перетини виробок задовольняють вимогам ПБ.



**СПЕЦИФИКАЦІЯ**

№ позиції	Найменування
1	Слуповий ствол
2	Клецевий ствол
3	Камера угольного опрокидывателя
4	Камера породного опрокидывателя
5	Камера ояндання
6	Камера мелуника
7	Центральная електростанція
8	Камера главного водоотлива
9	Водотрубный ходок
10	Водосборник
11	Осветляющие резервуары
12	Камера обезжелезивающей установки
13	Центро противопожарного поезда
14	Гараж-зарядная
15	Ремонтная мастерская
16	Выпрямительная подстанция
17	Склад ВМ
18	Стоянка пассажирского поезда
19	Санузел

Рисунок 2.5 – Двір біля стволу відкаточного горизонту



## 2.4 Паспорт виїмкової ділянки, проведення та кріплення виробки

### 2.4.1 Паспорт виїмки вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

#### 2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.6.

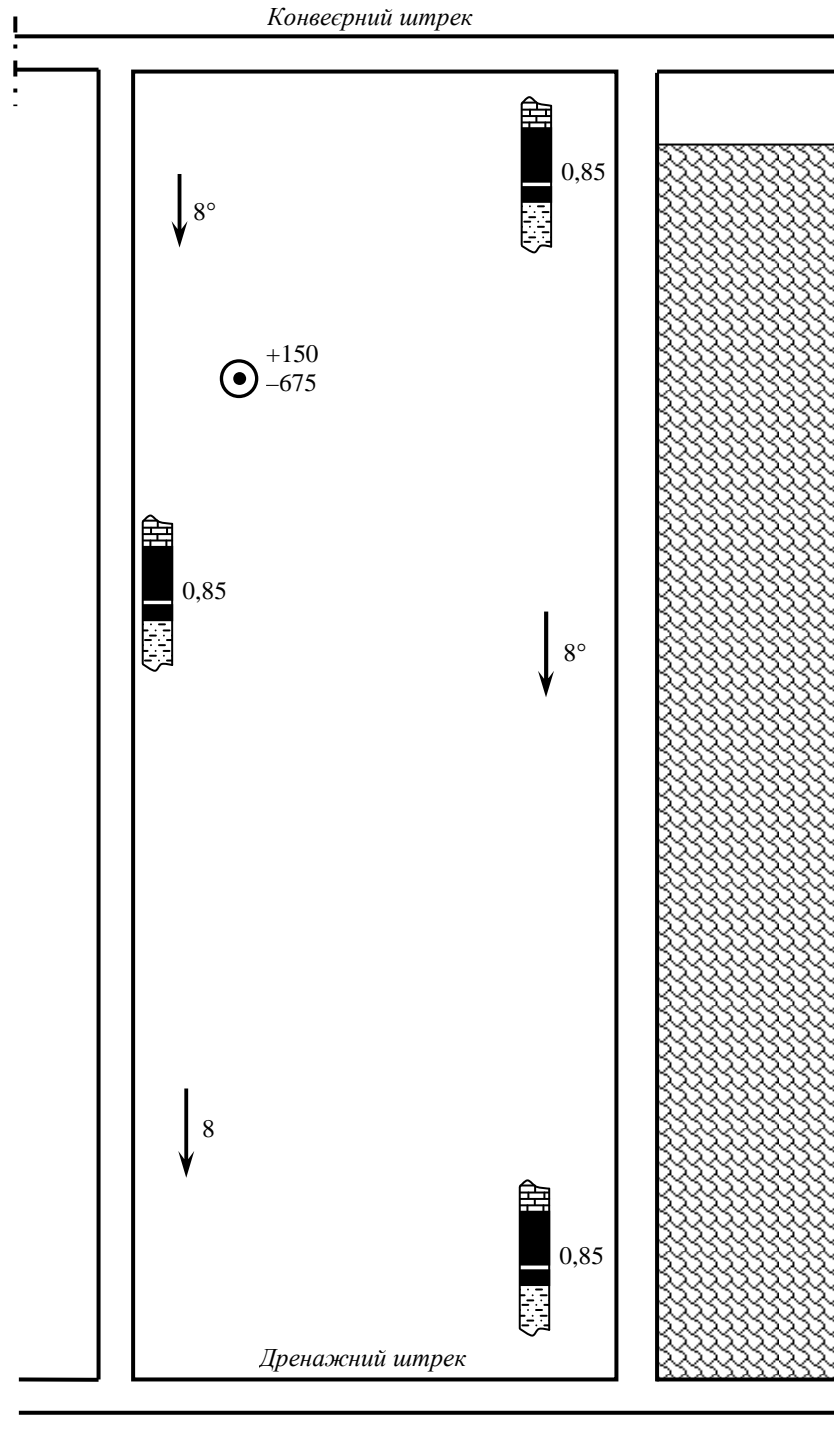


Рисунок 2.6 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої

Згідно п. 2.2.1.2 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1МКД90, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн КА-90;
- механізоване кріплення 1КД-90;
- скребковий конвеєр СПД-162-09;
- кріплення сполучень КСД-90;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро- та електрообладнання.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,8 м, спосіб зарубки комбайна в пласт – фронтальний.

Перевірочний розрахунок реакції механізованого кріплення здійснюємо за умовою:

$$R=B \cdot D \cdot \gamma_i \cdot h_2 \cdot L_2 < 0,8 \cdot R_m, \quad (2.31)$$

де  $R$  – розрахункове значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН;  
 $D$  – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуваних порід шару легкозрушуваних порід;

$\gamma_i$  – об'ємна вага порід  $i$ -го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м<sup>3</sup>;

$h_2$  – потужність основної покрівлі, м;

$L_2$  – шаг зрушення основної покрівлі, м;

$R_m$  – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м [2].

$$R=0,5 \cdot 1 \cdot 0,026 \cdot 10,5 \cdot 20 < 0,8 \cdot 18,8=15,04.$$

Умова виконується, отже для ефективного використання комплексу немає необхідності застосовувати заходи щодо розміщення покрівлі.

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки ГКУ30, що встановлюються під кожною рамою на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

Головки забійного конвеєру виносяться із лави у примикаючі виробки і закріплюються на спеціальних опорах кріплення сполучень.

Монтаж і демонтаж комплексу здійснюється відповідно до [9]. Роботи з монтажу ведуться ланками гірничомонтажників чисельністю 6 чоловік. Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

- електро- і гідрообладнання;
- лінійні риштаки конвеєра з нижньою гілкою скребкового ланцюга і навісним обладнанням;
- секції механізованого кріплення з гідрообладнанням;
- комбайн;
- приводні голівки конвеєра;
- кріплення сполучень.

Послідовність дій при монтажі скребкового конвеєру:

- з відрізків ланцюга збирають нижню гілку і лебідкою розтягують її по розрізу, наприкінці ланцюга встановлюють відкисні стійки;
- стикують по 5-6 риштаків, кріплять до них канат тягової лебідки і по розтягнутій нижній гілці ланцюга транспортують їх по розрізу до місця розташування верхнього приводу;
- після монтажу групи риштаків вантажний канат лебідки доставляється до місця нової партії риштаків.

У такій послідовності монтують весь риштачний став;

- доставляють і встановлюють навісне обладнання і лемехи.

Послідовність дій при монтажі секцій механізованого кріплення:

- доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху;
- до секції прикріплюють вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секції по розрізу;
- після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки і обвідного блоку), приєднують гідрообладнання і роблять розпір.

У такій послідовності монтують і інші секції мехкріплення.

Монтаж комбайну КА 90 здійснюється в уклоні. Складові частини комбайну доставляються до розрізу і лебідкою затягуються в нішу для монтажу.

Схема монтажу комплексу представлена на рис. 2.7. Графік організації монтажу представлений на рис. 2.8.

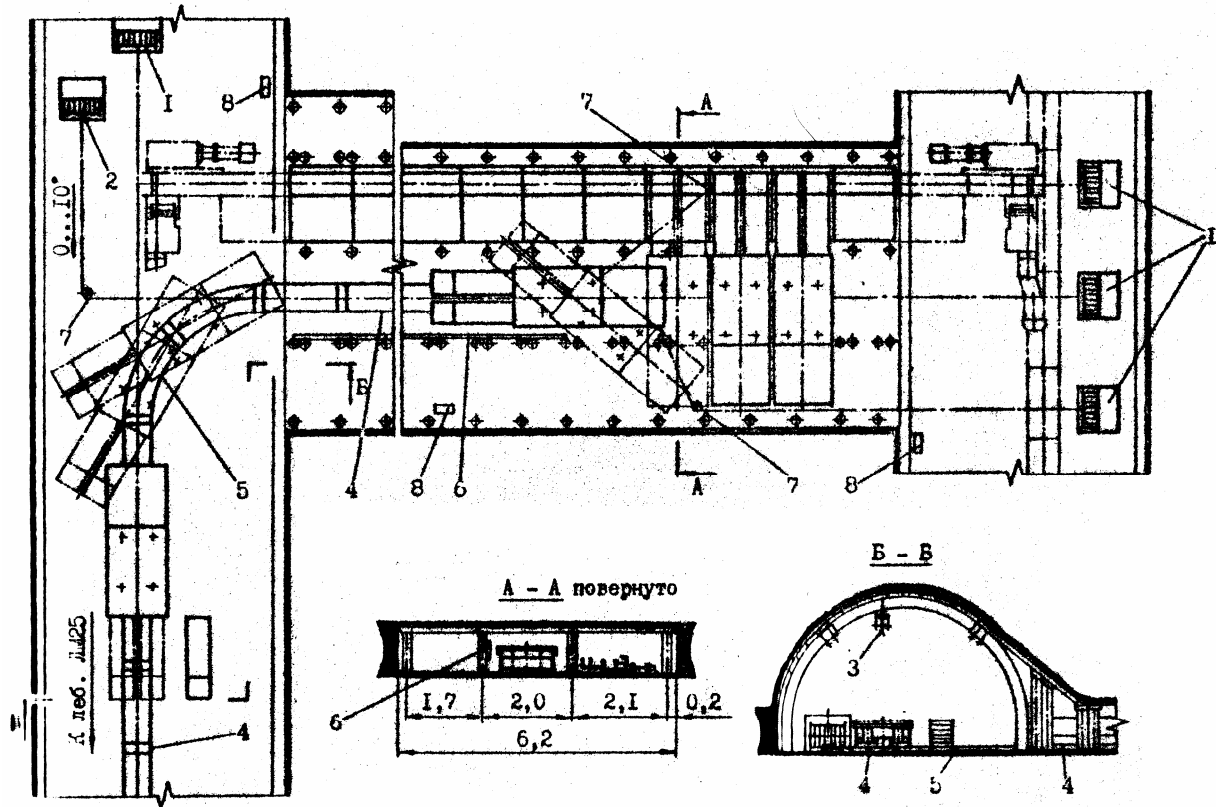


Рисунок 2.7 – Схема монтажу комплексу 1МКД 90 з застосуванням лебідок: 1 – лебідка ЛТП55; 2 – лебідка ЛМ 25; 3 – лебідка ЛРЦ; 4 – дорога монтажна МД; 5 – пристрій поворотний; 6 – відбійник направляючий; 7 – блок відхиляючий; 8 – апаратура сигналізації та зв'язку АПКМ

Найменування	Кількість робітників	Кількість змін	Тривалість, днів																										
			I	2	3	4	5	6	8	9	10	11	12	13	15	16	17	18	19	20	22	23	24	25	26	27			
Погружка обладнання на поверхні і транспортування по виробкам к місцю монтажу	3	1 (17)																											
Установка засобів механізації і апаратури зв'язку	6	5																											
Установка обладнання енергопозду	6	5																											
Монтаж скребкового конвеєра	6	14																											
Монтаж механізованого кріплення	6	33																											
Монтаж очисного комбайна	6	4																											
Монтаж кріплення сполучення	6	8																											
Демонтаж засобів механізації і апаратури зв'язку	6	2 3																											
Всього:		72																											

Рисунок 2.8 – Графік організації монтажу комплексу МКД90

*Розрахунок паспорта монтажу механізованого комплексу МКД90*

Розрахунок трудомісткості виконання монтажних робіт з кожного їх виду зводимо в табл. 2.6 з використанням формули:

$$T_{\text{ім}} = v_{\text{ім}} H_{\text{ім}} k_3, \text{ чол. годин} \quad (2.32)$$

де  $v_{\text{ім}}$  – обсяг робіт по монтажу окремого обладнання, що складає мехкомплекс (секції мехкріплення, скребковий конвеєр, вугільний комбайн), шт.;

$H_{\text{ім}}$  – норма часу на монтаж одиниці відповідного обладнання, чол. годин.

$k_3$  – коефіцієнт, що враховує затримки при монтажі.

Таблиця 2.6 – Розрахункові величини монтажу комплексу МКД90

Найменування робіт	Норма часу по збиранню, чол. годин	Встановлений обсяг робіт	Трудомісткість		Тривалість виконання робіт, сут.	Тарифна ставка, грн.	Сума прямої з/п, грн.
			$T_{i.m.}$ , годин	$T_{cm.m.}$ , чол. зм			
Монтаж ставу конвеєра	$4,8 \times 1$ решт.	133,3	959,7	159,9	13	36,96	5909,9
Монтаж комбайну	$69 \times 1$ комб.	1	103,5	17,25	2	36,96	637,6
Монтаж секцій мехкріплення	$7,2 \times 1$ секц.	148,1	1599,5	266,6	24	36,96	9853,5
Усього:			2662,7	443,8	39	-	16401

Загальна трудомісткість робіт, необхідна для монтажу всього мехкомплексу визначається по формулі:

$$\sum T_{cm.m.} = \sum T_{i.m.} / 6, \text{ чол. зм} \quad (2.33)$$

$$\sum T_{cm.m.} = 2662,7 / 6 = 443,8, \text{ чол. зм}$$

Необхідний чисельний состав ланки робітників при чотирьохзмінному режимі ведення монтажних робіт визначається по формулі:

$$N_{зв} = \frac{\sum T_{cm.m.}}{4 \cdot T_m} = \frac{443,8}{4 \cdot 39} = 3 \text{ чол.} \quad (2.34)$$

де  $T_m$  – тривалість монтажних робіт, діб.

Тривалість виконання монтажних робіт з кожного їх виду визначається по формулі:

$$T_{i.раб.} = T_{mi} / (24 \cdot N_{зв}), \text{ діб} \quad (2.35)$$

Питома трудомісткість монтажу МКД90

$$v_{mm} = \sum T_{cm.m.} / L_{mk}, \text{ чол. зм/м} \quad (2.36)$$

де  $L_{mk}$  – довжина мехкомплексу, що монтується, м.

$$v_{mm} = 443,8 / 200 = 2,22 \text{ чол. зм./м}$$

Сума прямої заробітної плати робітників, зайнятих на монтажних роботах, визначається з вираження:

$$ЗП = T_{cm.m.} \cdot P_{ст}, \text{ грн.} \quad (2.37)$$

Комплексна розцінка на добове виконання робіт визначається за формулою:

$$P_k = \frac{\sum 3П}{T_m}, \text{ грн./добу} \quad (2.38)$$

$$P_k = \frac{16401}{39} = 420,5 \text{ грн./добу.}$$

*Розрахунок паспорту демонтажу комплексу МКД90.*

Розрахунок трудомісткості виконання демонтажних робіт з кожного їх виду зводимо в табл. 2.7 і виконуємо по формулі:

$$T_{i.д} = v_{i.д} \cdot H_{i.буд} \cdot k, \text{ чол. годин} \quad (2.39)$$

де  $k$  – коефіцієнт, що враховує затримки часу при демонтажі ( $k = 2$ ).

Таблиця 2.7 – Розрахункові величини демонтажу механізованого комплексу МКД90

Найменування робіт	Норма часу по збиранню, чол. годин	Встановлений обсяг робіт	Трудомісткість		Тривалість виконання робіт, сут.	Тарифна ставка, грн.	Сума прямої з/п, грн.
			$T_{i.д}$ чел. година.	$T_{см.д}$ чіл. см			
Демонтаж ставу конвеєра СП202	$3,1 \times 1$ ршт.	133,3	826,5	137,75	12,0	36,96	5091,2
Демонтаж комбайна	$53 \times 1$ комб.	1	106	17,66	2,0	36,96	652,7
Демонтаж секцій мехкріплення	$7,0 \times 1$ секц.	148,1	2073,4	345,5	28,0	36,96	12769,7
Усього	–	–	3005,9	500,91	42,0		18513,6

Трудомісткість робіт, необхідних для демонтажу всього мехкомплекса:

$$\sum T_{см.д} = \sum T_{i.д} / 6, \text{ чол. зм} \quad (2.40)$$

$$\sum T_{см.д} = 3005,9 / 6 = 500,9 \text{ чол. зм}$$

Необхідний чисельний состав ланки робітників при чотирьохзмінному режимі демонтажних робіт

$$N_{зв} = \sum T_{см.д} / 4 \cdot T_{дм}, \text{ чол.} \quad (2.41)$$

$$N_{зв} = 3005,9 / 4 \cdot 42 = 3 \text{ чол.}$$

Тривалість виконання демонтажних робіт з кожного їх виду зводиться в табл. 2.7 й обчислюється по формулі:

$$T_{i, \text{раб}} = T_d / (24 \cdot N_{\text{зв}}), \text{ діб} \quad (2.42)$$

Визначаємо питому тривалість демонтажу мехкомплекса МКД90

$$v_{\text{т.д}} = \sum T_{\text{см.д}} / L_{\text{дм}}, \text{ чол.зм/м} \quad (2.43)$$

$$v_{\text{т.д}} = 500,91/200 = 2,5 \text{ чол.зм/м}$$

Сума прямої заробітної плати робітників, зайнятих демонтажем комплексу визначається по формулі:

$$ЗП = T_{\text{см.д}} \cdot P_{\text{ст}}, \text{ грн.} \quad (2.44)$$

де  $P_{\text{ст}}$  – тарифна ставка робітника, грн.

Визначаємо комплексну розцінку на добове виконання робіт з вираження:

$$P_k = \frac{\sum ЗП}{T_d}, \text{ грн./добу} \quad (2.45)$$

$$P_k = \frac{18513,6}{42} = 440,8 \text{ грн./добу}$$

#### 2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення КД-90 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю. Отже, заходи щодо розміцнення покрівлі не передбачаємо.

*Вибір заходів щодо первинної посадки покрівлі у лаві.*

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізного просіку приймаємо спеціальний захід [7] – попереднє ослаблення основної покрівлі шляхом вибуху зарядів, розташованих у свердловинах над виробленим простором.



Параметри технології:

- схема розташування свердловин – двостороння одиночно-паралельна;
- кут нахилу свердловини –  $60^\circ$ ;
- відстань між свердловинами – 10 м;
- кількість рядів свердловин – 3;
- діаметр свердловини – 100 мм;
- довжина свердловини – 80 м.

На окремих ділянках лави, у місцях утворення хибної покрівлі, для забезпечення нормальних умов роботи мехкріплення необхідно робити зміцнення порід покрівлі.

Відповідно до рекомендацій [7] залежно від тріщинуватості порід покрівлі (1-4 тріщини на 1 п.м.) приймаємо зміцнення порід покрівлі за допомогою хімічного анкерування. Сутність анкерування полягає в такому:

У місці вивалювання порід з покрівлі над вугільним пластом бурять два ряди шпурів: нижні під кутом  $0-10^\circ$ , верхні –  $45-60^\circ$  до площини нашарування порід. У шпур доставляють забійником ампули з поліуретановим составом, а потім руйнують їх анкером, який обертаючи подають у шпур. Через 30-40 с перемішаний состав спінюється, збільшується в обсязі у 3-4 рази й через 1-3 хвилини твердне, міцно з'єднуючи анкер з масивом порід. На кінці анкерів (верхнього і нижнього) надягають дерев'яні або металеві прогони із прокладками й нагвинчують гайки.

Після виїмки вугілля покрівля втримується від обвалення анкерами, а для профілактики від обвалень покрівлі встановлюють один ряд анкерів після зняття двох смуг вугілля.

Параметри анкерування:

- |  |          |
|--|----------|
| – довжина анкерів, м                   | 1,8-2,5; |
| – відстань між анкерами уздовж лави, м | 0,8-1,0; |
| – відстань між анкерами по висоті, м   | 0,3-0,6; |
| – кількість ампул на 1 м довжини шпуру | 2-3;     |
| – діаметр металевого анкера, мм        | 20-38.   |

Поліетиленові ампули містять поліефір і капсулу із затверджувачем. Для обертання анкера свердлом застосовують спеціальні перехідники (хвостовик штанги з привареною гайкою на іншому кінці).

#### 2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

З метою ефективної експлуатації видобувного обладнання, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна - ремонтно-підготовча, три інші - по видобутку вугілля. Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий робочий режим роботи ділянки – шестиденний робочий тиждень.

Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки. Форма організації робіт в очисному вибої – поточна, що відповідає максимальній інтенсифікації виробництва.

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{міс} = A_{доб} \cdot n_{р.д}, \text{ т} \quad (2.46)$$

де  $A_{доб}$  – прийняте в п. 2.2.1.2 навантаження на очисний вибій, т/доб;

$n_{р.д}$  – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{міс} = 1040 \cdot 25 = 26000 \text{ т.}$$

Розрахунок обсягів робіт в очисному вибої здійснюємо на 1 цикл по всім робочим процесам.

Виймка вугілля (комбайном) з одного циклу:

$$D_{ц} = D_{к} = L_{л} \cdot m \cdot r \cdot \gamma, \text{ т} \quad (2.47)$$

де  $L_{л}$  – довжина лави, м;

$m$  – потужність пласта, м;

$r$  – ширина захвату комбайна, м;

$\gamma$  – щільність вугілля, т/м<sup>3</sup>.

$$D_{ц} = D_{к} = 180 \cdot 0,85 \cdot 0,8 \cdot 1,29 \cdot 0,97 = 170 \text{ т.}$$

Обсяг робіт на зведення органних рядів біля хідника:

$$n_{op} = \frac{r}{d} \cdot n_{op}, \text{ стійок} \quad (2.48)$$

де  $d$  – діаметр стійки, м;

$n_{op}$  – кількість рядів органного кріплення.

$$n_{op} = \frac{0,8}{1,15} \cdot 1 = 5,3 \text{ стійок.}$$

Обсяг робіт на викладення дерев'яних кострів біля хідника:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук} \quad (2.48)$$

де  $a_k$  – крок встановлення кострів, м;

$n_k$  – кількість рядів кострів.

$$n_k = \frac{0,8}{2,4} \cdot 1 = 0,33 \text{ штуки.}$$

Обсяг робіт на зведення литої смуги:

$$Q_{л.с} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3 \quad (2.49)$$

де  $Ш$  – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.с} = 1 \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 0,68 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.9 згідно з [10]. Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_m}{K_y}, \text{ чол.-змін} \quad (2.50)$$

де  $T_m$  – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_y$  – коефіцієнт циклічності.

$$K_y = \frac{N_y}{D_y^k}, \quad (2.51)$$

де  $N_y$  – встановлена змінна норма виробітку на виїмку вугілля в конкретних умовах;

$D_{\text{ц}}^{\text{к}}$  – комбайновий видобуток на цикл, т;

$$K_{\text{ц}} = \frac{320}{170} = 1,88;$$

$$T_{\text{к}} = \frac{5,4}{1,88} = 2,87 \text{ чол.-зміни.}$$

Таблиця 2.8 – Розрахунок комплексної норми виробітку й розцінки

Найменування робіт	Од. вим.	Норма обслуговування	Обсяг робіт на цикл	Норма виробітку			Трудомісткість, чол./змін.	Тарифна ставка, грн	Сума прямої зарплати, грн	Підстава для встановлення норми виробітку
				по збірнику	коефіцієнт	встановлена				
Виїмка вугілля комбайном	т	5,4	170	320	1	320	2,87			ЕНЧ 98 т.7/17в
МГВМ 6р.	т						0,53	42,96	22,82	
ГРОВ 5р.	т						2,34	36,96	86,39	
Зведення органних рядів	ст.		5,3	85	1	85,00	0,06	36,96	2,30	ЕНЧ 93 т.72/6а
Викладення кострів	шт.		0,33	22,6	0,9	20,34	0,02	36,96	0,60	ЕНЧ 93 т.74/2а
Зведення литої смуги	м3		0,68	1,13	1	1,13	0,61	36,96	22,55	ЕНЧ 93 т.68/1в

Трудомісткість обслуговування комбайну машиністом гірничо-виймальної машини:

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.52)$$

$$T_{\text{м}} = \frac{1}{1,88} = 0,53 \text{ чол.-зміни}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_{\text{к}} - T_{\text{м}}, \text{ чол.-змін.} \quad (2.53)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 2,87 - 0,53 = 2,34 \text{ чол.-зміни.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_{\text{к}} = \frac{D_{\text{ц}}}{\sum T}, \text{ т/чол. -зміну,} \quad (2.54)$$

де  $\sum T$  – сумарна трудомісткість виконання процесів, чол.-змін.

$$N_k = \frac{170}{3,56} = 47,75 \text{ т/чол. -зміни}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\sum Z}{D_u}, \text{ грн/т} \quad (2.55)$$

де  $\sum Z$  – сумарна заробітна плата, грн.

$$P = \frac{134,77}{170} = 0,79 \text{ грн/т.}$$

Явочний склад робітників-відрядників (ГРОВ у зміни з видобутку):

$$N_y = \frac{D_{\text{доб}}}{N_k \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.} \quad (2.56)$$

де  $k_{\text{пер}}$  – плановий коефіцієнт перевиконання норми виробітку;

$$N_y = \frac{1040}{47,75 \cdot 1,08} = 21 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту обладнання очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11]:

1. Для комплексу 1МКД 90 і планового видобутку 1040 т/добу таблична норма часу складе 32,5 чол.-годин (табл. 1, п. 1б);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
  - зміна довжини очисного вибою – 2,1 чол.-години  $\cdot 2 = 4,2$  чол.- години;
  - кількість приводних голівок конвеєра – 1,03 чол.-години;
  - ступінь стійкості бічних порід – 0,95;
3. Скоректована таблична норма часу складе:  $(32,5 + 4,2 - 1,03) \cdot 0,95 = 33,9$ ;
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 1 чол.-зміна;
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе  $33,9 - 6 = 27,9$  чол.-год., або  $27,9 / 6 = 4,6$  чол.-зміни.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Ремонтну складність обладнання визначимо по табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Ремонтна складність обладнання очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{op}$ , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	КА90	1	2232	2232	о ЕНЧ-1995,3,т.
Мехкріплення	1КД90	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СПЦ162	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342	
Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього:				8351	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995,3, т.9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1,7	150	225	
Дорога на підшві	ДКН 4-2	1	995	995	
Усього:				9264	
Разом:				17615	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$H_{\text{ч}} = \sum T_{op} \cdot \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{3M}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.57)$$

де  $\sum T_{op}$  – сумарна річна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування і ремонту обладнання;

$K_1$  – коефіцієнт, що враховує пайову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді і ремонті обладнання,  $K_1=0,6$ ;

$K_2$  – коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування і ремонт електропускової, захисної апаратури і гнучких кабелів,  $K_2=1,2$ ;

$K_3$  – коефіцієнт, що враховує непланові ремонти обладнання, які виконуються ремонтними і черговими електрослюсарями ділянки,  $K_3=1,3$ ;

$t_{3M}$  – тривалість робочої зміни на підземних роботах,  $t_{3M}=6$  годин.

$$N_q = 17615 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 7,7 \text{ чол.-зміни.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 7 чол.; електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.} \quad (2.58)$$

де  $k_{об}$  – коефіцієнт облікового складу.

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{об} = 21 \cdot 1,59 = 33 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об} = 7 \cdot 1,59 = 12 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 8 \cdot 1,417 = 11 \text{ чол.}$$

Чисельність ІТР встановлюємо таким:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

#### 2.4.2 Паспорт проведення та кріплення уклону

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності порід не перевищує 7 по шкалі проф. Протод'яконова М.М., для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн 4ПП5. Згідно рекомендаціям [12-14] в заданих гірничо-геологічних умовах виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, оскільки цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися на стрічковий конвеєр 2ЛТ-100У за допомогою перевантажувача ППЛ-1К.

Доставка допоміжних матеріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-3,3-900 та на платформах шахтних ПТО-900-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії – 900 мм, рейки – Р-33 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою  $V=225$  м. Тоді добове посування складе:

$$V_{доб} = \frac{V_{міс}}{n_{р.л}}, \text{ м/добу} \quad (2.59)$$

де  $n_{р.л}$  – кількість робочих днів за місяць.

$$V_{доб} = \frac{225}{25} = 9 \text{ м/добу.}$$

Розрахунок розмірів поперечного перерізу виконаємо відповідно до розмірів рухомого складу і вимог ПБ по зазорах.

Ширина виробки при експлуатації на висоті 1800 мм складатиме:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м} \quad (2.60)$$

де  $m$  – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

$a$  – ширина конвеєра, м;

$b$  – ширина рухомого складу, м;

$p$  – зазор між конвеєром і рухомих складом, м;



$n$  – ширина вільного проходу для людей, м.

$$n=0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м} \quad (2.61)$$

де 0,7 – ширина проходу для людей на висоті 1,8 м від рівня баласту (від підошви виробки), м;

$h$  – висота пересувного составу, м;

$h_p$  – відстань від підошви виробки до рівня головки рейки, м;

$\beta$  – кут нахилу стійок кріплення до горизонтальної площини, град.

$$n=0,7 + (1,8 - 1,3 - 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ=0,75 \text{ м};$$

$$B = 0,4+1,4+0,4+1,32+0,75=4,27 \text{ м.}$$

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_{\bar{o}} = B + 2 \cdot (h_p + h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м} \quad (2.62)$$

$$l_{\bar{o}} = 4,27 + 2 \cdot (1,3 + 0,19) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ=4,8 \text{ м.}$$

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_{\bar{e}} = B - 2 \cdot (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м} \quad (2.63)$$

де  $h_1$  – висота виробки у світлі від головки рейки до верхняку. Згідно [15]  $h_1 \geq 2,2$  м.

$$l_{\bar{e}} = 4,3 - 2 \cdot (2,5 - 1,3) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ=3,9 \text{ м.}$$

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$h_{\bar{e}} = h_1 + h_p, \text{ м} \quad (2.64)$$

$$h_{\bar{e}} = 2,5+0,19=2,69 \text{ м.}$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{\bar{c}\bar{b}} = \frac{l_{\bar{o}} + l_{\bar{e}}}{2} \cdot h_{\bar{e}}, \text{ м}^2 \quad (2.65)$$

$$S_{\bar{c}\bar{b}} = \frac{4,8+3,9}{2} \cdot 2,69=11,7 \text{ м}^2.$$

По типовим перерізам виробок [15] приймаємо найближчий більший із  $S_{\bar{c}\bar{b}}=12,3 \text{ м}^2$ ,  $S_{np}=15,7 \text{ м}^2$ , що відповідає кріпленню металевому піддатливому арочному КМП-А3 з спецпрофілю СВП-22.

Вибір засобів підтримання виробки обираємо відповідно до величини очікуваних максимальних зміщень на контурі поперечного перерізу.

*Умови експлуатації виробки.*

Виробка проводиться на глибині 900 м. Кут падіння порід  $8^\circ$ . Виробка проводиться комбайновим способом, переріз в проясненні до осідання  $12,3 \text{ м}^2$ . Ширина у проходці 5,7 м, висота – 3 м. Виробка суха, знаходиться поза зоною тектонічних порушень.

Виробка експлуатується 3 роки: 1 рік до впливу першого очисного вибою та 2 роки – до погашення за другим очисним вибоєм.

Розрахунковий опір порід стиску по контуру поперечного перерізу виробки визначаємо з урахуванням усіх пластів порід, що вміщують виробку, потужністю більше за 0,5 м, що залягають на відстані від контуру перерізу виробки в покрівлі  $1,5 \cdot b$ , в підосві  $1 \cdot b$ , де  $b$  – ширина виробки, м; а в боках при пологому та похилому падінні по висоті виробки. Характеристика шарів порід, що вміщують виробку, наведена у табл. 2.10.

Для суміжних пластів порід, що залягають по контуру поперечного перерізу виробки, з мінливістю  $R_c$  в межах 30% приймаємо єдине для всієї виробки середнє значення розрахункового опору порід стиску, що визначається за формулою:

$$R_{c.sp} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ МПа} \quad (2.66)$$

де  $R_{c1}, \dots, R_{cn}$  – розрахунковий опір пластів порід стиску, МПа;

$m_1, \dots, m_n$  – потужність пластів порід, м.

Таблиця 2.10 - Характеристика шарів порід, прийнятих для розрахунку середнього значення опору порід стиску

№	Найменування порід	Потужність шару $m$ , м	Опір стиску $\sigma_i$ , МПа
<i>покрівля</i>			
1	Вапняк	2,2	90
	Алевроліт	6,35	60
<i>боки</i>			
2	Вугілля	0,85	20
3	Алевроліт	2,15	70
<i>підшва</i>			
4	Алевроліт	5,7	70

Якщо мінливість розрахункового опору порід стиску перевищує 30%, значення  $R_c$  визначаємо відокремлено по елементах виробки (покрівлі, боках та підшві). Розрахунковий опір порід в покрівлі та підшві визначаємо з урахуванням міцності порід, що залягають у боках виробки по її висоті.

Опір порід стиску для прилеглих до відробленого простору виробок приймаємо як середнє арифметичне з обчислених значень  $R_c$  для покрівлі та підшви.

Розрахунковий опір порід в масиві з урахуванням його порушення:

$$R_c = R \cdot k_c, \text{ МПа} \quad (2.67)$$

де  $R$  – середній опір порід у зразку одноосному стиску, МПа;

$k_c$  – коефіцієнт враховуючий тріщинуватість масиву порід (відповідно до таблиці 1 [6] приймаємо  $k_c=1,0$ ).

Визначимо розрахункову міцність порід:

$$R_{c1} = 90 \cdot 1,0 = 90 \text{ МПа};$$

$$R_{c2} = 60 \cdot 1,0 = 60 \text{ МПа};$$

$$R_{c3} = 20 \cdot 1,0 = 20 \text{ МПа};$$

$$R_{c4} = 70 \cdot 1,0 = 70 \text{ МПа};$$

$$R_{c5} = 70 \cdot 1,0 = 70 \text{ МПа}.$$

Отже:

$$\text{– для покрівлі – } R_{c.кр} = \frac{90 \cdot 2,2 + 60 \cdot 6,35}{8,55} = 67 \text{ МПа};$$

$$\text{– для підошви – } R_{c.пч} = \frac{70 \cdot 5,7}{5,7} = 70 \text{ МПа};$$

$$\text{– для боків – } R_{c.б} = \frac{20 \cdot 0,85 + 70 \cdot 2,15}{3} = 56 \text{ МПа}.$$

Середньозважений опір порід покрівлі і підошви стиску:

$$R_{c.ср} = \frac{67 \cdot 8,55 + 70 \cdot 5,7}{8,55 + 5,7} = 68 \text{ МПа}.$$

Зміщення порід покрівлі виробки протягом строку її служби за межами зони впливу очисних робіт розраховуються за формулою:

$$U_{o.кр} = U_{т.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{в} \cdot k_t; \quad (2.68)$$

$$U_{o.пч} = U_{т.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{в} \cdot k_t; \quad (2.69)$$

$$U_{o.б} = U_{т.б} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot k_{в} \cdot k_t, \quad (2.70)$$

де  $U_{т.кр}$ ,  $U_{т.пч}$ ,  $U_{т.б}$  – зміщення порід, прийняте за типове, яке визначається за графіком рис.2 [6] в залежності від розрахункового опору порід стиску  $R_c$  та розрахункової глибини розташування виробки  $H_p=900$  м ( $U_{т.кр}=100$  мм,  $U_{т.пч}=80$  мм,  $U_{т.б}=220$  мм);

$k_{\alpha}$  – коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід, визначається по табл. 2 [6] ( $k_{\alpha}=1$  при  $\alpha \leq 20^\circ$ );

$k_{\theta}$  – коефіцієнт, що характеризує вплив напрямку зміщень порід (при визначенні вертикальних зміщень порід дорівнює 1, при визначенні бокових зміщень порід приймається за таблицю 2 [6] ( $k_{\theta}=0,35$ ));

$k_{ш}$  – коефіцієнт впливу ширини виробки, який визначається по формулах:

$$\text{для покрівлі і підошви } k_{ш} = 0,2 \cdot (b-1); \quad (2.71)$$

$$\text{для боків } k_{ш} = 0,2 \cdot (h-1), \quad (2.72)$$

де  $b$  і  $h$  – відповідно ширина і висота виробки, м.

Коефіцієнт впливу ширини виробки дорівнює:

для покрівлі і подошви  $k_{ш} = 0,2 \cdot (5,7 - 1) = 0,94$ ;

для боків  $k_{ш} = 0,2 \cdot (3 - 1) = 0,4$ .

$k_B$  – коефіцієнт впливу інших виробок, приймається відповідно до п. 12 [6] ( $k_B = 1$ );

$k_t$  – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід ( $k_t = 1,0$  при  $H/R_{c.c.p.} = 20$ ).

$$U_{o.kp} = 100 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot 1 \cdot 1 = 94 \text{ мм};$$

$$U_{o.пч} = 80 \cdot 1 \cdot 0,94 \cdot 1 \cdot 1 = 75 \text{ мм};$$

$$U_{o.б} = 220 \cdot 1 \cdot 0,35 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 1 = 31 \text{ мм}.$$

Далі до розрахунку приймаємо зміщення порід з боку покрівлі.

Розрахункове навантаження на основне кріплення з боку покрівлі, визначається по формулі (8) [6]:

$$P = P^H \cdot k_{п} \cdot k_{пр} \cdot b, \quad (2.73)$$

де  $P^H$  – нормативне навантаження, кПа.

$k_{п}$  – коефіцієнт перевантаження, для підготовчих виробок  $k_{п} = 1$ ;

$k_{пр}$  – коефіцієнт умов способу проведення виробки, при комбайновому способі  $k_{пр} = 0,8$  при  $H/R_{c.c.p.} = 20$ ;

$b$  – ширина виробки,  $b = 5,7$  м.

Використовуючи величину зміщень порід покрівлі  $U_{o.kp} = 94$  мм і ширину виробки  $b = 5,7$  м по табл. 4 [6] знаходимо нормативне навантаження на кріплення –  $P^H = 65$  кПа.

$$P = 65 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 5,7 = 296 \text{ кН}.$$

За додатком 1 [6], обираємо трапецієподібне металеве піддатливе кріплення типу КМП-А3, що складається із спецпрофілю типу СВП-22 та замків типу ЗСД. Опір кріплення в піддатливому режимі становить  $N_s = 220$  кН, піддатливість  $\Delta = 700$  мм.

Щільність встановлення рам металевого піддатливого кріплення визначаємо за формулою:

$$n \geq P/N_s, \quad (2.74)$$

де  $N_s$  – опір однієї рами кріплення,  $N_s=220$  кН.

$$n=274/220=1,35 \text{ рам/м.}$$

Приймаємо паспортну щільність встановлення рам кріплення рівною 1,43 рам/м. Тобто крок установки рам кріплення становитиме 0,7 м.

Вибір засобів посилення перед першим очисним вибоєм робимо на підставі розрахунку зміщень порід протягом усього строку служби виробки в зоні впливу першого очисного вибою:

$$U_{кр}=U_{о.кр}+U_1 \cdot k_k \cdot k_{кр} \cdot k_s, \quad (2.75)$$

де  $U_1$  – зміщення порід у зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою, яке визначається за графіком рис. 4 [6] ( $U_1=500$  мм при  $R_{с.ср}=68$  МПа і  $H_p=900$  м).

$k_{кр}$  – коефіцієнт впливу класу покрівлі за обвалюванням, визначаємий за табл. 9 [6] ( $k_{кр}=1,0$ );

$k_s$  – коефіцієнт, що враховує вплив площі перерізу виробки у просвіті, визначаємий по табл. 11 [6] ( $k_s=1,0$ );

$k_k$  – коефіцієнт, що характеризує частку зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях порід у виробці, визначаємий по графіках на рис. 5 [6] ( $k_k=0,52$  при  $R_{с.кр}=67$  МПа та  $R_{с.пч}=70$  МПа).

$$U_{кр}=94+500 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,52=354 \text{ мм}$$

З табл. 4 [6] при  $U_{кр}=354$  мм і  $b=5,7$  м нормативне навантаження на кріплення становитиме  $P^H=100$  кПа. Обчислюємо сумарне навантаження на кріплення у зоні впливу першого очисного вибою:

$$P_1=100 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 5,7=456 \text{ кН.}$$

По формулі (14) [6] визначаємо щільність установки засобів посилення:

$$n_1 = \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \quad (2.76)$$

де  $N_{s1}$  – несуча здатність засобів посилення, кН.

Передбачаємо як засоби посилення металеві стійки тертя з  $N_{s1}=250$  кН. Тоді їхня щільність установки дорівнює:

$$n_1 = \frac{456 - 1,43 \cdot 220}{250} = 0,56 \text{ стійки/м.}$$

Приймаємо  $n_1=0,715$  ст/м, тобто встановлюємо стійки посилення через одну раму на відстані 1,4 м одна від одної.

Довжину ділянки посилення приймаємо рівною 25 м.

Для визначення засобів посилення кріплення за вибоєм першої лави і перед другим очисним вибоєм розраховуємо загальні зміщення порід по формулі:

$$U_{кр} = U_{о.кр} + (2U_1 \cdot k_{к} + m \cdot k_{охр} \cdot k_{т1}) \cdot k_{кр} \cdot k_{с}, \quad (2.77)$$

де  $m$  – потужність пласту, що виймається, мм;

$k_{охр}$  – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних споруд на опускання покрівлі та визначається у відповідності з п. 21 [6] ( $k_{охр}=0,1$ );

$k_{т1}$  – коефіцієнт впливу часу підтримки виробки між відпрацьовуванням першого і другого очисного вибоїв, який визначається у відповідності з табл. 15 [6] ( $k_{т1}=1,05$  при  $t=2$  роки);

$$U_{кр} = 94 + (2 \cdot 500 \cdot 0,5 + 850 \cdot 0,1 \cdot 1,05) \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 683 \text{ мм}$$

З табл. 4 [6] маємо  $P_2^H = 140$  кПа. Обчислюємо сумарне навантаження на кріплення у зоні впливу другого очисного вибою:

$$P_2 = 140 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 5,7 = 638 \text{ кН.}$$

Визначаємо кількість засобів посилення на 1 м виробки:

$$n_2 = \frac{P_2 - n \cdot N_s}{N_{s2}} = \frac{638 - 1,43 \cdot 220}{250} = 1,29 \text{ стійки/м.}$$

Приймаємо  $n_1=1,43$  ст/м, тобто встановлюємо стійки посилення під кожен раму на відстані 0,7 м одна від одної. Довжину ділянки посилення приймаємо рівною 25 м.

Перевіряємо кріплення по піддатливості за умовою (11) [6]:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{ос} \cdot k_{ус} \cdot k_{анк}, \quad (2.78)$$

де  $\Delta$  – конструктивна піддатливість кріплення, мм;

$U_{кр}$  – розрахункові зміщення порід покрівлі, мм.

$k_{ос}$ ,  $k_{ус}$ ,  $k_{анк}$  – коефіцієнти, які обираються в залежності від щільності установки основного кріплення, засобів посилення та анкерів.

$$\Delta = 683 \cdot 0,92 \cdot 0,6 \cdot 1,0 = 377 \text{ мм} < 700 \text{ мм.}$$

Отже, приймаємо кріплення КМП-А3 із СВП-22 і замками ЗСД з щільністю установки 1,43 рами/м і посиленням перед першим очисним вибоєм на відстані 25 м стійками тертя через раму основного кріплення, а після його проходу – під кожну раму кріплення.

Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [17]. Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q=N \cdot k, \text{ м} \quad (2.79)$$

де  $N$  – змінна норма виробки на бригаду,  $N=1,94$  м (§ 1, табл. 1, п. 48 в);

$k$  – коефіцієнт за збірником;

$$Q=1,94 \cdot 1,04=2,02 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м} \quad (2.80)$$

де  $T$  – змінна нормативна трудомісткість,  $T=4,59$  чол.-змін (§ 1, табл. 1, п. 48 г).

$$Q_{1ч} = \frac{1,94}{4,59} = 0,42 \text{ м}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з урахуванням поправочного коефіцієнту:

$$Q_{зм} = Q_{1ч} \cdot k, \text{ м} \quad (2.81)$$

$$Q_{зм} = 0,42 \cdot 1,04 = 0,44 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол.-зм} \quad (2.82)$$

$$T_{зм} = \frac{2,02}{0,44} = 5,59 \text{ чол.-зм}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q}, \text{ чол.-зм} \quad (2.83)$$



$$T_{МГВМ} = \frac{1}{2,02} = 0,459 \text{ чол.-зм};$$

б) прохідник V розряду:

$$T_{ПРОХ} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол.-зм} \quad (2.84)$$

$$T_{ПРОХ} = \frac{(5,59 - 1)}{2,02} = 2,272 \text{ чол.-зм.}$$

Таблиця 2.11 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки

Найменування робіт	Одиниці вимірювання	Обсяг робіт на зміну	Норма виробки			Потрібра кількість чол.-змін на 1 м	Потрібра кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн	Розцінка за 1м, грн.	Підстава для встановлення норми виробки
			по збірнику	поправочний коефіцієнт	встановлена					
Проведення виробки комбайном 4ПП5	м	3	1,94	1,04	2,02	2,731	8,193		103,69	ЕНЧ92 §1 табл. 1 п.48в
машиніст гірничовиймальных машин VI розряду	м	3				0,459	1,377	42,96	19,72	
прохідник V розряду	м	3				2,272	6,816	36,96	83,97	

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду – 1 чол., прохідників V розряду – 7 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту обладнання в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в таблиці 2.12.

Остаточо приймаємо явочну кількість робітників за добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 21 чол.;
- слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.} \quad (2.85)$$

де  $k_{об}$  – коефіцієнт облікового складу.

Таблиця 2.12 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на одиницю	на все	
1	Комбайн	4ПП5	1	1660	1660	ЕНЧ-1995, 3,т.9
2	Перевантажувач	УПЛ 2М-03	1	820	820	
3	Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
4	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
5	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
6	Лебідка	ЛБД 34	1	186	186	
7	Трубопроводи		1,7	135	202	
8	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
9	Коефіцієнт				1	
10	Усього				9400	
11	Коефіцієнт $K_1$				0,6	
12	Коефіцієнт $K_2$				1,2	
13	Коефіцієнт $K_3$				1,3	
14	Нормативна явочна чисельність				4	

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,59 = 6 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 21 \cdot 1,59 = 33 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,417 = 6 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час робимо в таблиці 2.13.

Таблиця 2.13 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

№ п/п	Професія	Тариф. ставка (оклад), грн.	Кількість годин		Розмір доплати за 1 годину роботи в нічний час, грн.	Сума, грн.
			за добу	за місяць		
1	МГВМ VI р	42,96	8	200	1,42	284,00
2	Прохідник	36,96	56	1400	1,42	1988,00
3	Помічник начальника ділянки	840	5	125	1,65	206,25
4	Гірничий майстер	780	8	200	0,78	156,00
5	Усього					2634,25

Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР робимо в табл. 2.14. Розрахунок вартості матеріалів робимо в табл. 2.15.

Таблиця 2.14 – Розрахунок штату та фонду оплати праці по підготовчій дільниці

Професія робітника (посада)	Одиниці виміру	Обсяг робіт, м/мес	Чисельність робітників на роботі				За списком	Розцінка, тарифна ставка, оклад, грн.	Місячний фонд оплати праці, грн					
			за добу	у тому числі по змінах					Прямий	Доплати			Разом	
				1	2	3				4	Премія	Нічні		Інші
МГВМ 6 р.	м	225	4	1	1	1	1	6	42,96	4296	1718	1074	687	7776
Прохідник 5 р.			21	–	7	7	7	33	36,96	19404	7762	4851	3105	35121
Електрослюсар 5 р.			4	4	–	–	–	6	33,96	3396	1358	–	543	5298
Начальник ділянки			1	–	1	–	–	1	900	900	405	–	90	1395
Зам. начальника ділянки			1	1	–	–	–	1	880	880	396	–	88	1364
Пом. начальника ділянки			1	–	–	1	–	1	840	840	378	206	84	1508
Механік			1	1	–	–	–	1	860	860	387	–	86	1333
Гірничий майстер			5	2	1	1	1	6	780	3900	1755	156	78	5889
Оплата непередбач. робіт														296
Усього			38	9	10	10	9	55						59980

Таблиця 2.15 – Розрахунок витрат на матеріали по підготовчій ділянці

Матеріал	Од. вим.	Норма витрат на одиницю об'єму	Місячний обсяг робіт, м	Витрата матеріалу на місяць	Ціна за одиницю виміру	Вартість витрат матеріалів за місяць, грн.
Кріплення КМП-Т	ком.	1,43	225	321,75	960	308880
Затяжка ж/б	м3	0,23	225	51,75	885	45799
Рейки Р-24	м	2	225	450	96,5	43425
Шпали дерев'яні	м3	0,064	225	14,4	1391,98	20045
Труба вентиляційна	м	1	225	225	104	23400
Разом						441548
Невраховані (10%)						44155
Усього						485703

Таблиця 2.16 – Визначення амортизаційних відрахувань по підготовчій ділянці

Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, тис. грн.	Загальна вартість, тис. грн.	Витрати на монтаж (15%), тис. грн.	Разом первісна вартість, тис. грн.	Річна норма амортизаційних відрахувань, %	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.	Місячна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.
4ПП5	1	950	950	142,5	1092,50	15	163,88	13,66
2Л100У	1	290,4	290,4	43,56	333,96	15	50,09	4,17
ВМП	1	11,664	11,664	1,7496	13,41	15	2,01	0,17
ЛВД34	1	9,6	9,6	1,44	11,04	15	1,66	0,14
КТПВ	1	120,8	120,8	18,12	138,92	15	20,84	1,74
ПВИ 250БТ	5	8,04	40,2	6,03	46,23	15	6,93	0,58
АВ 400ДО	2	4,02	8,04	1,206	9,25	15	1,39	0,12
Разом					1450,91			18,14

Таблиця 2.17 – Калькуляція собівартості проведення 1 м виробки

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1 м, грн.	Питома вага елемента, % до підсумкового
Оплата праці	59980	225	266,58	10,2
Відрахування на соціальне страхування	22193	225	98,63	3,8
Допоміжні матеріали	485703	225	2158,68	82,9
Амортизація	18140	225	80,62	3,1
Разом			2604,51	100,0

2.4.3 Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СПЦ-162-09, що входить до складу комплексу 1МКД-90. Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [18]:

$$Q_p = \frac{Q_{доб} \cdot k_n}{3 \cdot t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/ГОД} \quad (2.86)$$

де  $Q_{доб}$  – добова продуктивність вибою, т/добу;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ( $k_n=1,5$  [18]);

$t_{зм}$  – тривалість зміни, год;

$k_m$  – коефіцієнт машинного часу ( $k_m=0,8$  [18]);

$$Q_p = \frac{1040 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 108 \text{ т/ГОД.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

- по максимальній величині вантажопотоку;
- по припустимій довжині конвеєра,

виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/ГОД} \quad (2.87)$$

де  $Q_t$  – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [18] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2Л100У, оскільки при необхідній його довжині  $L=1700$  м і куті нахилу  $\beta=8^\circ$   $Q_p=108 < Q_t=250$  т/год.

Графік застосовності представлено на рисунку 2.9.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СПЦ162-09 на стрічковий 2Л100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК-3, що входить до складу мехкомплексу 1МКД-90 [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою (2.87):

$$Q_p=108 < Q_t=700 \text{ т/год}$$

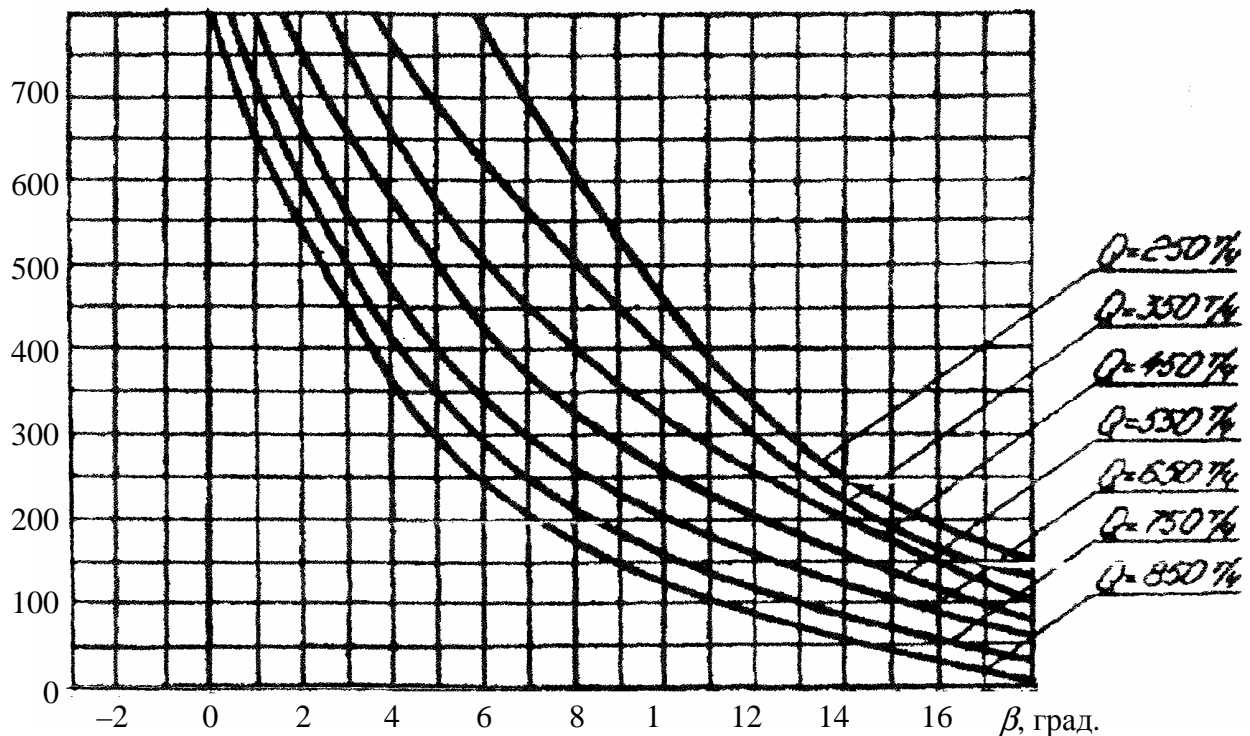


Рисунок 2.9 – Графік застосовності конвеєра 2Л100У

Для транспортування устаткування і матеріалів по уклону приймаємо дорогу напочвенну канатну ДКН-4-2 з вагонеткою ВГ-3,3-900. Для транспортування вантажів по хіднику приймаємо канатну відкатку лебідками ЛВД 34. Перевезення людей здійснюємо засобами ДКН-4-2. Маневрові операції здійснюємо за допомогою лебідок ЛВД 34.

## 2.4.4 Провітрювання ділянки

### 2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Схему провітрювання приймаємо залежно від ступеня відокремлення розбавлення вадливостей по джерелам надходження в рудничну атмосферу, напрямку видачі струменя повітря, що виходить із лави, взаємного впливу очисних виробок на їх провітрювання, напрямку руху повітря по очисній виробці і взаємного напрямку свіжого і відробленого струменів. На доданок, обрана схема повинна забезпечувати безпеку і нормальні санітарно-гігієнічні умови праці. Згідно з [19], приймаємо схему провітрювання 3-В-Н-г-пт.

### 2.4.4.2 Розрахунок прогнозного відносного виділення метану на виймковій ділянці і в очисному вибої

Прогнозне відносне виділення метану на виймковій ділянці:

$$q_{уч} = q_{nl} + q_{cn} + q_{пор}, \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.88)$$

де  $q_{nl}$  – метановиділення з розроблюваного пласту,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$q_{cn}$  – метановиділення із пластів супутників,  $\text{м}^3/\text{т.с.д.}$ ;

$q_{пор}$  – метановиділення із вміщуючих порід,  $\text{м}^3/\text{доб.}$

При розробці кам'яного вугілля і антрацитів з об'ємним виходом летких речовин більше 165 мл/т.с.б.м. відносне метановиділення з відпрацьованого пласта визначається по формулі:

$$q_{nl} = q_{он} + q_{оу} + k_{e.n}(X - X_o), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.89)$$

де  $k_{e.n}$  – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля у межах виймальної ділянки. Проектом передбачається суцільна виймка пласту (без залишення ціликів), отже,  $k_{e.n} = 0,03$ ;

$X$  – природна металоносність пласта,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$X_o$  – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$$X = X_2 \cdot k_{WA_3}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.90)$$

де  $X_2$  – природна металоносність пласта,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$k_{WA_3}$  – коефіцієнт враховуючий вологість та зольність вугілля

$$k_{WA_3} = 0,01 \cdot (100 - A_3 - W_p), \quad (2.91)$$

де  $A_3, W_p$  – відповідно пластова зольність та вологість вугілля, %;

$$k_{WA_3} = 0,01 \cdot (100 - 2,3 - 14,7) = 0,83;$$

$$X = 17,0 \cdot 0,83 = 14,1 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Залишкова металоносність вугілля визначається по формулі:

$$X_o = X_{oz} \cdot k_{WA_3}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.92)$$

де  $X_{oz}$  – залишкова метаноносність вугілля,  $\text{м}^3/\text{т.с.б.м}$ ;

$$X_{oz} = 18,3 \cdot (V^{daf})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м}; \quad (2.93)$$

$$X_{oz} = 18,3 \cdot 33,1^{-0,6} = 2,05 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м};$$

$$X_o = 2,05 \cdot 0,83 = 1,7 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$q_{on}$  – відносне метановиділення з очисного вибою, визначається по формулі

$$q_{on} = 0,85 \cdot X \cdot k_{nl} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.94)$$

де  $k_{nl}$  – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення з пласта.

Згідно з [19] для стовпової системи розробки розраховується по формулі:

$$k_{nl} = \frac{l_{оч} - 2 \cdot b_{3.д}}{l_{оч}}, \quad (2.95)$$

де  $l_{оч}$  – довжина очисного забою, м;

$b_{3.д}$  – ширина умовного пояса газового дренажування, м; визначається по табл. 3.5 [19] у залежності від виходу летючих речовин .



При  $V^{daf} = 33,1\%$ ,  $b_{3,\delta} = 11,0$  м

$$k_{nл} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{220} = 0,89$$

$n$  – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою ( $V_{оч}$ , м/добу), виходу летючих речовин з вугілля ( $V^{daf}$ , %) і глибини розробки ( $H$ , м):

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + v_1 \cdot V^{daf}), \quad (2.96)$$

де  $H$  – глибина розробки, м;

$a_1$  та  $v_1$  – коефіцієнти, значення яких приймаються у залежності від виходу летючих речовин; згідно [19] при  $V^{daf} > 22\%$   $a_1 = 0,152$ ;  $v_1 = 0,051$ .

Швидкість посування очисного вибою визначаємо виходячи з планового навантаження на очисний вибій, з урахуванням можливого перевиконання плану видобутку

$$A_{доб} \cdot k_{\delta} = l_{оч} \cdot V_{оч} \cdot m_n \cdot \gamma, \quad (2.97)$$

де  $A_{доб}$  – добове навантаження на очисний вибій, т/добу;

$m_n$  – потужність пласта, м;

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$k_{\delta}$  – коефіцієнт, що враховує можливість перевиконання плану видобутку;  $k_{\delta} = 1,15$ ;

$$V_{оч} = \frac{A_{доб} \cdot k_{\delta}}{l_{оч} \cdot m_n \cdot \gamma}, \quad \text{м/добу}; \quad (2.98)$$

$$V_{оч} = \frac{1040 \cdot 1,15}{200 \cdot 0,85 \cdot 1,29} = 4,8 \text{ м/добу};$$

$$n = 0,152 \cdot 4,8 \cdot \exp(-0,001 \cdot 820 + 0,051 \cdot 33,1) = 1,9.$$

Визначаємо відносне метановиділення з очисного вибою:

$$q_{on} = 0,85 \cdot 14,1 \cdot 0,89 \cdot \exp(-1,9) = 0,3 \text{ м}^3/\text{т};$$

$q_{oy}$  – відносне метановиділення з відбитого вугілля визначається за формулою:

$$q_{oy} = q'_{oy} + q''_{oy}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.99)$$

де  $q'_{oy}$  та  $q''_{oy}$  – відносне метановиділення з відбитого вугілля у лаві та уклони відповідно,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$$q'_{oy} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (\epsilon_2 \cdot k_{my} + \epsilon_3 \cdot k'_{my}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.100)$$

$$q''_{oy} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (\epsilon_2 \cdot k_{my} + \epsilon_3 \cdot k''_{my}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.101)$$

де  $\epsilon_2, \epsilon_3$  – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що відповідно знаходиться на конвеєрі і залишається на підшві у лаві, частки од.;

$k_{my}, k'_{my}, k''_{my}$  – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно у очисному вибої на конвеєрі ( $k_{my}$ ), на підшві у лаві ( $k'_{my}$ ), та на конвеєрі у виробці виймальної ділянки ( $k''_{my}$ ), частки од.

$$k_{my} = a \cdot T_{m.l}^{\epsilon}, \quad (2.102)$$

$$k'_{my} = a \cdot T_{m.n.l}^{\epsilon}, \quad (2.103)$$

$$k''_{my} = a \cdot T_{m.k}^{\epsilon} - a \cdot T_{m.l}^{\epsilon}, \quad (2.104)$$

де  $a$  та  $\epsilon$  – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля; приймається при дегазації відбитого вугілля  $T_y \leq 6$  хв., відповідно рівними  $a=0,052$ ;  $\epsilon=0,71$ ; при  $T_y > 6$  хв.  $a=0,118$ ;  $\epsilon=0,25$ ;

$T_{m.l}$  – час знаходження відбитого від масиву вугілля на конвеєрі лави, хв.;

$$T_{m.l} = \frac{l_{oc}}{60 \cdot V_{к.л}}, \text{ хв}, \quad (2.105)$$

де  $l_{oc}$  – довжина очисного вибою, м;

$V_{к.л}$  – швидкість транспортування вугілля у лаві, м/сек.;  $V_{к.л} = 1,4$  м/с;

$$T_{м.л} = \frac{200}{60 \cdot 1,4} = 2,4 \text{ хв.};$$

$T_{м.н.л}$  – час знаходження відбитого від масиву вугілля на підшві у лаві, хв. При двосторонній виїмці вугілля в лаві,  $T_{м.н.л} = 0$ , тому  $k'_{my} = 0$ ;

$T_{м.к}$  – час знаходження відбитого від масиву вугілля в транспортній виробці в межах виймальної ділянки, хв.; визначається по формулі:

$$T_{м.к} = \frac{\sum_{i=1}^n l_{m_i}}{60 \cdot V_{m_i}}, \text{ хв} \quad (2.106)$$

де  $l_{m_i}$  – довжина виробки з  $i$ -м видом транспорту, м;

$V_{m_i}$  – швидкість транспортування вугілля на ділянці  $l_{m_i}$ , м/с.

Для прийнятих способу підготовки, системи розробки і виду транспорту  $l_{m_i} = 1700$  м.

$$T_{м.к} = \frac{1700}{60 \cdot 2} = 14,2 \text{ хв.}$$

Визначаємо значення коефіцієнтів:

$$k_{my} = 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,097,$$

$$k'_{my} = 0;$$

$$k''_{my} = 0,118 \cdot 14,2^{0,25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,103.$$

Визначаємо метановиділення з відбитого вугілля в лаві і в конвеєрному уклоні:

$$q'_{oy} = 14,1 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot (1 \cdot 0,097 + 0) = 0,78 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$q''_{oy} = 14,1 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot 1 \cdot 0,103 = 0,85 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$q_{oy} = 0,78 + 0,85 = 1,63 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Визначаємо метановиділення з розроблюваного пласту:

$$q_{nl} = 0,3 + 1,63 + 0,03 \cdot (14,1 - 1,7) = 2,3 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Відносне метановиділення із супутників визначається по формулі:

$$q_{cn} = \sum q_{cn.n_i} + \sum q_{cn.n_i}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.107)$$

де  $\sum q_{cn.n_i}$  – сумарне метановиділення з підробленого супутника,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$\sum q_{cn.n_i}$  – сумарне метановиділення з надробленого супутника,  $\text{м}^3/\text{т}$ .

Відносне метановиділення як з підроблюваного  $q_{cn.n_i}$ , так і з надроблюваного  $q_{cn.n_i}$  визначається по формулі:

$$q_{cn} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \frac{m_{cni}}{m_g} (X_{cni} - X_{oi}) \cdot \left( 1 - \frac{M_{cni}}{M_p} \right), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.108)$$

де  $m_{cni}$  – сумарна потужність супутника, м;

$m_g$  – потужність пласту, м;

$X_{cni}$  – природна метаноносність супутника,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$X_{oi}$  – залишкова метаноносність супутника,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$M_{cni}$  – відстань по нормалі між покрівлею розробляемого і підшоною зближеного (при підробці) пластів, та між підшоною розроблювального і покрівлею зближеного (при надробці) пластів, м;

$M_p$  – відстань по нормалі між розроблювальним та зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

Величина  $M_p$  при підробці положистих пластів визначається за формулою:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{оч} \cdot k_{к.н} \cdot k_n \cdot \sqrt{m_{г.нр}} \cdot (\cos \alpha_{нл} + 0,05 \cdot k_n), \text{ м} \quad (2.109)$$

де  $m_{г.нр}$  – потужність пласта, м;

$k_{к.н}$  – коефіцієнт, що враховує спосіб управління покрівлею, при повному обваленні, приймається  $k_{к.н} = 1,0$ ;

$k_n$  – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження, приймається по табл. 3.6 [19] у залежності від виходу летючих речовин. Для  $V^{daf} = 33,1\%$   $k_n = 0,94$ .

$$M_p(k_2^{16}) = 1,3 \cdot 200 \cdot 1,0 \cdot 0,94 \cdot \sqrt{0,8} \cdot (\cos 8 + 0,05 \cdot 0,94) = 228 \text{ м};$$

$$q_{cn}(k_3^H) = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \frac{0,4}{0,8} (14,1 - 1,7) \cdot \left(1 - \frac{40}{228}\right) = 1,05 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{cn}(k_2^g) = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \frac{0,85}{0,8} (14,1 - 1,7) \cdot \left(1 - \frac{25}{60}\right) = 0,8 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{cn} = 1,05 + 0,8 = 1,85 \text{ м}^3/\text{т}.$$

У зв'язку з відсутністю даних з метаноносності вміщуючих порід метановиділення визначаємо по формулі:

$$q_{nop} = 1,14 \cdot V_{oc}^{-0,4} (X - X_o) \cdot k_{cn} \cdot (H - H_o), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.110)$$

де  $H$  – глибина розробки, м;

$H_o$  – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$k_{cn}$  – коефіцієнт, що враховує вплив способу керування покрівлею та літологічний склад порід, частки од. При повному обваленні  $k_{cn} = 0,00106$ .

$$q_{nop} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot (14,1 - 1,7) \cdot 0,00106 \cdot (800 - 100) = 2,78 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначаємо відносно метановиділення ділянки:

$$q_{dil} = 2,3 + 1,85 + 2,8 = 6,95 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначимо відносну метанообільність очисного вибою та виїмкової ділянки:

$$q_{oc} = (q_{on} + q'_{oy}) \cdot (1 - k_{d.nl}) + k_{en} \cdot q'_{en}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.111)$$

$$q_{dil} = (q_{on} + q_{oy}) \cdot (1 - k_{d.nl}) + q'_{en}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.112)$$

де  $k_{en}$  – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в привибійний;

$q'_{en}$  – очікуване метановиділення з виробленого простору на виїмковій ділянці визначається по формулі:

$$q'_{en} = [k_{en} \cdot (X - X_o) \cdot (1 - k_{\partial.nl}) + (\sum q_{cnn} + q_{nop}) \times (1 - k_{\partial.c.n}) + \sum q_{cnn} (1 - k_{\partial.c.n})] \cdot (1 - k'_{\partial.v.n}) \cdot (1 - k_{\partial.v.o}), \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.113)$$

де  $k_{\partial.nl}$ ,  $k_{\partial.c.n}$ ,  $k_{\partial.c.n}$ ,  $k'_{\partial.v.n}$ ,  $k_{\partial.v.o}$  – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації пласта, підробленого та надробленого супутника, виробленого простору та ефективність ізольованого відводу метану відповідно.

$$q'_{en} = [0,03 \cdot (14,1 - 1,7) \cdot (1 - 0) + (1,05 + 2,8) \cdot (1 - 0) + 0,8 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 4,9 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{oc} = (0,3 + 0,78) \cdot (1 - 0) + 0,4,9 = 1,08 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{\partial.il} = (0,3 + 1,63) \cdot (1 - 0) + 4,9 = 6,83 \text{ м}^3/\text{т}.$$

#### 2.4.4.3 Розрахунок абсолютної метанообільності виїмкової ділянки і очисного вибою

Визначимо очікуване метановиділення очисного вибою:

$$I_{oc} = \frac{A_{\partial.il} \cdot q_{\partial.il}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.114)$$

де  $A_{\partial.il}$  – середньодобовий видобуток з очисного вибою, т/добу;

$q_{\partial.il}$  – очікуване метановиділення з очисного вибою, м<sup>3</sup>/т.

$$I_{oc} = \frac{980 \cdot 1,08}{1440} = 0,73 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

$$I_{\partial.il} = \frac{980 \cdot 6,83}{1440} = 4,6 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації:

$$I_{oc} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\max} \cdot S_{\min} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.115)$$

де  $V_{\max}$  – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;  
 $k_n$  – коефіцієнт нерівномірності метановиделення в лаві (з табл. 6.3 [19]);  
 $c$  – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;

$S_{\min}$  – мінімальна площа перерізу лави, м<sup>2</sup>;

$$S_{\min} = k_{oz} \cdot S_{oc.min}, \text{ м}^2 \quad (2.116)$$

де  $k_{oz}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до привибійного (з табл. 6.4 [19]).

$$S_{\min} = 1,2 \cdot 1,6 = 1,96 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 1,96 \cdot 1}{2,02} = 2,3 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{oc} = 0,73 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 2,3 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.4 Розрахунок прогнозного відносного виділення метану на виїмковій ділянці і в очисному вибої пл. $l_1$

У зв'язку з тим, що пласт є надробленим, то в розрахункові формули замість  $X$  підставляється залишкова метаносність  $X'_o$ , величина якої визначається по формулі:

$$X'_o = X_o + (X - X_o) \cdot \frac{M'_{cn_i}}{M_p}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.117)$$

де  $M'_{cn_i}$  – відстань по нормалі до зближеного пласту.

$$k_{WA_3} = 0,01 \cdot (100 - 2,6 - 14,6) = 0,83;$$

$$X = 17,0 \cdot 0,83 = 14,1 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$X_o = 2,01 \cdot 0,83 = 1,7 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$X'_o = 1,67 + (14,1 - 1,67) \cdot \frac{25}{60} = 6,8 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Всі інші показники визначаємо за приведеними вище формулами.

$$X_{oz} = 18,3 \cdot 33,1^{-0,6} = 2,01 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}$$

$$k_{nl} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{220} = 0,89$$

$$n = 0,152 \cdot 4,8 \cdot \exp(-0,001 \cdot 820 + 0,051 \cdot 33,1) = 1,9.$$

Відносне метановиділення з очисного вибою:

$$q_{on} = 0,85 \cdot 6,8 \cdot 0,89 \cdot \exp(-1,85) = 0,17 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Визначаємо метановиділення з відбитого вугілля в лаві і в конвеєрному уклоні:

$$q'_{oy} = 6,8 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,85)] \cdot (1,0,097 + 0) = 0,6 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$q''_{oy} = 6,8 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,85)] \cdot 1,0,103 = 0,64 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$q_{oy} = 0,6 + 0,64 = 1,24 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Визначаємо метановиділення з розроблюваного пласту

$$q_{nl} = 0,17 + 1,24 + 0,03 \cdot (6,8 - 1,67) = 2,03 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1,0 \cdot 0,94 \cdot \sqrt{0,85} \cdot (\cos 8 + 0,05 \cdot 0,94) = 267 \text{ м.}$$

Залишкова метаноносність пласту:

$$X'_o = 1,67 + (14,1 - 1,67) \cdot \frac{40}{228} = 3,8 \text{ м}^3/\text{т.}$$

$$q_{cn} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot \frac{0,4}{0,8} \cdot (3,8 - 1,67) \cdot \left(1 - \frac{65}{267}\right) = 0,74 \text{ м}^3/\text{т.}$$

Визначимо метановиділення з вміщуючих порід:

$$q_{nop} = 1,14 \cdot 4,8^{-0,4} \cdot (6,8 - 1,67) \cdot 0,00106 \cdot (825 - 100) = 1,81 \text{ м}^3/\text{т.}$$



Визначаємо відносне метановиділення дільниці:

$$q_{dil} = 2,03 + 0,74 + 1,81 = 4,58 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Визначимо відносну метанообільність очисного вибою та виїмкової дільниці:

$$q'_{en} = [0,03 \cdot (6,8 - 1,67) \cdot (1 - 0) + (0,74 + 1,81) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0) \cdot (1 - 0) = 2,71 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{оч} = (0,17 + 0,6) \cdot (1 - 0) + 0 \cdot 2,71 = 0,77 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{dil} = (0,17 + 1,24) \cdot (1 - 0) + 2,71 = 4,12 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.4.4.5 Розрахунок абсолютної метанообільності виїмкової дільниці і очисного вибою пл. $l_1$

Визначимо очікуване метановиділення очисного вибою:

$$I_{оч} = \frac{1040 \cdot 0,77}{1440} = 0,56 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

$$I_{dil} = \frac{1040 \cdot 4,12}{1440} = 2,97 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації.

$$S_{min} = 1,3 \cdot 1,7 = 2,2 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,2 \cdot 1}{1,5} = 3,52 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$I_{оч} = 0,56 \text{ м}^3/\text{хв} < I_p = 3,52 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.6 Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою і виїмкової ділянки

2.4.4.6.1 Розрахунок витрати повітря для пласта  $l_6$

Кількість повітря необхідне для провітрювання очисного вибою по виділенню метану визначається по формулі:

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot I_{оч} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.118)$$

де  $k_n$  – коефіцієнт нерівномірності метановиділення, частки од;

$C$  – припустима згідно ПБ концентрація газу у вихідному з очисної виробки вентиляційному струмені, %;

$C_o$  – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виїмкову ділянку, %;

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot 0,73 \cdot 2,02}{1 - 0,05} = 155 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою по газам, що утворюються при підричних роботах, не виконуємо, тому що підричні роботи в лаві не ведуться.

Розрахунок втрати повітря по числу людей робимо по формулі:

$$Q_{оч} = 6 \cdot n_{чол} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.119)$$

де  $n_{чол}$  – найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці.

$$Q_{оч} = 6 \cdot 15 \cdot 1,2 = 108 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Розрахунок втрати повітря з умов оптимальної швидкості по пиловому фактору здійснюється по формулі:

$$Q_{оч} = 60 \cdot S_{оч.min} \cdot V_{онт} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.120)$$

де  $V_{онт}$  – оптимальна швидкість повітря в привибійному просторі лави, ( $V_{онт} = 1,6 \text{ м/с}$ ).

$$Q_{оч} = 60 \cdot 1,6 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 184 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Для провітрювання очисного вибою приймаємо  $Q_{оч} = 184 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Перевіряємо витрати повітря по мінімально та максимально можливій швидкості руху:

$$Q_{оч} \leq 60 \cdot S_{оч, \min} \cdot V_{\max} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.121)$$

де  $V_{\max}$  – максимально припустима швидкість повітря в очисному вибої, м/с;

$$Q_{оч} = 184 \text{ м}^3/\text{хв} < 60 \cdot 1,6 \cdot 4 \cdot 1,2 = 461 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{оч} \geq 60 \cdot S_{оч, \max} \cdot V_{\min} \cdot k_{оз}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.122)$$

де  $V_{\min}$  – мінімально припустима швидкість повітря в очисному вибої, м/с;

$$Q_{оч} = 184 \text{ м}^3/\text{хв} > 60 \cdot 1,6 \cdot 1 \cdot 1,2 = 115 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умови виконуються.

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{дiл} = \frac{100 \cdot I_{дiл} \cdot k_n}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.123)$$

$$Q_{дiл} = \frac{100 \cdot 4,6 \cdot 1,5}{1 - 0,05} = 726 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{дiл} \leq Q_{оч, \max} \cdot k_{ум.г} = 60 \cdot S_{оч, \max} \cdot V_{\max} \cdot k_{ум.г}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.124)$$

$$726 \leq 60 \cdot 1,6 \cdot 4 \cdot 1,9 = 730 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Умова виконується. Приймаємо  $Q_{дiл} = 726 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Витрати повітря на підсвиження вихідної з лави вентиляційного струменя визначається по формулі:

$$Q_{нид} = Q_{дiл} - Q_{оч} \cdot \frac{k_{ум.г}}{k_{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.125)$$

де  $k_{оз}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при забійного;

$k_{ум.в}$  – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у межах виймальної ділянки

$$Q_{nid} = 726 - 184 \cdot \frac{1,5}{1,2} = 496 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Отримана витрата повітря на подвіження вихідної з лави вентиляційного струменя повинна задовольняти умові:

$$Q_{nid} \geq 60 \cdot S \cdot V_{\min}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.126)$$

де  $S$  – площа поперечного перерізу виробки з підсвижаючим струменем повітря,  $\text{м}^2$ ;

$V_{\min}$  – мінімально припустима швидкість руху повітря по виробці відповідно до вимог ПБ,  $\text{м/с}$ .

$$Q_{nid} = 496 > 60 \cdot 12,2 \cdot 0,25 = 183 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

#### 2.4.4.6.2 Розрахунок витрати повітря для пласта пл. $l_1$

Розрахунок витрати повітря, необхідного для провітрювання очисного вибою по виділенню метану:

$$Q_{оч} = \frac{100 \cdot 0,56 \cdot 1,41}{1 - 0,05} = 83 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою по газам, що утворюються при підривних роботах, не виконуємо, тому що підривні роботи в лаві не ведуться.

Розрахунок втрати повітря по числу людей:

$$Q_{оч} = 6 \cdot 15 \cdot 1,2 = 108 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розрахунок втрати повітря з умов оптимальної швидкості по пиловому фактору здійснюється по формулі:

$$Q_{оч} = 60 \cdot 1,7 \cdot 1,6 \cdot 1,2 = 196 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Для провітрювання очисного вибою приймаємо  $Q_{оч} = 196 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Перевіряємо витрати повітря по мінімально та максимально можливій швидкості руху:

$$Q_{оч} = 196 \text{ м}^3/\text{хв} < 60 \cdot 1,6 \cdot 4 \cdot 1,2 = 461 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{оч} = 196 \text{ м}^3/\text{хв} > 60 \cdot 1,6 \cdot 1 \cdot 1,2 = 115 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умови виконуються.

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{вил} = \frac{100 \cdot 2,97 \cdot 1,41}{1 - 0,05} = 441 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$441 \leq 60 \cdot 1,6 \cdot 4 \cdot 1,9 = 730 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Умова виконується. Приймаємо  $Q_{вил} = 441 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Витрати повітря на підсвиження:

$$Q_{нід} = 441 - 196 \cdot \frac{1,5}{1,2} = 196 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отримана витрата повітря на подсвіження вихідної з лави вентиляційного струменя повинна задовольняти умові:

$$Q_{нід} = 196 > 60 \cdot 12,2 \cdot 0,25 = 183 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова виконується.

2.4.4.7 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибір по газовому фактору:

$$A_{\max} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \cdot \left[ \frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу} \quad (2.127)$$

де  $I_p$  – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [19]);

$Q_p$  – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розбавлення метану до припустимих ПБ норм, м<sup>3</sup>/хв (приймаємо по табл. 7.1 [19]);

$$A_{\max} = 980 \cdot 0,94^{-1,67} \cdot \left[ \frac{319 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} = 1805 \text{ т/добу}$$

2.4.4.8 Розрахунок кількості повітря, необхідного для провітрювання ук-  
лону та вибір засобів провітрювання

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання привибійного простору при комбайновому способі виїмки:

$$Q_{zn(n)} = \frac{100 \cdot I_{zn(n)}}{C - C_o}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.128)$$

де  $I_{zn(n)}$  – метановиділення на привибійній ділянці та з усієї виробки відпо-  
відно

$$I_{zn(n)} = I_{нов}^{zn(n)} + I_{o.y.n}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.129)$$

де  $I_{нов}$  – метанообільність з нерухомих оголених поверхонь пласту, м<sup>3</sup>/хв;

$I_{o.y.n}$  – метанообільність з відбитого вугілля, м<sup>3</sup>/хв.

Метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласту визначається по формулі:

$$I_{нов}^{zn} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_n \cdot V_n \cdot (X - X_o) \cdot k_m, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.130)$$

де  $m_n$  – повна потужність вугільних пачок пласта, м;

$V_n$  – проектна швидкість посування вибою виробки, м/добу;

$X$  – природна металоносність пласту, м<sup>3</sup>/т;

$k_m$  – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення у часі.

Значення  $k_m$  вибираємо з табл. 3.2 [19] у залежності від часу  $T_{np}$  минулого від початку проведення виробки до моменту визначення  $I_{нов}$ .

$$T_{np}^{3.n} = \frac{L_n}{V_i}, \text{ діб} \quad (2.131)$$

де  $L_n$  – довжина тупикової виробки, м ( $L_n = 1700$  м)

$$T_{np}^n = \frac{1700}{11} = 188 \text{ діб,}$$

$$T_{np}^{3.n} = \frac{20}{9} = 2,2 \text{ доби.}$$

При  $T_{np}^n = 188$  діб,  $k_m = 0,97$ , а при  $T_{np}^{3.n} = 2$  доби  $k_m = 0,13$ .

Визначаємо метановиділення з оголеної поверхні при проведенні виробки

$$I_{нов}^{3n} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,85 \cdot 9 \cdot (6,8 - 1,67) \cdot 0,13 = 0,12 \text{ м}^3/\text{хв,}$$

$$I_{нов}^n = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 0,85 \cdot 9 \cdot (6,8 - 1,67) \cdot 0,97 = 0,88 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Метанообільність з відбитого вугілля визначаємо по формулі

$$I_{o.y.n} = j \cdot k_{m.y} \cdot (X - X_o), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.132)$$

де  $j$  – технічна продуктивність комбайна;

$k_{m.y}$  – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації

$$k_{m.y} = a \cdot T_y^b, \quad (2.133)$$

де  $T_y$  – час знаходження вугілля у при забійному просторі, хв.;

$a, b$  – коефіцієнти, що враховують газовіддачу з відбитого вугілля

$$T_y = \frac{S_{вуг} \cdot l_y \cdot \gamma}{j}, \text{ хв} \quad (2.134)$$

де  $S_{вуг}$  – переріз виробки по вугіллю у проходці, м<sup>2</sup>;

$l_y$  – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайна, м.

$$T_y = \frac{5,1 \cdot 0,7 \cdot 1,29}{0,7} = 6,6 \text{ хв.,}$$

$$k_{m.y} = 0,118 \cdot 6,6^{0,25} = 0,2.$$

$$I_{o.y.n} = 0,7 \cdot 0,2 \cdot (6,8 - 1,67) = 0,72 \text{ м}^3/\text{ХВ.},$$

$$I_{zn} = 0,12 + 0,72 = 0,84 \text{ м}^3/\text{ХВ.},$$

$$I_n = 0,88 + 0,72 = 1,6 \text{ м}^3/\text{ХВ.}$$

$$Q_{zn} = \frac{100 \cdot 0,84}{1 - 0,05} = 88 \text{ м}^3/\text{ХВ.}$$

Визначаємо витрати повітря по середній мінімально припустимій швидкості руху повітря

$$Q_{zn} = 60 \cdot V_{n \min} S, \text{ м}^3/\text{ХВ} \quad (2.135)$$

де  $V_{n \min}$  – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря у виробці, м/с; для шахт небезпечних по метану  $V_{n \min} = 0,25$  м/сек.

$$Q_{zn} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,2 = 183 \text{ м}^3/\text{ХВ.}$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості в при забійному просторі з урахуванням температури і відносної вологості повітря визначається по формулі

$$t_g = t_n - 2, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.136)$$

де  $t_n$  – температура порід на глибині ведення гірничих робіт  $H_n$ , визначається по формулі

$$t_n = t_1 + \frac{H - H_n}{H_2}, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.137)$$

де  $t_1$  – температура порід на глибині зони постійних температур  $H_o$ ,  $^\circ\text{C}$ ;

$H_2$  – геометричний градієнт, м/град

$$t_n = 9 + \frac{820 - 33}{30} = 35, \text{ } ^\circ\text{C},$$

$$t_g = 35 - 2 = 23 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Відносна вологість повітря 70% тоді  $V_{3 \min} = 1$  м/с

$$Q_{zn} = 20 \cdot 1 \cdot 12,2 = 244 \text{ м}^3/\text{ХВ.}$$



Витрата повітря, яким необхідно надавати у вибій по найбільшому числу людей визначається по формулі:

$$Q_{zn} = 1,2 \cdot 6 \cdot n, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.138)$$

$$Q_{zn} = 1,2 \cdot 6 \cdot 8 = 58 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Для вибору ВМП приймаємо максимальні витрати повітря, тобто  $Q_{zn} = 244 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Приймаємо труби типу 1А, діаметром 1,0 м для яких коефіцієнт витоків трубопроводу складуть 1,87 при  $Q_{zn} = 244 \text{ м}^3/\text{хв}$  та  $l_{mp} = 1700 \text{ м}$ .

$$Q_6 = Q_{zn} \cdot k_{ym.mp}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.139)$$

$$Q_6 = 244 \cdot 1,87 = 456 \text{ м}^3/\text{хв}, \quad Q_6 = 7,6 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Витрати повітря в місці установки ВМП для виключення можливості його роботи на рециркуляцію повинні задовольняти умові:

$$Q_{6c} \geq 1,43 \cdot Q_6 \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.140)$$

де  $k_p$  – коефіцієнт, прийнятий рівним 1,0 для ВМП із нерегульованою подачею та 1,13 з регульованою.

Визначимо кількість повітря, який необхідно подавати до всасу вентилятора

$$Q_{6c} = 1,43 \cdot 456 \cdot 1 = 652 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідний тиск вентилятора:

$$h_6 = Q_6^2 \cdot R_{mp.z} \left( \frac{0,59}{k_{ym.mp}} + 0,41 \right)^2, \text{ кг/м}^2, \quad (2.141)$$

де  $R_{mp.z}$  – аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу, кμ, визначається по формулі:

$$R_{mp.z} = r_{mp} (l_{mp} + 20 \cdot d_{mp} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp} \cdot n_1), \text{ кμ} \quad (2.142)$$

де  $r_{mp}$  – питомий аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу без витоків повітря, кμ/м;

$d_{mp}$  – діаметр гнучкого трубопроводу, м;

$n_1, n_2$  – кількість поворотів трубопроводу, відповідно під кутом  $90^\circ$  та  $45^\circ$ .

$$R_{mp.z} = 0,0053 \cdot (1700 + 20 \cdot 1,0 + 0) = 9,1 \text{ к}\mu.$$

$$h_g = 7,6^2 \cdot 9,1 \cdot \left( \frac{0,59}{1,87} + 0,41 \right)^2 = 276 \text{ кг/м}^2.$$

Вибір вентиляторів робимо шляхом нанесення розрахункового режиму їхньої роботи  $Q_g, h_g$  на аеродинамічній характеристиці вентиляторів (додаток 1 [19]). На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаємо для провітрювання ярусного штреку вентилятор ВМЦ-6 (рис. 2.10).

Крапка 1 з координатами  $Q_g = 7,6 \text{ м}^3/\text{с}$ ;  $h_g = 276 \text{ кг/м}^2$  точно лягає на характеристику вентилятора з кутом установки лопаток направляючого апарата  $20^\circ$ , тому уточнення режиму роботи вентилятора і провітрювання виробки не робимо.

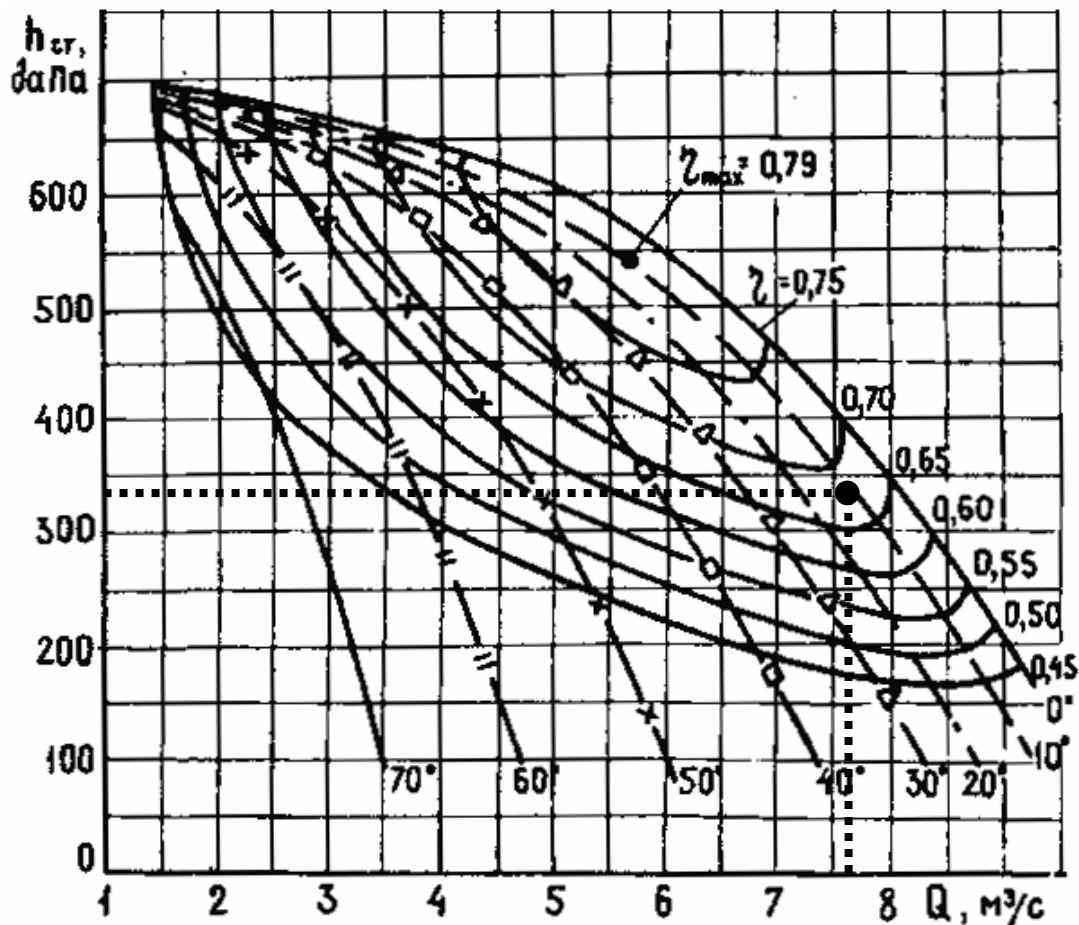


Рисунок 2.10 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-6

#### 2.4.5. Електропостачання діляниці

Схема електропостачання ділянки – радіальна (рис. 2.11).

Для постачання електричних механізмів і пересувних струмоприймачів прийнята напруга 660 В. Електрообладнання, що використовується на ділянці наведене в табл. 2.18.

Таблиця 2.18 – Струмоприймачі ділянки

Найменування струмоприймачів	Тип двигуна	$m$ , шт	$P_{ні}$ , кВт	$P_{н}$ , кВт	$L_{к}$ $\mu$	$\cos\varphi$	$S_{ні}$ , А	$S_{ні}$ , А	$S_{н}$ , А	$k_{з.і}$
Комбайн КА-90	1ЭКВ 3,5-200	1	200	200	240	0,85	91	340	680	0,7
Конвеєр СПЦ162-09	2ЭДКОФ250	2	110	220	240	0,92	61	412	412	0,7
ВСП (1)	У225М4	1	55	55	240	0,85	61	412	412	0,7
ВСП (2)	У225М4	1	55	55	35	0,85	61	412	412	0,7
СНТ-32 (1)	ВРПВ-225М	2	55/5,5	60,5	10	0,9	68	454	454	0,7
СНТ 32 (2)	ВАУ-100М2	2	55/5,5	60,5	12	0,9	68	454	454	0,7
КСП	2ЭДКОФ250	1	55	55	65	0,91	61	412	412	0,7
ІУЦНС-13	ВРПВ-180М	1	30	30	14	0,85	32	224	224	0,7

Визначення електричного навантаження ділянки й потужності трансформаторної підстанції виконано із застосуванням програмних модулів на ЕОМ.

До установки прийнята підстанція КТПВ 630/6-0,69.

Відповідно до ПБ всі струмоприймачі ділянки, що зазначені у табл. 2.18, приєднані до загальної мережі заземлення. Загальна мережа заземлення створена шляхом безперервного електричного з'єднання між собою всіх металевих оболонок і заземлюючих жил кабелів незалежно від величини їх наружи до головних і місцевих заземлювачів (рис. 2.12).

Головний заземлювач розташований у водозбірнику, другий розміщений у зумпфі допоміжного ствола. Вони виконані зі сталевий смуги товщиною 6 мм і розміром 3×0,5 м. Відвід від головних заземлювачів виконаний у вигляді сталевий смуги з перерізом 100 мм<sup>2</sup>.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСЧЕТНОЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ УЧАСТКА,  
МОЩНОСТИ ТРАНСФОРМАТОРА И ВЫБОР ТИПА ПОДСТАНЦИИ.

Входные данные

Вид участка	Номер :ника	Номинальная :ника ,кВт	Номинальный :коэффициент :ника	Коэффициент :коэффициент :ника	Номиналь- :ное :напря- :жение , : В	Зале- :гание :та	Кол-во :пуско- :вых :агре- :гатов
1					660	1	1
	1	200	.85	.7			
	2	220	.92	.7			
	3	55	.85	.7			
	4	55	.85	.7			
	5	60.5	.9	.7			
	6	60.5	.9	.7			
	7	55	.91	.7			
	8	30	.85	.7			

Выходные данные

Наименование	Значение
Установленная мощность наиболее мощного токоприемника ,кВт	220
Установленная мощность всех токоприёмников участка,кВт	736
Коэффициент спроса	0.579
Средневзвешенный коэффициент мощности участка	0.854
Расчетная мощность трансформатора подстанции,кВА	503.16
Номинальная мощность трансформатора подстанции(расчетная),кВА	402.52
Фактический коэффициент мощности I-го токоприемника	0.808 0.906 0.808 0.808 0.875 0.875 0.890 0.808
К УСТАНОВКЕ ПРИНЯТЬ ТСВП 630 /6-0.69 Rт= .0057 Ом X= .0258 Ом	

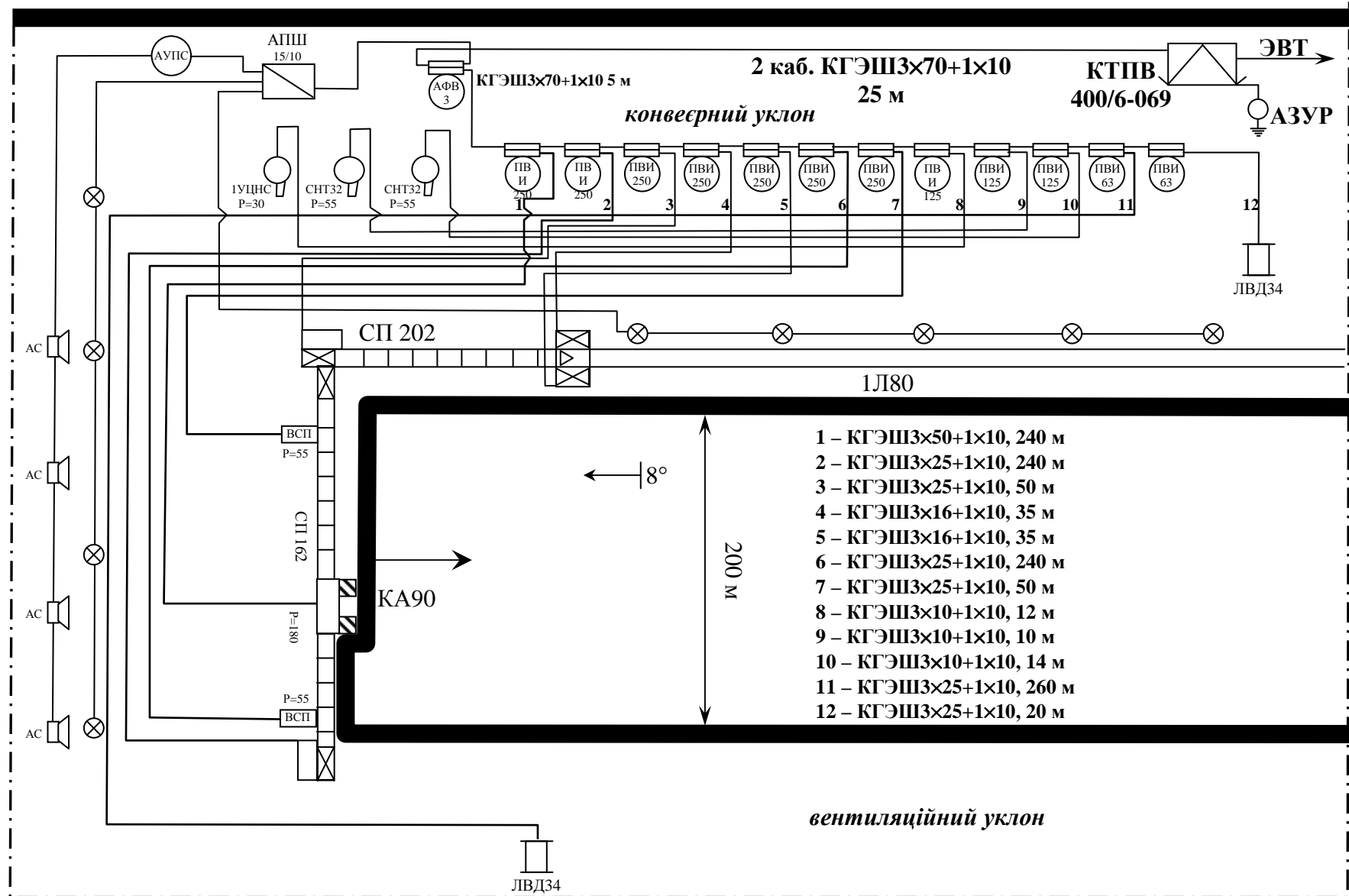


Рис. 2.11 – Схема електропостачання ділянки

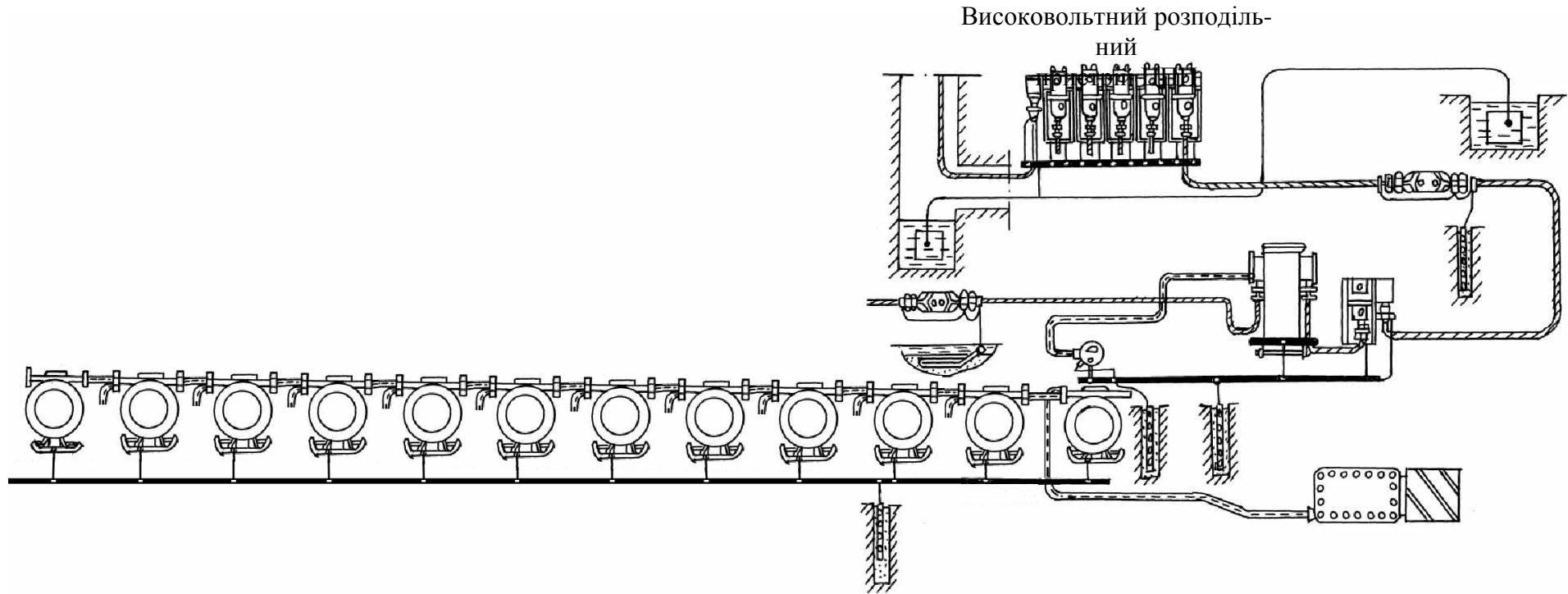


Рисунок 2.12 – Схема шахтної заземлюючої мережі: 1, 2 – головні заземлювачі; 3 – зумпф; 4 – водозбірник; 5 – відвід; 6 – місцевий заземлювач; 7 – заземлююча жила місцевого кабелю; 8 – заземлююча смуга; 9 – провідник; 10 – перемичка, що з’єднує броню високовольтного й низьковольтного кабелів з корпусом; 11 – заземлюючий болт; 12 – пісок

Оскільки припливу води не передбачається, місцеві заземлювачі електрообладнання дільниці, що розташовані у конвеєрному уклоні, виконані у вигляді сталевих труб діаметром 40 мм і довжиною 2 м. У стінках труб просвердлені 20 отворів діаметром по 5 мм. Труби вставляють у попередньо пробурені шпури глибиною 1,9 м. Труби й простір між зовнішньою стінкою труби й шпуру заповнюють сумішшю з гігроскопічного матеріалу (піску, золи).

Від головного заземлювача по кабельному ланцюжку за допомогою броні й свинцевої оболонки заземлений корпус трансформатора КТПВ 400/6-0,69.

Автоматичні вимикачі, пускачі та інші апарати, а також кабельні муфти приєднані болтами діаметром 8 мм до місцевих заземлювачів за допомогою збірних шин, виконаних зі сталевих смуг площею 50 мм<sup>2</sup>. Очисний комбайн, скребковий конвеєр СПЦ 162, винесена система подачі, освітлювальна апаратура та інші пересувні механізми, встановлені у вибої та одержуючи живлення від мережі по гнучких кабелях, заземлюються за допомогою заземлюючої жили гнучкого кабелю, кінці якої з'єднуються із внутрішніми заземлюючими жилами в кабельних муфтах, у ввідних і вивідних пристроях електрообладнання.

Захист від витоку струму при ушкодженні ізоляції кабельної мережі й електрообладнання здійснюється загальнодільничним реле витоку типу АЗУР.

Реле витоку контролює опір ізоляції усієї кабельної мережі ділянки й робить відключення напруги при дотику людини до струмоведучої фази або зниженні ізоляції мережі щодо землі нижче припустимих значень.

## 2.5 Магістральний транспорт

До комплексу магістрального транспорту входять:

- стрічкові конвеєри, призначені для транспортування вугілля по магістральним виробкам: від штреків проектуємого горизонту до поверхні;
- локомотивний та канатний транспорт – для доставки допоміжних вантажів, матеріали, устаткування та перевезення людей.

Характеристика стрічкових конвеєрів, що входять у комплекс магістрального транспорту, приведена в табл. 2.19.

Продуктивність кожного конвеєра визначаємо в залежності від його довжини і кута нахилу, а також величини максимального вантажопотоку. При цьому вона повинна бути не менш сумарного розрахункового вантажопотоку, тобто:

$$Q_k = \sum Q_{pi}, \quad (2.143)$$

де  $Q_k$  – максимально можлива продуктивність конвеєра, т/год.;

$Q_{pi}$  – розрахунковий вантажопотік  $i$ -го пункту завантаження, т/год.;

$$Q_{pi} = \frac{Q_{зм} \cdot k_{ni}}{t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год} \quad (2.144)$$

де  $Q_{зм}$  – змінна продуктивність  $i$ -го пункту завантаження, т/зм.;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності  $i$ -го вантажопотоку ( $k_n=1,5$  [18]);

$t_{зм}$  – тривалість зміни, год;

$k_m$  – коефіцієнт машинного часу ( $k_m=0,9$  [18]);

Результати зроблених розрахунків заносимо в табл. 2.19. З таблиці видно, що всі використовувані конвеєри підходять для експлуатації в заданих умовах.

Згідно з [2, 18] для доставки допоміжних вантажів приймаємо:

- дорогу канатну ДКН-4-2;
- електровози АМ-8Д;
- вагонетки типу ВГ-3,3-900;
- платформи шахтні ПТК-1,6, ПТО-600-20, П-2,5;
- контейнери шахтні типу 2К4-Б;
- візки типу ТДК-600.

Для доставки людей:

- вагонетки пасажирські типу ВПГ-18;
- вагонетки пасажирські наклонні типу ВЛНГ-10Г.



Таблиця 2.19 – Оцінка можливості експлуатації стрічкових конвеєрів

Місце установки	Тип конвеєра	Довжина, м	Кут нахилу, град	Швидкість руху стрічки, м/с	Продуктивність, т/год	Сумарний розрахунковий вантажопотік, т/год	Оцінка можливості експлуатації
Конвеєрний штрек	2ЛТ100У	1800	0	2,5	550	105	можлива
Конвеєрний квершлаг	2ЛТ100У	60	0	2,5	550	210	можлива

## 2.6 Провітрювання шахти

Витрата повітря для шахти в цілому визначається по формулі :

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (\sum Q_{dil} + \sum Q_{т.в} + \sum Q_{nid.в} + \sum Q_{к} + \sum Q_{вит}), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.145)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок;

$\sum Q_{dil}$  – витрати повітря для провітрювання виймальних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{т.в}$  – витрати повітря для відособленого провітрювання тупикових виробок, розташованих за межами вентиляційних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{nid.в}$  – витрати повітря для відособленого провітрювання виробок, що підтримуються, розташованих за межами вентиляційних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{к}$  – витрати повітря для відособленого провітрювання камер,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{вит}$  – витоки повітря через вентиляційні спорудження, що розташовані за межами виймальних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ .

Визначимо витрати повітря для провітрювання камер:

$$Q_{к} = 0,07 \cdot V_{к}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.146)$$

де  $V_{к}$  – сумарний обсяг камер ОКД,  $\text{м}^3$ ;

$$Q_{к} = 0,07 \cdot 1200 = 84 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Величина витоків повітря через вентиляційні спорудження, встановлені у виробках за межами виймальних ділянок розраховується по формулі:

$$\sum Q_{вит} = \sum Q_{вит.г} + \sum Q_{вит.ул} + \sum Q_{вит.кр} + \sum Q_{вит.заб}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.147)$$

де  $\sum Q_{\text{внт.г}}$  – витоки повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички, м<sup>3</sup>/хв.;

$\sum Q_{\text{внт.шл}}$  – витоки повітря через шлюзи, м<sup>3</sup>/хв.;

$\sum Q_{\text{внт.кр}}$  – витоки повітря через кросинги, м<sup>3</sup>/хв.;

$\sum Q_{\text{внт.зав}}$  – витоки повітря через завантажувальні пристрої, м<sup>3</sup>/хв.

$$\sum Q_{\text{внт.г}} = N_n \cdot Q_n, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.148)$$

$$Q_{\text{внт}} = 0 + 29 \cdot 66 + 4 \cdot 66 \cdot 1,25 + 0 = 2244, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначаємо витрату повітря по шахті

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot ((2 \cdot 726 + 441) + 652 \cdot 3 + 0 + 988 + 84 + 2244) = 7056 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо подачу вентиляційної установки:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} \cdot k_{\text{внт.з}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.149)$$

де  $k_{\text{внт.з}}$  – коефіцієнт зовнішніх витоків повітря.

Тому що відроблене повітря після провітрювання камер ОКД поступає до центрального блоку, його не враховуємо при визначенні подачі вентиляційної установки.

$$Q_{\text{в}} = 6964 \cdot 1,2 = 8557 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Мінімальна і максимальна депресія шахти по струменю найбільшого опору визначається по формулі:

$$h_{\text{н}} = h_{\text{к.в}} + h_{\text{н.в}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к}}, \text{ даПа} \quad (2.150)$$

де  $h_{\text{к.в}}$  – депресія каналу вентиляційної установки, даПа, приймається:

$$h_{\text{к.в}} = 0,11 \cdot h_{\text{н.в}}, \text{ даПа} \quad (2.151)$$

$h_{\text{н.в}}$  – депресія підземних виробок напрямку, даПа;

$$h_{\text{н.в}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \text{ даПа} \quad (2.152)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує вплив місцевих опорів;

$h_{\text{к}}$  – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{к.к}$  – депресія каналу повітрянагрівальної установки, даПа

При розрахунку депресії напрямку депресію повітрянагрівачів і каналу повітрянагрівальної установки, не враховуємо, оскільки передбачено спеціальний вентилятор для подачі повітря через повітрянагрівачі в шахту.

Депресія капітальних і підготовчих виробок розраховується по формулі:

$$h = \frac{k_{н.р.в} \cdot \alpha \cdot P_v \cdot l_v \cdot Q_v^2}{S^3}, \text{ даПа} \quad (2.153)$$

де  $k_{н.р.в}$  – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок, для загально шахтних виробок  $k_{н.р.в} = 1,563$ , для інших виробок  $k_{н.р.в} = 1$ ;

$\alpha$  – коефіцієнт аеродинамічного опору, даПа·с<sup>2</sup>·м<sup>2</sup> по [19];

$P_v$  – периметр виробки, м, для виробок закріплених арочним кріпленням;

$$P_v = 3,86 \sqrt{S}; \quad (2.154)$$

$l_v$  – довжина виробки, м;

$Q_v$  – витрата повітря, м<sup>2</sup>/с;

$S$  – поперечний перетин виробки, м<sup>2</sup>.

Депресія лав підраховується по формулі:

$$h_{оч} = R_{оч} \cdot Q_{оч}^2, \text{ даПа} \quad (2.155)$$

де  $R_{оч}$  – загальний аеродинамічний опір лави, кг·с<sup>2</sup>/м<sup>2</sup>.

Для лав обладнаних механізованим кріпленням загальний аеродинамічний опір визначається по формулі:

$$R_{оч} = 0,01 \cdot r_{100} \cdot l_{оч} + \frac{0,0612 \cdot (\xi_{вх} + \xi_{вих})}{S_{оч}^2}, \text{ к}\mu, \quad (2.156)$$

де  $r_{100}$  – питомий аеродинамічний опір лав з механічних кріпленням, кμ; приймаємо по таблиці 6.5 [19];

$\xi_{вх}$ ,  $\xi_{вих}$  – коефіцієнт місцевого опору на вході та на виході з лави, приймається по табл. 9.1 [19]

$$R_{оч} = 0,01 \cdot 0,31 \cdot 200 + \frac{0,0612 \cdot (10+1,5)}{1,6^2} = 0,67 \text{ к}\mu.$$

$$h_{оч} = 0,67 \cdot 3,06^2 = 6,3 \text{ даПа.}$$

Результати розрахунків депресії виробок представлені у табл. 2.20.

№ ділянки	Назва ділянки	Параметри розрахунків									
		$k_{н.р.в.}$	$\alpha \cdot 10^{-1}$ , кг·с <sup>2</sup> /м <sup>4</sup>	$P$ , м	Довжина виробки, м		$Q_p$ , м <sup>3</sup> /с	$S$ , м <sup>2</sup>	Депресія виробки, даПа		$v$ , м/с
					$L_{min}$	$L_{max}$			$h_{min}$	$h_{max}$	
1-2	Повітряподаючий стовбур	1,563	25,2	19,5	800	800	118,0	20,0	55,5	55,5	5,9
2-3	Обхідна	1,563	20	15,3	20	20	118,0	16,5	0,6	0,6	7,1
3-4	Квершлаг	1,563	20	15,3	100	100	118,0	16,5	4,1	4,1	7,1
4-5	Вентиляційний квершлаг	1,563	20	11,0	170	170	59,4	12,2	3,5	3,5	4,87
5-6	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	0	1200	30,2	12,2	0	13,2	2,47
6-7	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	200	200	21,7	12,2	2,1	2,1	1,77
7-8	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	200	200	20,4	12,2	2,0	2,0	1,67
8-9	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	200	200	19,2	12,2	1,9	1,9	1,57
9-10	Квершлаг	1,563	20	11,0	10	10	19,2	12,2	0,2	0,2	1,57
10-11	Східний уклон №1	1	20	11,0	1700	0	3,8	12,2	11,6	0	0,3
11-12	Лави								6,3	6,3	1,92
12-13	Східний уклон №2	1	20	11,0	0	1700	12,1	12,2	0	16,2	0,99
13-14	Розрізний просік	1	15	3,9	200	200	12,1	4,2	4,1	4,1	4,0
14-15	Східний уклон №3	1	20	11,0	1700	1700	12,1	12,2	16,2	16,2	0,99
15-16	Конвеєрний штрек	1,563	20	11,0	200	200	25,6	12,2	2,0	2,0	2,15
16-17	Конвеєрний штрек	1,563	20	11,0	0	1200	30,2	12,2	0	13,2	2,47
17-18	Конвеєрний квершлаг	1,563	20	11,0	170	170	59,4	12,2	3,5	3,5	4,87
18-19	Квершлаг	1,563	20	15,3	100	100	116,0	16,5	4,1	4,1	6,9
19-20	Обхідна	1,563	20	15,3	20	20	116,0	16,5	0,6	0,6	6,9
20-21	Вентиляційний стовбур	1,563	25,2	19,5	800	800	116,0	20,0	55,0	55,0	5,8
В цілому по напрямку									173	204	

Депресія виробок:

$$h_{н.в}^{\min} = 1,1 \cdot 173 = 190 \text{ даПа;}$$

$$h_{н.в}^{\max} = 1,1 \cdot 204 = 224 \text{ даПа;}$$

Депресія каналу вентиляційної установки:

$$h_{к.в}^{\min} = 0,11 \cdot 190 = 21 \text{ даПа;}$$

$$h_{к.б}^{\max} = 0,11 \cdot 224 = 25 \text{ даПа};$$

Депресія напрямку:

$$h_n^{\min} = 190 + 21 = 211 \text{ даПа};$$

$$h_n^{\max} = 224 + 25 = 249 \text{ даПа};$$

Для розрахунку депресії вентилятора необхідно врахувати депресію природної тяги. Тому виконуємо розрахунок природної тяги для зимового (січень) і літнього (липень) періоду року.

Депресію природної тяги розраховуємо за методикою відповідно до якої депресія природної тяги визначається по формулі:

$$h_{np} = \frac{P_o \cdot H \cdot (\alpha_1 - \alpha_2)}{100}, \text{ даПа} \quad (2.157)$$

де  $P_o$  – атмосферний тиск ( $P_o = 760$  мм.рт.ст.ов.);

$H$  – глибина шахти, м;

$\alpha_1$ ;  $\alpha_2$  - коефіцієнти, що залежать від середньої температури повітря в стволах шахти

$$\alpha_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T'_{cp}}, \quad (2.158)$$

$$\alpha_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T''_{cp}}, \quad (2.159)$$

де  $R$  – газова постійна для сухого повітря 29,27 м/с;

$T'_{cp}$  – середня температура повітря у повітряподаючих виробках від поверхні до максимальної глибини шахти, °К;

$T''_{cp}$  – середня температура повітря у виробках, що подають вихідний струмень від максимальної глибини шахти до поверхні:

$$T'_{cp} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, \text{ °К} \quad (2.160)$$

де  $t_1$  – температура повітря на вході у повітряподаючий ствол, °С;

де  $t_2$  – температура повітря у приствольному дворі повітряподаючого ствола, °С.

Ця температура може бути визначена по найближчій формулі А.Н. Щербаня

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.161)$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від часу року (для січня  $A=432$ ; для липня  $A=1470$ ).

$$t_{2\text{зима}} = \sqrt{432 + \frac{800}{3,42}} - 19,6 = 5,6 \text{ } ^\circ\text{C},$$

$$t_{2\text{літо}} = \sqrt{1470 + \frac{800}{3,42}} - 19,6 = 21,3 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Середня температура повітря у виробках з вихідним струменем повітря визначається по формулі:

$$T_{cp}'' = \frac{t_3 + t_4}{2}, \text{ } ^\circ\text{K}, \quad (2.162)$$

де  $t_3$  - температура повітря у приствольному дворі вентиляційного стовбура, визначається по формулі, °С:

$$t_3 = t_n + \frac{H - H_o}{H_2} - t_o, \text{ } ^\circ\text{C}, \quad (2.163)$$

де  $t_n$  – температура порід на глибині зони постійних температур, для Донбасу  $t_n=8-10$  °С;

$H_o$  – глибина зони постійних температур, для Донбасу  $H_o=25-30$  м;

$H_2$  – геометричний градієнт, для Донбасу  $H_2=26-33$  м/град;

$t_o$  – різниця між температурою повітря і порід, °С

$$t_{3\text{літо}} = 10 + \frac{800 - 40}{30} - 5 = 26,7 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Необхідно охолодити повітря до 26 °С.

$$t_{3\text{зима}} = 10 + \frac{800 - 40}{30} - 10 = 21,6 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

$t_4$  – температура повітря у верхній частині вентиляційного ствола, °С

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ °С.} \quad (2.164)$$

$$t_{4_{літо}} = 26 - 0,5 \cdot \frac{800}{100} = 23,3 \text{ °С.}$$

$$t_{4_{зима}} = 21,6 - 0,5 \cdot \frac{800}{100} = 18,2 \text{ °С.}$$

Визначаємо середнє значення температури повітря у клітьовому стволі:

– для зимового періоду

$$T'_{cp} = \frac{21,6 + 18,2}{2} + 273 = 292,9 \text{ °К;}$$

– для літнього періоду

$$T'_{cp} = \frac{25 + 21,3}{2} + 273 = 286,2 \text{ °К.}$$

Визначаємо середнє значення температури повітря у повітряподаючих виробках:

– для зимового періоду

$$T''_{cp} = \frac{21,6 + 18,2}{2} + 273 = 292,9 \text{ °К.}$$

– для літнього періоду

$$T''_{cp} = \frac{25 + 21,3}{2} + 273 = 298 \text{ °К.}$$

Визначаємо значення коефіцієнта  $\alpha_1$ :

– для зимових умов

$$\alpha_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 276,8} = 0,166;$$

– для літніх умов

$$\alpha_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 286,2} = 0,157.$$

Визначаємо значення коефіцієнта  $\alpha_2$ :

– для зимових умов

$$\alpha_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 298} = 0,155.$$

– для літніх умов

$$\alpha_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 292,9} = 0,16.$$

Визначаємо значення природної тяги по формулі:

– для зимового періоду

$$h_{np.z} = \frac{760 \cdot 800 \cdot (0,166 - 0,16)}{100} = 31,46 \text{ даПа.}$$

– для літнього періоду

$$h_{np.l} = \frac{760 \cdot 800 \cdot (0,157 - 0,155)}{100} = 10,9 \text{ даПа.}$$

Для вибору вентилятора необхідні такі дані:

– кількість повітря, що подається в мережу гірничих виробок в даному напрямку:  $q = 139 \text{ м}^3/\text{с}$ ;

– мінімальна депресія:  $h_n^{\min} = 211 \text{ даПа}$ ;

– максимальна депресія  $h_n^{\max} = 249 \text{ даПа}$ .

Згідно рекомендаціям [20] приймаємо вентилятор ВКОД-3,0 м.

Необхідна максимальна і мінімальна депресії вентилятора визначаються по формулі:

$$H_{\epsilon} = h_{ш} \pm h_{np}, \text{ даПа,} \quad (2.165)$$

де  $h_{ш}$  – депресія шахти по напрямку, даПа;

$h_{np}$  – депресія природної тяги, даПа.

Визначаємо депресії вентилятора:

– максимальна  $H_{\epsilon.\max} = 249 - 10,9 = 238 \text{ даПа}$ ;

– мінімальна  $H_{\epsilon.\min} = 211 - 31,46 = 180 \text{ даПа}$ .



Побудуємо характеристику мережі виробок на характеристиці вентилятора для максимальної і мінімальної депресії, для чого знайдено аеродинамічний опір мережі виробок:

$$R_{м.в} = \frac{H_{м.в}}{Q_{м.в}^2}, \text{ к}\mu. \quad (2.166)$$

$$R_{м.в\max} = \frac{238}{139^2} = 0,0098 \text{ к}\mu.$$

$$R_{м.в\min} = \frac{180}{139^2} = 0,08 \text{ к}\mu.$$

Характеристику вентиляційної мережі вентилятора будуємо використовуючи формулу:

$$H_{в.м} = R_{в.м} \cdot Q_{в}^2, \text{ даПа} \quad (2.167)$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.21.

Таблиця 2.21 – Результати розрахунків

$Q_{в}$ , м/с	50	100	150	200
$H_{\max}$ , даПа	175	205	245	320
$H_{\min}$ , даПа	140	170	210	270

За отриманими результатами будуємо криві характеристики напрямку і накладаємо їх на характеристику ВГП (рис. 2.12).

Одержуємо точки перетину А и В, що характеризують режим роботи вентилятора при максимальному і мінімальному опорі мережі виробок.

Режим роботи вентилятора:

– при максимальному опорі:  $Q_p=185 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $H_{p,\max}=238 \text{ даПа}$ ;

– при мінімальному опорі:  $Q_p=196 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $H_{p,\min}=180 \text{ даПа}$ .

Резерв вентилятора по продуктивності:

$$k_p = \frac{Q_{\max}}{Q_{в}} = \frac{185}{139} = 1,22 > 1,15 \quad (2.168)$$

де  $Q_{\max}$  – максимально можлива продуктивність вентилятора при його роботі на мережу з максимальним опором.

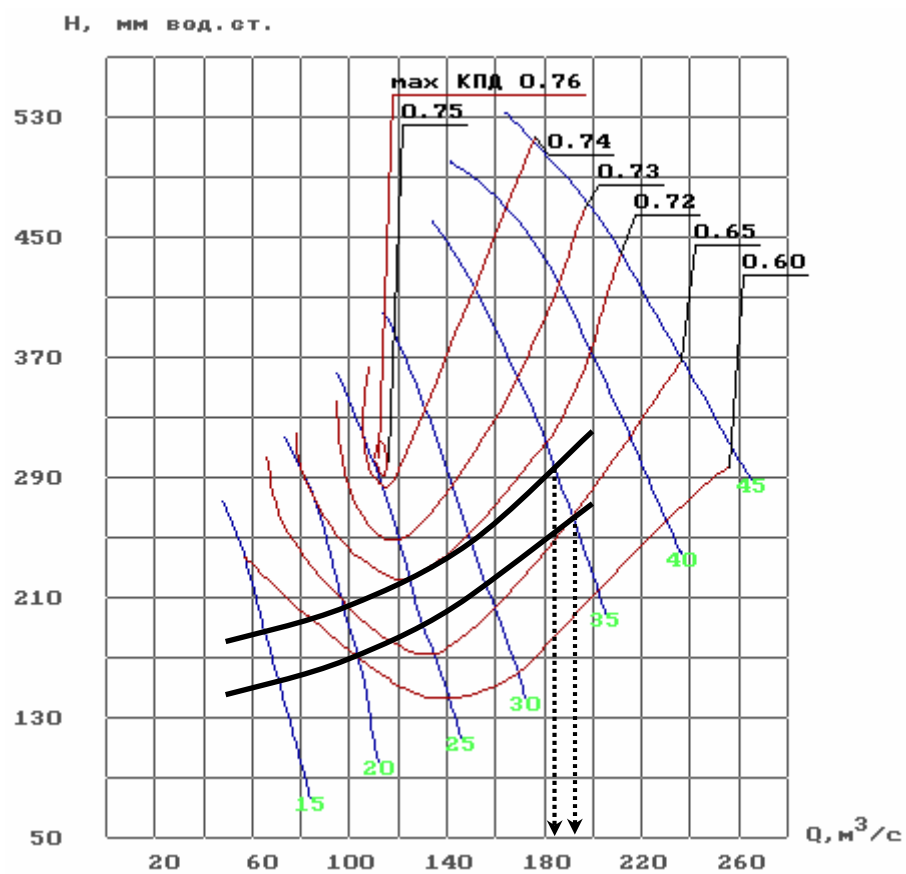


Рисунок 2.13 – Характеристика вентилятора ВОКД-3,0М

## 2.7 Технологічний комплекс поверхні шахти

Згідно даного проекту технологічний комплекс поверхні зберігається без змін. Генеральний план промислового майданчика зображений на рис. 2.14. і містить в собі такі об'єкти:

- 1) блок головного та допоміжного стовбура;
- 2) збагачувальна установка;
- 3) котельня;
- 4) вугільний склад;
- 5) вентиляторна установка;
- 6) електропідстанція;
- 7) склад кріпильних матеріалів;
- 8) АБК;
- 9) вуглепородний пункт;

Пропускна спроможність технологічного комплексу поверхні складає 6000 т/добу. Транспорт вугілля і породи від головного стовбура до збагачувальної установки та вугільного складу здійснюється стрічковими конвеєрами. Ємність вугільного складу складає 30000 м<sup>3</sup>. Основні заходи щодо благоустрою і обслуговуванню територій, рішення по розташуванню основних інженерних мереж і комунікацій зберігаються по раніше виконаному і затвердженому техніко-економічну розрахунку (ТЕР).

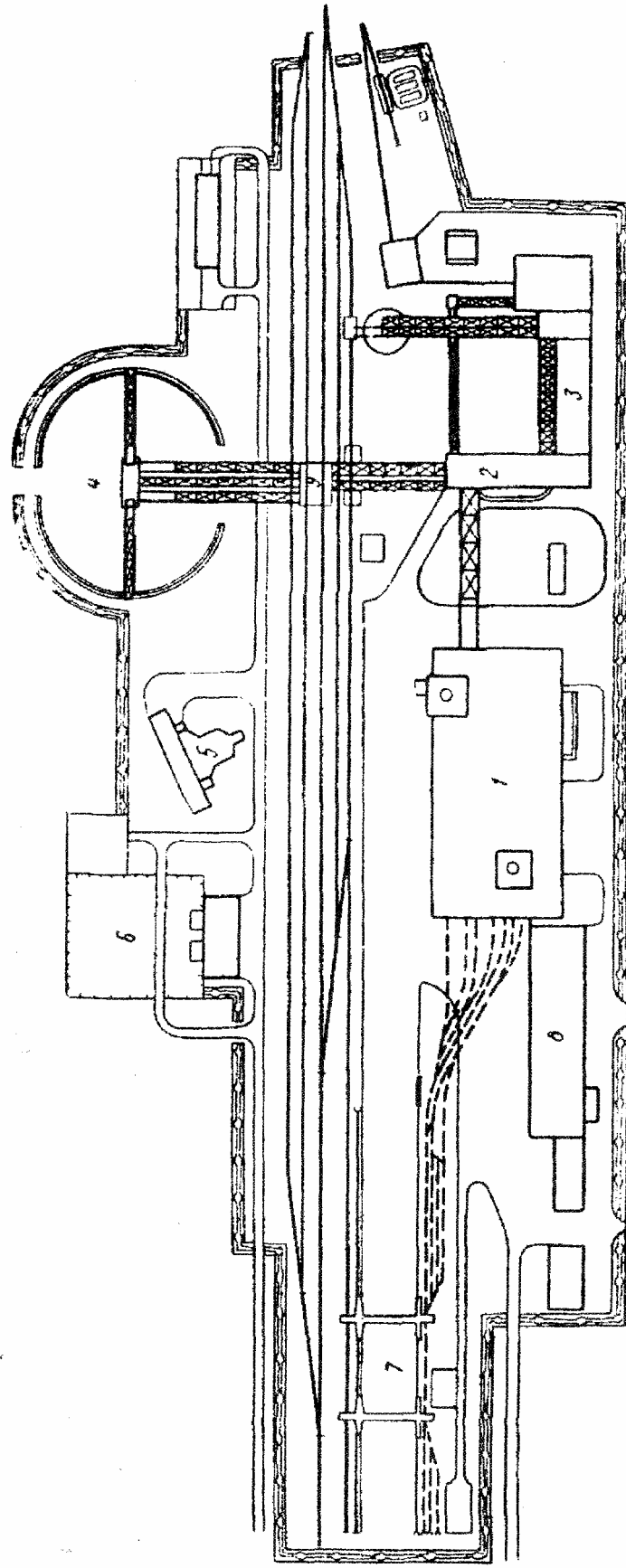


Рис. 2.14 – Схема технологичного комплексу шахти

## 2.8 Охорона праці

### 2.8.1 Комплексне обезпилювання

Для підвищення безпеки робіт у вугільних шахтах і поліпшень умов праці робітників, зайнятих на очисних і підготовчих роботах, важливе значення мають заходи щодо зниження запиленості повітря.

Головними джерелами пилоутворення в підземних виробках шахти є такі виробничі процеси: відбивання вугілля, відбивання породи, буріння шпурів і свердловин, підривні роботи, навантаження, перевантаження, транспортування вугілля і породи.

Проектом передбачена організація засобів обезпилювання у всіх підготовчих і очисних вибоях, у навантажувальних і перевантажувальних пунктах.

Для цього здійснюються такі заходи:

- попереднє зволоження вугілля в масиві;
- зрошення при роботі виїмкових комбайнів;
- зрошення в місцях перевантаження вугілля;
- зрошення при механізованому навантаженні вугілля і породи;
- обезпилювання при проведенні підготовчих виробок комбайнами;
- обезпилювання при підривних роботах;
- боротьба з нескріпленим осілим вугільним пилом;
- буріння шпурів і свердловин із промиванням.

Попереднє зволоження вугілля в масиві здійснюється шляхом нагнітання води в масив вугілля високонапірними установками НВУ-30М через довгі свердловини, пробурені паралельно площині очисного вибою. Свердловини буряться станками БС-1М через 20 м. Підвищення ефективності зволоження вугільного масиву досягається застосуванням зволожувача «Синтанол-5» у кількості 0,2 %, що вводиться за допомогою дозатора ДСУ-4.

Зрошення в місцях перевантажень вугілля з конвеєра на конвеєр передбачене за допомогою зонтичних форсунок типу ПФ-5,0-75.

З метою попередження повторного пилоутворення в рудникових дворах, головних відкаточних і вентиляційних виробках, машинних і трансформаторних камерах передбачається збирання пилу і побілка стін.

Для локалізації вибухів вугільного пилу в гірничих виробках шахти встановлюються водяні заслони відповідно до вимог Правил безпеки.

### 2.8.2 Промислова санітарія і гігієна

*Для індивідуального захисту* кожен підземний робітник забезпечується каскою, саморятувальником, спецодягом і рукавицями, а працюючі в запилених місцях – протипиловими респіраторами. Усім робітникам, що мають контакт із віброінструментом, видаються спеціальні рукавиці з віброгасних матеріалів, допущених до застосування органами санітарного нагляду.

*Для надання першої медичної допомоги* всі підземні трудящі забезпечуються спеціальними перев'язними пакетами, а особи технічного нагляду і бригадири – двома такими пакетами.

*В рудникових дворах* передбачаються камери-медпункти, на ділянках і навантажувальних пунктах розміщуються аптечки першої допомоги і носії з твердим ложем, що дозволяють транспортувати постраждалого безпосередньо на поверхню.

*У підземних виробках* і в основних поверхневих будівлях передбачені спеціальні санвузли, камери, в яких установлюються вагонетки-приймачі з розрахунку один отвір на 50 чоловік.

Вагонетки з нечистотами не рідше одного разу на добу видаються на поверхню в обладнаний на шахті зливальний пункт і після ретельного промивання і дезінфекції розчином хлорного вапна опускаються в шахту.

*Прийнята система опалення і вентиляції* поверхневих будівель і споруд в комплексі з технологічними, об'ємно-планованими і конструктивними рішеннями відповідає вимогам гігієнічних умов повітряного середовища і чистоти повітря в робочій зоні виробничих приміщень.

*Санітарно-побутове та медичне обслуговування* здійснюється в медичному пункті другої категорії, розташованому в адміністративно-побутовому комбінаті.

### 2.8.3 Протипожежний захист

Відповідно до Правил безпеки у вугільних шахтах проектом передбачені такі основні заходи щодо попередження виникнення пожеж в підземних виробках, а також швидкого їх ліквідування або локалізації:

- використання в усіх гірничих виробках вогнетривкого кріплення;
- використання в усіх камерах з електроустаткуванням негорючого кріплення, а також установлення біля входів до камер протипожежних дверей;
- обладнання верхніх частин стволів, через які подається повітря, протипожежними лядами;

- установлення здвоєних протипожежних дверей в рудникових дворах діючих горизонтів;
- обладнання на діючих горизонтах протипожежних поїздів;
- для ліквідування підземних пожеж на початковій стадії передбачене розміщення в гірничих виробках і камерах засобів пожежегасіння (вогнегасників, піску и таке інше), а також розміщення в них протипожежного водопроводу.

Протипожежний захист будівель та споруд на поверхні забезпечується дотриманням протипожежних розривів між будівлями, забезпеченням вільних під'їздів до пожежних гідрантів, установленням щитів із пожежним інвентарем і таке інше. Запас води для протипожежних потреб зберігається в двох резервуарах місткістю 3000 м<sup>3</sup> кожний, що розташовані в межах промислового майданчика шахти.

#### 2.8.4 Заходи пилогазового і протипожежного режимів

Робітники повинні дотримувати пилогазовий і протипожежний режими:

- забороняється проносити в шахту курильні обладнання, а також палити і використовувати відкритий вогонь в підземних виробках, надшахтних будівлях, в приміщеннях лампових;
- забороняється розкривати в шахтах світильник;
- забороняється ушкоджувати протипожежні пристрої і обладнання з інертним пилом і піском, вогнегасники, водопровідні крани і магістралі, сигнальні пристрої, а також загортати підступи до них. У разі пошкодження цих пристроїв і обладнання, робітник повинен негайно повідомити про це обличчя технічного нагляду;
- при порушенні вентиляції, робітник зобов'язаний негайно припинити роботу, вийти на свіжий струмінь повітря і повідомити про це обличчя технічного нагляду або диспетчера;
- при виникненні пожежі на робочому місці або по шляху проходження робітник повинен взяти заходів по його гасінню всіма доступними підручними засобами — піском, порідними дрібницями, вогнегасниками і при цьому повідомити обличчю технічного нагляду або гірського диспетчера;
- забороняється гасити водою або пінними вогнегасниками кабель або електрообладнання що знаходиться під напругою. Їх необхідно знеструмити, і після цього гасити всіма підручними засобами.

### 2.8.5 Заходи, щодо автоматичного газового захисту

Вимірювання вмісту метану в шахтах проводяться стаціонарною апаратурою або переносними автоматичними приладами і переносними приладами епізодичної дії.

У шахтах III категорії за газами, над категорійних і небезпечних за раптовими викидами контроль концентрації метану переносними автоматичними приладами повинен здійснюватись у привибійних тупикових виробок; у місцях роботи людей у виробках з вихідним струменем повітря; біля виїмкових машин, якщо на виїмкових дільницях виділяється метан і машини не обладнанні вмонтованими автоматичними приладами контролю концентрації метану; на електровозах; біля бурових верстаків під час буріння свердловин; під час розкривання електроустаткування.

Переносні автоматичні прилади контролю вмісту метану повинні розташовуватись: у тупикових виробках – у верхній частині перерізу виробки в 3-5 м від вибою на протилежному від вентиляційному трубопроводу боці виробки в очисних виробках біля корпусу комбайну або врубової машини з боку вихідного струменя; у виробках з вихідним струменем повітря – біля покрівлі виробок у місцях роботи людей: біля бурових верстатів на відстані не більш 1 м від свердловини, що буриться, у напрямку руху вентиляційного струменя біля покрівлі виробки.

У шахтах III категорії за газом, над категорійних і небезпечних за раптовими викидами, контроль концентрації метану стаціонарною апаратурою повинен здійснюватись у при вибійних просторах тупикових виробок довжиною понад 10 м і у вихідних струменях при довжині виробки понад 50 м, якщо у виробках застосовується електроенергія і виділяється метан і біля ВМП з електричними двигунами при розробці пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, а також при розміщенні вентиляторів у виробках з вихідним струменем повітря з очисних або тупикових виробок; у вхідних до очисних виробок струменях у разі низхідного провітрювання, у разі послідовного провітрювання, а також у разі розробки пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, із застосуванням електроенергії незалежно від напрямку руху вентиляційного струменя в очисній виробці; у вихідних струменях очисних виробок, у яких застосовується електроенергія, та у вихідних струменях виїмкових дільниць незалежно від застосування електроенергії; у тупиках вентиляційних виробок, що погашаються услід за очисними вибоями; у місцях розміщення електроустаткування; у рудниковому нормальному виконанні й електроустаткуванню загального призначення; у виробках з вихідним струменем



повітря за межами виїмкових ділянок (до стволів), якщо в них є електроустаткування і кабелі; у вихідних струменях крил і шахт, небезпечних за раптовими викидами; біля змішувальних камер (змішувачів) газовідсмоктувальних установок; у камерах газовідсмоктувальних вентиляторів.

Датчики стаціонарної апаратури контролю вмісту метану повинні встановлюватись: у при виїмних просторах тупикових виробок – під покрівлею на відстані 3-5 м від вибою на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; для контролю шарових скупчень – в 20-30 м від тупикових виробок – під покрівлею на відстані 3-5 м від вибою тупикової виробки біля затяжок покрівлі на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; у вихідних струменях тупикових виробок – на відстані 10-20 м від устя виробки під покрівлею на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; біля пересувних підстанцій на відстані 10-15 м від підстанції в бік вибою під покрівлею на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; біля ВМП з електричними двигунами – на відстані не менш як 10 м від вентилятора з боку вибою тупикової виробки пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, та у 3-5 м перед ВМП з боку входу вентиляційного струменя за умови його встановлення у виробці, в яку поступає струмінь повітря із інших тупикових або очисних виробок; у вхідних струменях очисних виробок при низхідному провітрюванні – на відстані не більш ніж 5 м від лави у верхній частині перерізу виробки на боці, протилежному лаві. При висхідному провітрюванні очисних виробок на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу – між лавою та розподільним пунктом на відстані не більш як 50 м від лави; у вихідних струменях очисних виробок – у 10-20 м від очисного вибою на стінці, протилежній виходу із лави, посередині висоти виробки.

При спарених лавах зі спільним вихідним струменем повітря або при схемах провітрювання виїмкових ділянок з підсвижуванням вихідного вентиляційного струменя – в очисній виробці на відстані не більш як 15 м від виходу з неї; у вхідних струменях виїмкових ділянок – у 10-20 м від місця входу вхідного струменя на ділянку; у виробках з вихідним струменем повітря за межами виїмкових ділянок – у 10-20 м від сполучень їх з вентиляційними виробками ділянок і на відстані не більш як 10 м від сполучення її з вентиляційною виробкою найближчої до ЦНН ділянки за напрямком вентиляційного струменя; біля змішувальних камер (змішувачів) газовідсмоктувальних установок – у 15-20 м від вихідного отвору камери (змішувачів) за ходом вентиляційного струменя біля стінки виробки на боці розташування змішувальної камери

(змішувача); у камерах газовідсмоктувальних установок – біля покрівлі на газовідсмоктувальним вентилятором.

Стаціонарна автоматична апаратура контролююча вміст метану повинна вимикати електроенергію при установленні на концентрацію метану:

- у при вибійний просторах тупикових виробок – 2%;
- у вихідних струменях тупикових виробок 1%;
- у вихідних струменях очисних виробок і виїмкових дільниць – 1,3%;
- біля пересувних електричних підстанцій, що розміщуються в тупикових виробках – 1%;
- у вихідних струменях виїмкових дільниць і очисних виробок, а також перед ВМП з електродвигунами – 0,5%. Для попередження загазувань допускається настройка датчиків на відключення ВМП – 1% за умови, за умови, що зі всіх електроприймачів у тупиковій і очисній виробках при концентрації метану у вхідному струмені понад 0,5% буде автоматично зніматися напруга;
- у виробках з вихідним струменем повітря за межами виїмкової дільниці біля сполучень з вентиляційними виробками – 1%;
- у виробках з вихідним струменем повітря за межами виїмкових дільниць перед ЦПП – 1%;
- при контролі шарових та інших місцевих скупчень метану у гірничих виробках – 2%;
- біля змішувальних камер (змішувачів) газовідсмоктувальних установок – 1,3% у вентиляційних виробках виїмкових дільниць і 1% – у виробках за межами виїмкових дільниць;
- у камерах газовідсмоктувальних установок – 1%.

Автоматичний газовий захист (АГЗ і централізований телеконтроль змісту метану істотно підвищує оперативність і надійність контролю метану, є необхідними заходами при впровадженні на шахтах, небезпечних з газу прогресивних технологічних схем виїмки вугілля. Для здійснення АГЗ рекомендується застосовувати апаратуру комплексу «Метан».

Апаратура містить у собі наступні вироби: датчик метану термокаталітичеський ППІ-1 з виносним блоком чуттєвих елементів ДМВ, апарат сигналізації АС-8, апарат сигналізації АС-9, стійку приймачів телевимірювання СПІ-1.

### 2.8.6 План ліквідації аварій

План ліквідації аварій складається один раз на шість місяців і передбачає заходи, що забезпечують:

- рятування людей, що знаходяться в шахті під час аварії;
- ліквідацію аварії;
- попередження розвитку аварії.

Для зручності користування планом ліквідації аварій кожній виробці (групі виробок, надшахтній споруді) надається номер (позиція), який наноситься на схему вентиляції (план гірничих виробок). Нумерують позиції за напрямком руху вентиляційного струму, починаючи з поверхні. Виробки, що входять до однієї позиції, фарбуються на схемі вентиляції одним кольором.

Позиції оперативної частини плану ліквідації аварій (ПЛА) складаються на випадок:

- *пожежа* — на всі гірничі виробки шахти, надшахтні будівлі і споруди, при пожежі в яких продукти горіння можуть потрапити до шахти, будівлі підйомів, компресорної, вакуумнасосної;
- *вибух* — на всі гірничі виробки газових шахт, в яких знайдено метан при нормальному режимі провітрювання, а також виробки і споруди з інтенсивним пилоутворенням шахт, небезпечних за вибухами вугільного пилу, будівлі вакуумнасосної та компресорної, склади ВМ;
- *раптовий викид* — на всі очисні та підготовчі вибої, небезпечні за раптовими викидами вугілля, породи, газу;
- *прорив води* — на всі виробки і зони, небезпечні по прориву води;
- *гірничий удар* — на всі виробки і зони, небезпечні по гірничим ударам;
- *обрушення покрівлі* — на всі виробки шахти однією загальною позицією.

Плани ліквідації аварій з відповідними додатками мають знаходитися у гірничого диспетчера та в гірничорятувальному взводі, що обслуговує шахту. у начальників дільниць мають знаходитися правила поведінки робітників дільниці під час виникнення аварії. До екземпляру плану ліквідації аварій, що знаходиться у гірничого диспетчера, мають бути додані бланки спеціальних пропусків на спуск людей у шахту під час аварії. Список осіб та установ, що мають сповіщатися та викликатися у випадку аварії, має знаходитися на телефонній станції шахтоуправління.

Вивчення плану ліквідації аварій технічним наглядом шахти проводиться під керівництвом головного інженера до вводу плану в дію, при цьому інжене-

рно-технічними робітниками вивчаються також «Обов'язки посадових осіб, що беруть участь в ліквідації аварій». Ознайомлення робочих з правилами поведінки під час виникнення аварій та запасними виходами здійснює начальник дільниці при надходженні робочого на шахту і надалі один раз у півроку перед вводом плану ліквідації аварій в дію, а також при його коректуванні в частині, що стосується даної дільниці.

Форма позиції і примірна схема складання оперативної частини плану ліквідації аварій надана нижче.

Таблиця 2.22 – Оперативна частина плану ліквідації аварії

№ п/п	Заходи щодо порятунку людей і ліквідації аварії	<u>Відповідальний за виконання</u> Виконавці
1	Викликати взвод ДВГРС Забезпечити прибуття на шахту 3 відділень ДВГРС, автомобілів с технікою гасіння пожеж водою та піною	<u>Гірничий диспетчер</u> Телефоністка <u>Командир взводу</u> Черговий у телефону ВГРЧ
2	Забезпечити нормальну роботу вентиляторів головного провітрювання	<u>Головний механік</u> Гірничий диспетчер, черговий слюсар ЕМО
3	Відключити електроенергію на крилі шахти	<u>Головний енергетик</u> Черговий поверхневої підстанції
4	Сповістити про аварію системою ІГАС-3 і телефонами і вивести всіх людей із шахти	<u>Гірничий диспетчер</u> Змінний ІТР ділянок, члени ВГР
5	Направити членів ВГР східної лави № 1 та західної лави №1 з респіраторами і засобами пожежогасіння з пунктів ВГР у східну лаву № 1 для ліквідації пожежі і порятунку людей до прибуття відділень ВГРЧ	<u>Гірничий диспетчер</u> Начальник ВГР, члени ВГР
6	Забезпечити подачу води по повітряподаючому стовбуру, вентиляційному квершлагу, польовому вентиляційному штреку, східному уклону № 2 в лаву	<u>Головний механік</u> Черговий слюсар
7	Доставити пожежний потяг на сполучення польового вентиляційного штреку та східного уклону № 2	<u>Начальник ВШТ</u> Машиніст електровозу, член ВГР ВШТ
8	Направити: 1-є відділення ВГРЧ на сполучення східного уклону №1 з лавою для порятунку людей; 2-є відділення ВГРЧ на сполучення східного уклону №2 з лавою для ліквідації пожежі; 3-є відділення ВГРЧ по розсуду відповідального керівника робіт з ліквідації аварії на порятунок людей, надання першої медичної допомоги потерпілим у залежності від обстановки;	Головний інженер <u>(гірничий диспетчер)</u> Командир ВГРО
9	Викликати машини «швидкої допомоги» і реанімаційні	<u>Гірничий диспетчер</u> Телефоністка

## 2.9 Охорона навколишнього середовища

### 2.9.1 Охорона атмосфери

На шахті Суходольська-Східна ВАТ Краснодонвугілля типовими забруднювачами навколишнього середовища є породні відвали, вихідний струмінь повітря шахти, котельна, яка використовує в якості палива вугілля. Основним джерелом забруднення навколишнього середовища є котельна і кузня. Тому розрахуємо максимальні концентрації шкідливих речовин, які викидаються ними в атмосферу.

Відповідно з цим проводимо розрахунок шкідливих речовин у приземному шарі атмосфери. Кількість викидів шкідливих речовин в атмосферу з джерела представлена в таблиці 2.23.

Таблиця 2.23 – Викиди шкідливих речовин в атмосферу

Шкідливі речовини	Труба кузні, г/с	Труба котельні, г/с
Окис вуглецю ( $CO$ )	0,60961	4,487
Діоксид сірки ( $SO_2$ )	0,066176	4,437
Діоксид азоту ( $NO_2$ )	0,0038	0,6082

Розрахуємо максимальне значення концентрації викиду шкідливих речовин для кожного джерела:

Максимально можлива фактична концентрація речовини в повітрі для кожного джерела забруднення при несприятливих метеорологічних умовах дорівнює:

$$C_m = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n \cdot \eta}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}}, \quad (2.169)$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери (приймається для розташованих в Україні джерел висотою менш 200 м у зоні південніше  $50^\circ$  північної широти рівним 200);

$M$  – маса шкідливої речовини, що викидається в атмосферу в одиницю часу;

$F$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі (приймається рівним для газів  $F=1$ , для пилю при відсутності очищення  $F=3$ );

$m$  і  $n$  – коефіцієнти, що враховують умови виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду;

$H$  – висота джерела викиду над рівнем землі, м;

$\eta$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості, у випадку рівної або слабопересіченої місцевості з перепадом висот не перевищуючим 50 м на 1 км  $\eta=1$ ;

$\Delta T$  – різниця між температурою викидаємої газоповітряної суміші і температурою навколишнього атмосферного повітря, °С;

$V_1$  – витрата газоповітряної суміші, м<sup>3</sup>/с.

Витрату газоповітряної суміші визначають по формулі

$$V_1 = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot \omega_0}{4}, \quad (2.170)$$

де  $D$  – діаметр устя джерела викиду,  $D=1,2$  м;

$\omega_0$  – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду, м/с.

Значення коефіцієнтів  $m$  і  $n$  визначаються залежно від параметрів  $f$ ,  $V_m$ ,  $V_m^1$  і  $f_e$ :

$$f = 1000 \frac{\omega_0^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}; \quad (2.171)$$

$$V_m = 0,653 \sqrt{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}; \quad (2.172)$$

$$V_m^1 = 1,3 \frac{\omega_0 \cdot D}{H}; \quad (2.173)$$

$$f_e = 800 \cdot (V_m^1)^3. \quad (2.174)$$

Коефіцієнт  $m$  при  $f < 100$  визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1\sqrt{f} + 0,34\sqrt[3]{f}}. \quad (2.175)$$

Коефіцієнт  $n$  при  $f < 100$  й  $0,5 \leq V_m < 2$  визначається по формулі:

$$n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13V_m + 3,13. \quad (2.176)$$

Визначимо максимальне значення концентрації шкідливих речовин при викиді із циліндричного джерела (труби) котельні, яка розташована на пром-майданчику шахти. Котельня має одну трубу  $d=1,2$  м та висотою  $H=40$  м. Середня швидкість та температура виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду складає  $5,2$  м/с при температурі  $115^\circ\text{C}$ .

$$V_1 = \frac{3,14 \cdot 1,2^2 \cdot 5,2}{4} = 5,8 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$f = 1000 \frac{5,2^2 \cdot 1,2}{40^2 \cdot 88} = 0,23;$$

$$V_m = 0,65 \sqrt[3]{\frac{5,8 \cdot 88}{40}} = 1,53 \text{ м/с};$$

$$V_m^1 = 1,3 \frac{5,2 \cdot 1,2}{40} = 0,2 \text{ м/с};$$

$$f_e = 800 \cdot (0,2)^3 = 6,4.$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1\sqrt{0,23} + 0,34\sqrt[3]{0,23}} = 1,08.$$

$$n = 0,532 \cdot 1,53^2 - 2,13 \cdot 1,53 + 3,13 = 1,12.$$

Максимальна концентрація шкідливих речовин в атмосфері дорівнює:

$$C_{\text{мCO}} = \frac{200 \cdot 4,487 \cdot 1 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,085 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК=5,0 мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{мSO}_2} = \frac{200 \cdot 4,437 \cdot 1 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,084 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК=0,5 мг/м}^3\text{)};;$$

$$C_{\text{м}NO_2} = \frac{200 \cdot 0,6082 \cdot 1 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,011 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,085 \text{ мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{пилу}} = \frac{200 \cdot 0,459 \cdot 3 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,026 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,3 \text{ мг/м}^3\text{)}$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.24.

Таблиця 2.24 – Результати розрахунків викидів шкідливих речовин з труби котельні

Шкідливі речовини	$F$	$T, C$	$n$	$m$	$H, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$\Delta T, C$	$\omega, \text{ м/с}$	$V, \text{ м/с}$	$f$	$V_m, \text{ м/с}$	$V_m^1, \text{ м/с}$	$f_e$	$C_m$	ПДК
$CO$	1	114	2,07	1,08	40	1,5	88	4,1	5,88	0,23	1,53	0,2	6,4	0,085	5,0
$NO_2$	1													0,011	0,085
$SO_2$	1													0,084	0,5
Пил	3													0,026	0,3

Після проведеного розрахунку кількості викидів шкідливих речовин в атмосферу від котельні, можна зробити висновок, що кількість усіх викидів шкідливих речовин знаходяться у межах норми.

Розрахунок по іншим джерелам робимо аналогічно. Усі розрахунки зводимо таблицю 2.25.

Таблиця 2.25 – Результати розрахунків викидів шкідливих речовин з труби кузні

Шкідливі речовини	$F$	$T, C$	$n$	$m$	$H, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$\Delta T, C$	$\omega, \text{ м/с}$	$V, \text{ м/с}$	$f$	$V_m, \text{ м/с}$	$V_m^1, \text{ м/с}$	$f_e$	$C_m$	ПДК
$CO$	1	97	1,12	1,18	8,0	0,3	70	1,25	0,08	0,1	0,58	0,06	0,17	2,62	5,0
$NO_2$	1													0,02	0,085
$SO_2$	1													0,28	0,5
Пил	3													0,27	0,3

За таблицею 2.25 можна зробити висновок, що кількість усіх викидів шкідливих речовин, які викидаються з труби кузні, знаходяться у межах норми та не потребують інших додаткових засобів очистки.



### 2.9.2 Охорона гідросфери

Шахтні води мають гідрокарбонатно-сульфатний та сульфатно-гідрокарбонатно-натрієвий склад з мінералізацією від 0,48 до 2,2 г/дм<sup>3</sup>.

Приток шахтних вод складає 8917 тис.м<sup>3</sup>/рік.

Шахтні води відкачуються у відстійник. Освітлені води поступають на фільтри для кінцевої очистки.

Очищена вода відводиться трубопроводом в резервуар запасу води для контакту з хлором, а потім обеззаражена вода відводиться по колектору у відстійник-освітлювач і скидається у річку.

Ефективність очистки достатньо стабільна і складає 60-70 %.

Якісна характеристика складу шахтних стічних вод представлена в табл. 2.26.

Таблиця 2.26 – Якісна характеристика складу шахтних стічних вод

Показники	Концентрація забрудненої речовини, мг/л		
	до очищення	після очищення	допуск
Зважені речовини	24,5	8,0	10
Мінералізація	2700	900	1800
Сульфати	195	58,5	190
Хлориди	335	68,0	290
Фосфати	7,8	2,4	2,8

Згідно табл. 2.26 можна зробити висновок, що усі забруднюючі речовини шахтних стічних вод не перевищують допустимої межі. Таким чином додаткових заходів по покращенню якості очищених шахтних стічних вод не потрібно.

### 2.9.3 Охорона літосфери

На території шахти існує один недіючий відвал.

Відвал є не горючим і не діючим, висотою 54 м, об'ємом 1542750 м<sup>3</sup> (2623000 т), площею 4 га (40000 м<sup>2</sup>).

Для ефективної охорони літосфери пропонується проводити розробку усіх породних відвалів по методиці ВНДІОСвугілля.

Породи відвалу шахти можна використовувати в якості вихідної сировини у виробництві будівельних матеріалів, а також як баласт при будівництві автошляхів.

За рік на баласт при будівництві автошляхів використовується 200000 т породи; на виготовлення шлакоблоку – 22000 т породи; на виготовлення цементу – 46000 т породи. Річний видобуток складе 268 тис. т. Строк розробки відвалу складе 10 років.

Після завершення розробки відвалу необхідно провести рекультивацію земель у два етапи: гірничотехнічний та біологічний.

Після відновлення родючості земель вони можуть бути використані у сільсько-господарському напрямку та для створення дачних та садово-огородних товариств, а також паркових та рекреаційних зон відпочинку.

## 2.10 Заходи цивільної оборони

Згідно з постановою Кабінету міністрів України №1198 «Про єдину державну систему запобігання і реагування на надзвичайні ситуації техногенного та природного характеру» з метою своєчасного проведення роботи, пов'язаної із запобіганням і реагуванням на надзвичайні ситуації на шахті організовано службу цивільної оборони.

Основними завданнями цієї служби є:

- забезпечення реалізації заходів щодо запобігання виникнення надзвичайних ситуацій;
- навчання населення поведженню і діям у випадку виникнення надзвичайної ситуації;
- виконання цільових і науково-технічних програм, спрямованих на запобігання надзвичайних ситуацій;
- прогнозування і оцінка соціально-економічних наслідків надзвичайних ситуацій, визначення на основі прогнозу потреби в силах, засобах, матеріальних і фінансових ресурсах;
- створення, раціональне збереження і використання резервів матеріальних і фінансових ресурсів, необхідних для запобігання і реагування на надзвичайні ситуації;

- оповіщення населення про погрозу і виникнення надзвичайних ситуацій, своєчасне і достовірне його інформування про фактичну обстановку і вжиті заходи;
- захист населення у випадку виникнення надзвичайних ситуацій;
- проведення рятувальних і інших невідкладних робіт з ліквідації надзвичайних ситуацій, організація життєзабезпечення постраждалого населення;
- зм'якшення можливих наслідків надзвичайних ситуацій у випадку їхнього виникнення;
- здійснення заходів щодо соціального захисту постраждалого населення, проведення гуманітарних акцій;
- реалізація визначених законодавством прав у сфері захисту населення від наслідків надзвичайних ситуацій, у тому числі осіб (чи їхніх родин), що брали безпосередню участь у ліквідації цих ситуацій.

Основними засобами забезпечення захисту громадян є:

- укриття у захисних спорудах;
- використання індивідуальних засобів захисту;
- евакуація громадян.

Для захисту робітників, що працюють на поверхні шахти, на промисловому майданчику шахти передбачено відокремлену захисну споруду третього класу на 1200 чоловік, обладнану необхідним устаткуванням і системою життєзабезпечення людей, що переховуються. Вона включає запірні устрої для герметизації укриття, систему фільтровентиляції, медичний пункт і таке інше.

Для захисту підземних робітників у рудниковому дворі горизонту 915 м пристосовується під захисну споруду гірнична виробка на 1500 чоловік. Виробка відокремлюється від вентиляційної мережі шахти за допомогою восьми герметичних вузлів. Об'єм повітря, що міститься в споруді, забезпечує життєдіяльність персоналу протягом 84 годин.

Для захисту робітників, що обслуговують поверхневий комплекс блоку №3.3, цим проектом передбачене будівництво відокремленої захисної споруди місткістю 150 чоловік (у тому числі 50 жінок).

Відповідно до встановленої місткості в сховищі передбачені:

- приміщення для людей, що переховуються;
- санітарний пост;
- вхід та аварійний вихід;
- однокамерний тамбур-шлюз при вході;
- фільтровентиляційне приміщення;
- приміщення для продовольства;
- роздільні санвузли.

Приймаємо двохярусне розташування нар. Норму площі приміщення основного призначення приймаємо 0,5 м на одну людину, що переховується. Отже, площа цього приміщення становить:

$$0,5 \times 150 = 75 \text{ м}^2.$$

Згідно до норм плануємо один санітарний пост площею 2 м<sup>2</sup>, який розташовується в приміщенні основного призначення.

Кількість входів до сховища прийнята рівною 1 з шириною дверного полотна 0,8 м. При вході передбачений тамбур-шлюз площею 8 м<sup>2</sup> із захисно-герметичними дверима.

Крім того, передбачений аварійний вихід у вигляді вертикальної шахти, ще сполучається зі сховищем тунелем розміром 0,9×1,3 м, обладнаний захисно-герметичними віконцями.

Система вентиляції передбачена по режиму фільтровентиляції. Необхідна кількість повітря становить:

$$2 \times 150 = 300 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Отже, необхідна кількість протипилових фільтрів типу ФП100 становить:

$$300/100 = 3.$$

Фільтри можуть бути з'єднані в одну колонку. Необхідна площа фільтровентиляційного приміщення становить 6 м<sup>2</sup>.

За нормами, потрібна площа складу для продовольства становить  $5 \text{ м}^2$ .

Для жінок в санітарному вузлі передбачаємо 1 унітаз:

$$50/75 = 1.$$

Для чоловіків передбачаємо 1 унітаз та 1 пісуар (1 комплект):

$$100/150 = 1.$$

У жіночому та чоловічому санвузлах передбачені по одному умивальнику.

Загалом передбачено 5 приладів, для розташування яких необхідна площа:

$$1,5 \times 5 = 7,5 \text{ м}^2.$$

Внутрішній об'єм сховища має становити не менше  $1,5 \text{ м}^3$  на одну людину, що переховується:

$$1,5 \times 150 = 225 \text{ м}^3.$$

Площа всіх приміщень в зоні герметизації складає:

$$75 + 2 + 8 + 6 + 5 + 7,5 = 103,5 \text{ м}^2.$$

Висота сховища:

$$225/103,5 = 2,17 \text{ м}, \text{ що в межах норми (2,15-2,9 м за ДБНВ 2.2.5-97).}$$

Плановане рішення сховища показане на рис. 2.15.

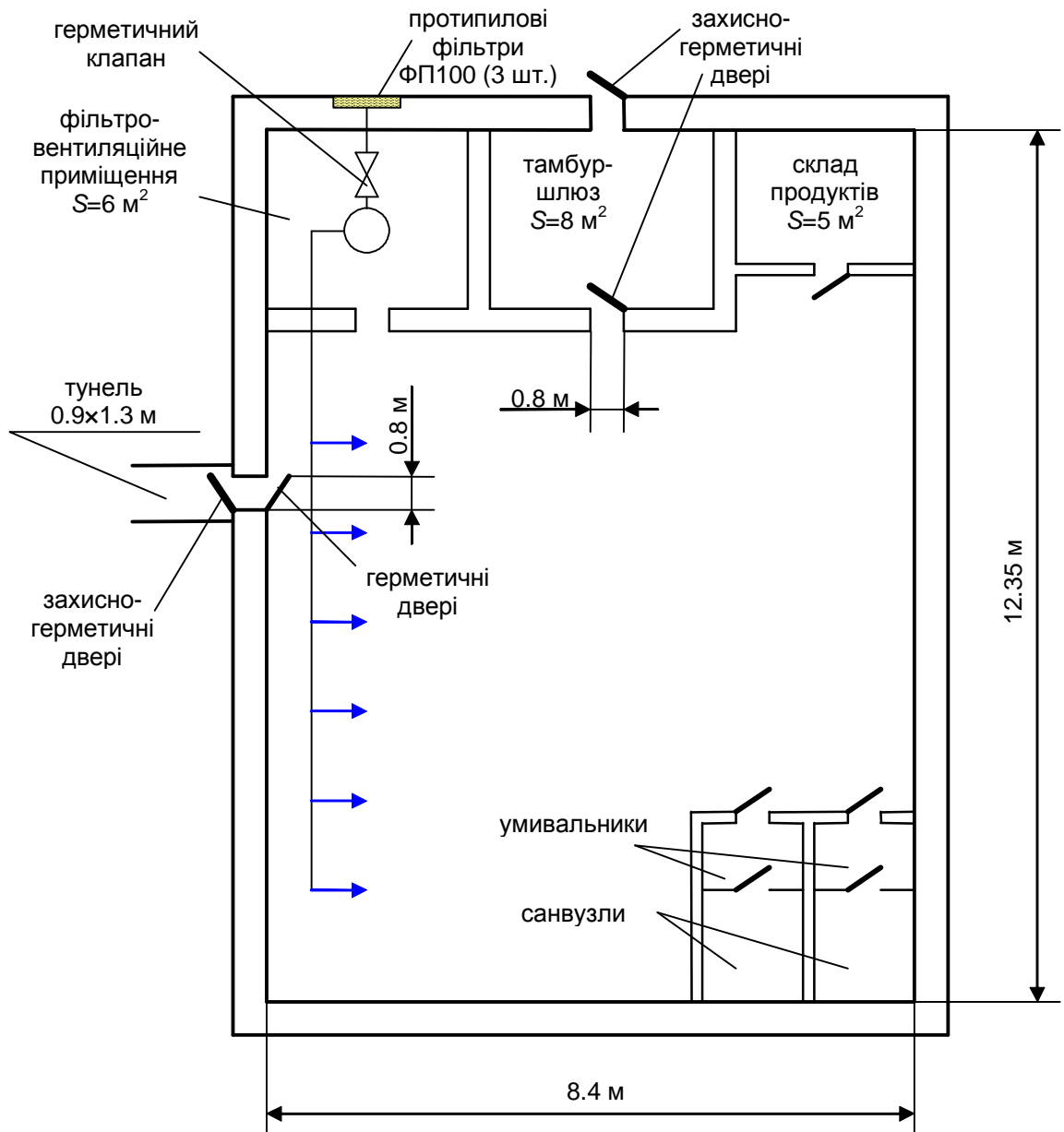


Рисунок 2.15 – Схема захисної споруди

3. Основна частина проекту: «Розробка ефективних заходів щодо протидії здиманню порід підшоши підготовчої виробки»

### 3.1 Актуальність питання

Заходи щодо боротьби з підняттям підшоши можна розділити на:

– заходи щодо запобігання підняття підшоши або зниженню до припустимого мінімуму його шкідливих проявів;

– заходи по ліквідації наслідків підняття.

З числа останніх на шахтах застосовують:

– підривку підшоши без перекріплення виробки;

– підривку підшоши з заміною кріплення;

– проведення паралельного штреку замість штреку, що вибув з дії.

При використанні зазначених мір, процес підняття, як правило, не припиняється, тому дуже часто їх необхідно застосовувати неодноразово. Їх використання пов'язано із збільшенням об'єму породи, що видається на поверхню, витратами матеріалів та великої кількості робітників на ремонті та перекріпленні. Тому виникає потреба детальної розробки ефективних та економічно-вигідних заходів, щодо запобігання підняття.

Розробка нових заходів щодо боротьби з підняттям і визначення області застосування раніше розроблених заходів, повинні базуватися на якомога більш повному пізнанні закономірностей процесу підняття підшоши, детальному вивченні його механізму, інженерно-геологічних властивостей порід, а також характеру змінювання цих властивостей протягом процесу.

У основі більшості засобів боротьби з підняттям гірських порід лежать сучасні уявлення о фізико-механічній сутності процесу підняття, що зводяться до того, що первинною причиною є змінення напруженого стану гірських порід. Зміщення порід у порожньому масиві (гірнична виробка) являє собою видавлення пластичного матеріалу.

Вважається, що після проведення виробки сталі властивості порід значно змінюються. Особливо для порід підшоши пласта характерно:

1) надбання ними пластичних властивостей під впливом гірничого тиску, який збільшується, особливо під впливом очисних робіт;

2) зменшення сили зчеплення частини порід (у першу чергу глинястих) під впливом води і вологості повітря.

Інші фактори, які впливають на величину та інтенсивність підняття (набухання глин, хімічні реакції, тиск газів, тощо) мають другорядне значення.

Особливе місце займають гірничо-геологічні і гірничотехнічні фактори, які спрямовано або посередньо впливають на величину гірничого тиску і стійки властивості порід: мінеральний склад і потужність порід підняття, природна вологість порід підосви і обводнення виробки, гідростатичний тиск, глибина робіт, літологічні порушення, форма і розміри виробки, схема розкриття і порядок відробки шахтного поля, параметри системи розробки, наявність сусідніх виробок системи осушення, конструкція і міцність кріплення, а також інтенсивність і ступінь вивітрювання порід.

Багато дослідників, виходячи з того, що величини та інтенсивність підняття залежить від напруженого стану і стійких властивостей порід підняття, підрозділяють заходи, щодо боротьби з підняттям на такі групи:

1) заходи, що пов'язані з послабленням напруженого стану порід, які оточують виробку і зменшують тиск їх на кріплення (розташування виробки за межами порід підняття; вибір конструкції, стійких розмірів і величини податливості кріплення; вибір методу проведення підготовчих виробок по пласту; усунення негативного впливу сусідніх виробок);

2) заходи, які дозволяють зберегти природну міцність порід, які оточують виробку (осушення шахтних полів, організація на шахтах надійної системи водовідливу і правильна її експлуатація; осушення виробок, влаштування дренажних каналів та відкачка води з виробок, що затоплені; ізоляція бокових порід від впливу шахтних вод і вологості повітря шляхом улаштування цілковито водостійкого кріплення, застосування піскової засипки, обприскування або змазування поверхні порід хімічними речовинами;



3) заходи, що пов'язані з підвищенням міцності порід, що оточують виробку (кріплення підосви гірничих виробок штангами; боротьба з підняттям вибуховим способом; електричний спосіб закріплення глин; хімічні та електрохімічні способи закріплення глин).

На даний час на шахтах найбільш поширена для боротьби с підняттям підосви підриття порід підосви, яке дозволяє на деякий час повернути виробку до діючого стану, але призупиняє роботу очисних вибоїв. Таким чином, це приводить до зниження видобутку вугілля та збільшення витрат на підтримку виробок. Також періодичне підривання підосви на великих глибинах призводить до порушення рівноважного стану порід підосви за рахунок зменшення опору на фронті руйнувань, забезпечення доступу води із розташованих нижче пластів, порушення рівноваги порід з боків виробки. Тому, при підриванні порід підосви частина стійок арочного кріплення лишається без належної опори на підосву, оскільки під ними порода вибирається і вони практично «зависають» на 100-200 мм над підосвою. Це рівносильне розкріпленню виробки, зменшенню опору кріплення в покрівлі та боках до нуля і провокації завалів із-за можливих динамічних дій при обваленні порід. Практика підтримки виробок в умовах періодичних підривань підосви показує, що вже 2-3 підривання, зазвичай, призводять до необхідності перекріплення виробки.

### 3.2 Аналіз фактичного стану підготовчих виробок на шахтах

На досягнутій глибині розробки (600-700 м) при бокових породах середньої міцності спостерігаються такі явища:

1) опорний тиск, що випереджає лаву, утворює систему розломів, що розповсюджується в обидві сторони від виробки на 15-20 м. З боку вугільного масиву ці розломи орієнтовані під кутом 25-35° до виробки. У підосві здійснюється розшарування порід;

2) при вийманні вугілля у першій лаві монолітний блок порід покрівлі опускається вертикально, як одне ціле, причому він розгортається приблизно на 20°;

3) водночас здійснюється видавлювання вугілля у порожнину виробки, від чого у покрівлі пласта утворюються розломи з тріщинами. Породні блоки, які розчленовуються цими розломами, зміщаються відносно один одного. Утворюються зони сколювання з *S*-подібними вторинними розломами;

4) у породах підшви утворюються тріщини скидів;

5) підшва виробки вже сильно послаблена розшаруванням порід, під дією насуву руйнується;

6) по формі шарів можна робити висновок, що найбільш сильно руйнуються породи з боку вугільного масиву;

7) з боку підшви кріплення не чинить опір, тому породні шари під виробкою зазнають зминання на велику глибину.

Підняття порід підшви у виробці є результатом зминання і утворення складок у породних шарах підшви. Перші підняття шарів підшви спричиняються паралельним нашаруванню тиском. Потім, зім'яті у складку і розвантажені від горизонтальних напружень, породні шари починають видавлюватися у виробку під дією вертикального тиску. При цьому зминання шарів і величина складок збільшується. Наявність води знижує тертя на поверхні контакту шарів і плоскості тріщин і зменшує, таким чином, опір шарів зім'яттю у складки. Особливо сильно складкоутворення і підняття складок спостерігається при наявності у підшві порід пониженої міцності ( $f = 3-4$ ). У таких умовах породами підшви, що видавлюються, може бути заповнено увесь поперечний переріз виробки.

Отже, виробки на шахті знаходяться у дуже незадовільному стані. У обстежених виробках (до 65 %) їх стан показує, що у 35-40 % випадків ремонтні роботи пов'язані з підривкою порід підшви. Підривка підшви виконується вручну, без застосування механізмів. У зв'язку з цим необхідно розробити більш ефективні заходи щодо боротьби з підняттям підшви у підготовчих виробках.

### 3.3 Існуючі способи боротьби зі здиманням підошви в підготовчих виробках

Заходи для запобігання здимання або зниження до припустимого мінімуму його шкідливих проявів до них відносяться: зниження напружень у породах, що оточують виробку, та зміцнення порід. Зниження напружень досягається: розташуванням виробки в зонах з мінімальними напруженнями; вибором способу охорони виробки; штучним зниженням напружень в масиві. Зміцнення порід досягається: зведенням кріплення (кільцевого, із замкнутим зворотним зводом, кріпленням посилення в пластових виїмкових виробках); зміцненням порід штучним способом; огороження порід з метою збереження їхніх природних властивостей. Схеми зміцнення порід такі: анкерами; цементуванням; шляхом використання сили вибуху; хімічними матеріалами.

### 3.4 Анкерне кріплення

Робота анкерного кріплення при проявленні підняття підошви характеризується наступними ознаками:

- 1) шари малостійких порід «пришиваються» до порідних шарів, розташованих нижче;
- 2) декілька порідних шарів, що скріплюються між собою протидіють згинаючому моменту сил, як єдина складова балка, яка має значно більший граничний опір на вигін, ніж сума опорів окремих шарів;
- 3) «зшита» анкерами товща порід краще протидіє тангенціальним напруженням, що виникають у ній.

Дослідження роботи анкерного кріплення у підошві виробки підтвердили правомірність цих теоретичних передумов. Але випробування у різних гірничо-геологічних умовах (у Донецькому, Підмосковному та Карагандинському басейнах) дають різні результати. Позитивний ефект застосування анкерного кріплення був отриманий лише у сприятливих гірничо-геологічних умовах, у нестійких породах невеликої потужності, при наявності міцних порід підошви у яких можна закріпити замки анкерів, при незначному впливі очисних робіт. У

більшості випадків застосування анкерного кріплення приводило к зниженню швидкості підняття підосви у 1,5-2,0 рази лише у початковий період після його устанавлення внаслідок чого строк першочергової підриванню підосви відсочувався, а надалі закріплені та не закріплені анкерами ділянки порід поводили себе однаково, причому анкерне кріплення заважало роботі по підриванню підосви у виробці.

У гірничо-геологічних умовах Донбасу при роботі на великих глибинах і при наявності у підосві пласта потужних нестійких порід, застосування анкерного кріплення є неефективним, підняття підосви майже не зменшується у зрівнянні з незакріпленими ділянками і відбувається з такою ж швидкістю.

### 3.5 Активне розвантаження з подальшим зміцненням

Цей спосіб призначений для запобігання підняттю підосви внаслідок втручання у природний деформаційний процес і спрямований на усунення подовжнього поперечного вигинання і подальшого видавлювання порід у виробку. Розвантаження порід у підосві виробки здійснюється вибухом шпурових зарядів ВР, які розраховані на утворення зони інтенсивної тріщинуватості. Це дозволяє зняти підвищені напруження і забезпечує проникнення зміцнювального розчину в утворені тріщини. Після виконання зазначених робіт у підосві виробки утворюється захищена товща зміцнених порід, несуща здібність якої досягає від  $2 \cdot 10^3$  Н на  $1 \text{ м}^3$  до  $6 \cdot 10^3$  Н на  $1 \text{ м}^3$  підосви виробки. Кількість шпурів для розвантаження визначається міцністю порід і приймається для міцних порід на  $1 \text{ м}^2$  площини виробки – 1 шпур; для слабких і середньої міцності порід – 0,8 шпурів. Глибина шпуру визначається необхідною товщиною захисної товщі, яка повинна виходити за контур виробки. Для цього бокові шпури буряться під кутом  $55-60^\circ$  до горизонтальної плоскості, центральні шпури мають довжину на 20-25% більше товщини захисного шару. Після проведення розвантаження починається виробництво робіт по зміцненню підосви. Для цього бурять і обладнують ін'єкційні свердловини, у які нагнітають скріплюючи розчини. Кількість ін'єкційних свердловин приймають у межах 75% від числа шпурів для

утворення зони інтенсивної тріщинуватості. Роботи по зміцненню для виключення завад прохідницькими роботами проводяться на відстані 10-20 м і більше від вибою виробки. Питома вартість цього способу на 1 м довжини виробки у середньому дорівнює 300-350 грн. Застосування цього способу підвищує стійкість виробки, ліквідує підняття підшви виробки без суттєвого ремонту і перекріплення. Цей спосіб має великі перспективи для подальшого ефективного застосування.

### 3.6 Зміцнення вибухом

Цей спосіб передбачає одночасне виконання робіт по розвантаженню породного масиву і його зміцненню. Сутність способу полягає у тому, що на ділянці охорони виробки бурять шпури, кількість і глибина яких визначається згідно рекомендацій по способу активного розвантаження. Шпури заповнюються ампулами із зміцнювальним розчином і зарядом ВР. При вибуху зарядів здійснюється розпушування контурного масиву по довжині шпуру, руйнування оболонки ампул і проникнення зміцнювального розчину в утворені у породному масиві тріщини. Промислові дослідження способу, показують, що найкращі результати у наданих умовах досягаються при глибині розвантажувальних шпурів 2 м, відстань між ними по ширині виробки 0,8 м, між рядами 0,5 м. У шпурах розміщаються дві ампули з пінополіуретаном і один патрон ВР. Додаткові витрати праці на проведення 1 м виробки дорівнює 0,5 чол./змін, що вартує до 200-300 грн. При застосування способу зміцнення порід вибухом їх зміщення не перевищують 60 мм.

Спосіб ефективний у породах слабкої і середньої стійкості, у яких при вибуху утворюються велика зона тріщинуватості. В еластичних породах його ефект не дуже сильний. Вартість цього способу з урахуванням застосування зміцнювального складу (пінополіуретану) у теперішній час достатньо висока і складає до 4000-5500 грн. на 1 м виробки, що ускладнює його застосування.

### 3.7 Проведення виробок збільшеним перерізом

Спосіб застосовують для збереження проектних розмірів виробки після закінчення процесу зміщень породного контуру. Він передбачає боротьбу з підняттям і можливий тільки при податливому постійному кріпленні. Використання розрахункового перерізу у зрівнянні з перерізом дає загальну оцінку необхідності збільшення початкового перерізу, що дозволяє оцінити очікувані при цьому початкові витрати, які пов'язані з збільшенням об'єму породи, що виймається.

З урахуванням нерівномірності зміщень особливо у початковий період підтримування виробки. Спосіб не виключає ремонтні роботи, які пов'язані з можливою деформацією кріплення, яка може бути пов'язана і викликана нерівномірністю зміщень порід по периметру виробки. Застосування цього способу викликає збільшення об'єму породи, що виймається, збільшення об'єму матеріалів і витрат на них, тощо. Вартість цього способу достатньо велика, що робить його застосування не раціональним і економічно не вигідним.

### 3.8 Вибухощілинне розвантаження породного масиву

Сутність способу полягає у штучному утворенні навколо виробки у законтурному породному масиві податливих порожнин, які утворюються вибухом серії шпурів одночасно (у передостанній серії затримання), з вибійними шпурами при проведенні виробки з застосуванням БВР. При проведенні виробки прохідницькими комбайнами буріння і вибух шпурів здійснюється з відставанням від вибою на 10-20 м, за спеціально складеним паспортом БВР.

Спосіб знижує діючи на контурі виробки напруження, прискорює процес утворення зони непружних деформацій, забезпечує практичну можливість керування цим процесом.

Дослідження способу на моделях з еквівалентних матеріалів показують, що застосування способу зменшує напруження у підшві виробки в середньому у 2,5-4 рази, сприяє перенесенню максимальних напружень у глиб масиву і знижує величину підняття у 2,5-3 рази.

### 3.9 Використання жорстких та гнучких стяжок для підвищення стійкості гірничих виробок

Аналіз досвіду роботи глибоких шахт Донбасу показує, що в умовах слабких вміщуючих порід значна частина підготовчих виробок постійно знаходиться в незадовільному стані багато в чому через інтенсивне здимання порід підшоши.

Здимання порід – це один з найбільш поширених видів проявів гірського тиску, величина якого залежить від великого числа гірничо-геологічних і гірничотехнічних факторів, найважливішими з яких являються: межі міцності порід на стиснення, розтягнення і зрушення, а також гранулометричний склад, щільність, пористість, вологість, система розробки, спосіб охорони виробок та ін.

При заляганні в ґрунті пласта глинистих і піщано-глинистих сланців здимання відбувається в результаті пластичних деформацій порід, видавлених під впливом опорного тиску, в результаті ущільнення порід, при зволоженні (набуханні) ґрунту і внаслідок хімічних реакцій. При відносно міцних породах ґрунту їх здимання відбувається у вигляді складкоутворення з крихким руйнуванням породи у вершині складки і утворенням поздовжніх розломів по центру і з боків виробки.

Одним з різновидів шкідливих проявів гірничого тиску в підготовчих виробках є проколювання порід ґрунту ніжками кріплення та істотна втрата внаслідок цього поперечного перерізу виробки. Проколювання ґрунту ніжкою кріплення відбувається внаслідок малої площі опори ніжки із спецпрофілю і недостатньої ефективності застосовуваних поперечних планок і дерев'яних підкладок. Комплекти кріплення в зоні опорного тиску лави схильні підвищеним вертикальним і бічним навантаженням, що призводить до зсувів ніжок і вдавлюванням їх в слабкі породи ґрунту. Внаслідок цього відбувається інтенсивне підняття порід ґрунту в порожнину вироблення на особливо важливій технологічній ділянці виробки – сполученні її з лавою. Ведення робіт по підривання ґрунту на сполученні з лавою, що виконуються в основному вручну, значно ускладнює загальну технологію робіт на виїмковій дільниці.

Способи запобігання здимання в підготовчих виробках, які в даний час застосовуються діляться на заходи щодо зниження до допустимого мінімуму шкідливих проявів здимання і заходи по ліквідації наслідків здимання.

До першої групи належать способи розвантаження масиву, що оточує виробку, з використанням захисної дії; штучне створення зони непружних деформацій порід навколо виробки; застосування вибухо-щілинного способу розвантаження ґрунту, застосування спарених вузьких бутових смуг безпосередньо з боків виїмкових виробок; спосіб розвантаження ґрунту пластових виробок свердловинами; створення розвантажувальної щілини у підшві виробки та інші. Однак застосування більшості з цих заходів пов'язані із значними матеріальними витратами та їх використання можливе в певних гірничо-геологічних умовах.

До другої групи належать способи активного розвантаження і подальшого зміцнення порід ґрунту; анкерування порід ґрунту; застосування податливих і жорстких кільцевих кріплень або кріплень із зворотним зводом; застосування в зоні опорного гірничого та за очисним вибоєм тимчасових підсилюючих кріплень із спецпрофілем зі збірними лежнями.

Відомі способи підвищення стійкості і несучої здатності кріплення підземних гірничих виробок шляхом застосування шпренгельних тяг. Відоме, наприклад, шпренгельне кріплення, в якому верхняк із звичайної залізобетонної стійки додатково забезпечений шпренгельною упряжжю, що складається з двох металевих тяг, які мають нарізки на кінцях під гайки, і двох прокладок. Обома тягами охоплюють залізобетонну стійку і прокладки і при затягуванні гайок з торців стійки в ній створюють попереднє напруження стиснення, тим самим підвищуючи несучу здатність верхняка, довівши його опір вигину до рівня двотаврової балки аналогічної висоти.

Додаткова стяжка цього кріплення забезпечує управління зусиллями в верхняку, але таке кріплення не дозволяє запобігати зсуву порід підшви виробки. Крім того, недоліком такої конструкції кріплення є відсутність контролю



за натягом металевих тяг під час їх експлуатації, що призводить до їх обриву і подальшого руйнування верхняка.

Відома також стяжка металевого арочного кріплення, яка включає розпірку і дві тяги, які закріплені на кінцях верхняка, при цьому кожна тяга має вузол податливості, який виконаний з болта і двох накладок з канавками під тяги (рис. 3.1).

Стяжка 1 складається з двох гілок, закріплених за допомогою скоб 2 по обидві сторони верхняка кріплення, розпірки 3 і вузла 4 податливості, який включає дві накладки 5 і 6 з канавками. Між якими за допомогою болта 7 зажа-ті тяги що з'єднуються 8.

Вузол податливості спрацьовує в момент перевищення діючими зусиллями граничних зусиль. Обумовлених ступенем затиснення тяг у вузлі піддатливості. Таким чином, стяжка постійно завантажена зусиллям, заданим їй в процесі натягу.

Недоліком цієї конструкції кріплення є те, що з її допомогою можна керувати зусиллями лише у верхняку металевого кріплення, який не запобігає здиманню порід ґрунту виробки.

Відомий також верхняк для підтримки шахтної покрівлі, який має гнучкий елемент з опорними кронштейнами під анкери (рис. 2.3).

Пристрій складається з гнучкого елемента (каната) 1, забезпеченого на кінцях опорним фіксатором 2, виконаними у вигляді конусної втулки 3 для закріплення канату 1 із замкнутим кронштейном 4, що має направляючу площину 5 з отворами 6 під анкери 7. Отвори 6 розташовані під кутом близьким  $45^\circ$  до поздовжньої осі підхоплення. Канат 1 в конусних втулках кріплять будь-яким відомим способом, що запобігає його прослизанню.

Канат 1 в конусній втулці 3 може бути укріплений шляхом відгину його окремих пасів під кутом  $180^\circ$ . Між кронштейнами і стінками виробки залишаються зазори.

Таке виконання пристрою дозволяє створити попереднє натягнення в підхваті, щільно притиснути його до покрівлі виробки і тим самим забезпечують в

породах зводу стискаючі напруги в площинах, паралельних покрівлі виробки. Це дозволяє підвищити стійкість гірських виробок, закріплених анкерним кріпленням.

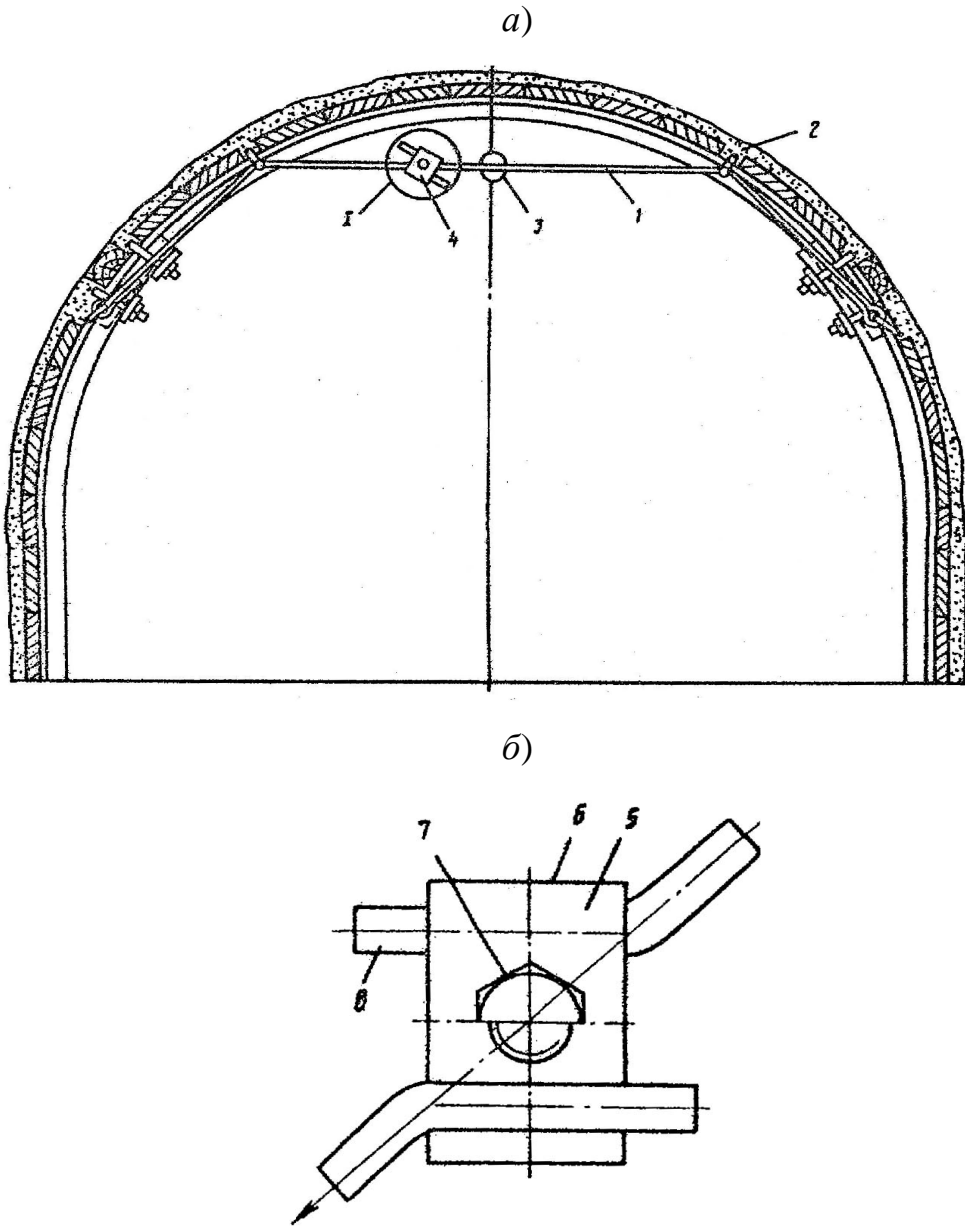


Рис. 3.1 – Металеve аpочне кpиплення зi стяжкой: а – загальний вид кpиплення; б – конструкція податливого вузла

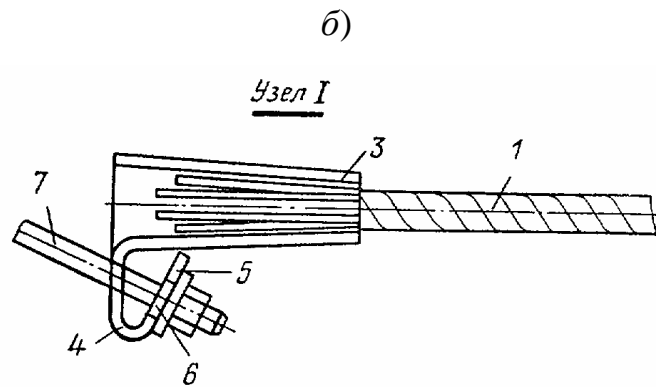
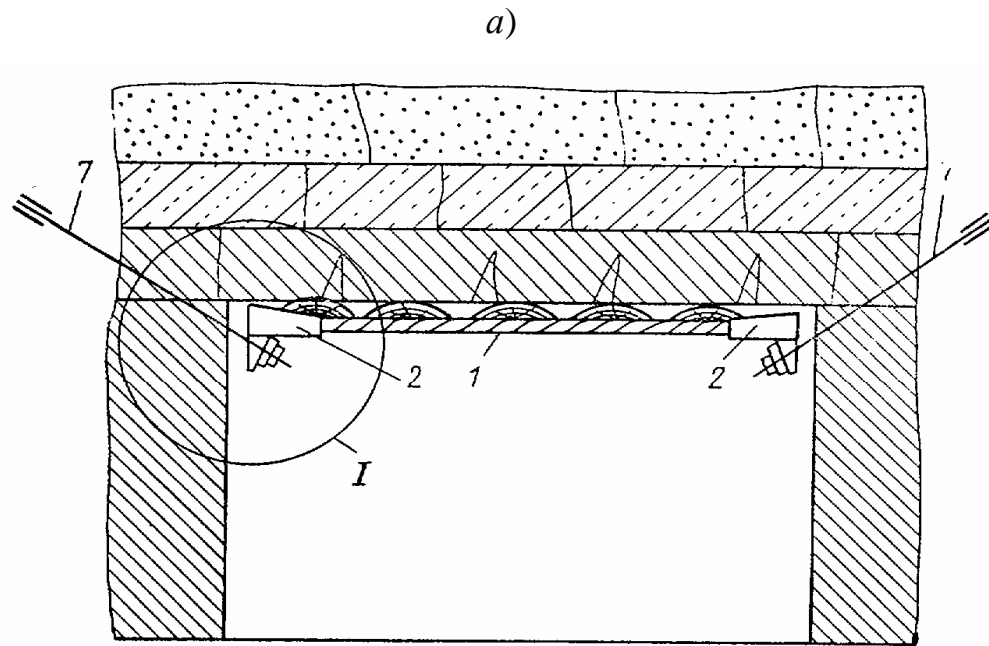


Рис. 3.2 – Верхняк для підтримання шахтної кривлі: а – загальний вид кріплення; б – фіксатор

В кріплення, запропонованому Карагандинським політехнічним інститутом, лежень в підшві виробки посилений гнучкими тягами, кінці яких закріплені в породі за зоною тріщинуватості (рис. 3.3). Кріплення складається з окремих сегментів 1, виконаних з жолобчастого спецпрофілю. В жолоб спецпрофілю укладений гнучкий елемент 2, що охоплює по периметру сегменти 1 з боку масиву гірських порід. Кінці гнучкого елемента 2 перехрещені в нижній частині кріплення і жорстко закріплені в масиві за межами зони інтенсивної тріщинуватості. Під дією власної маси кріплення і в результаті взаємодії з приконтурним

масивом розпушена породна маса ущільнюється, за рахунок чого відбувається постійне натягнення елементів 2, що сприяє виникненню внутрішніх стискаючих напружень в спецпрофілі, протидіє зміні первісної геометрії кріплення і призводить до підвищення несучої здатності кріплення в цілому.

Незважаючи на те, що лежень цих конструкцій посилений гнучкою шпренгельною тягою, застосувати такі кріплення для боротьби із здиманням ґрунту виробки неможливо, тому що вони є жорсткими.

Відомий також патент США № 2192554 від 5.03.40 р., в якому залізобетонний верхняк посилений гнучкою тягою аналогічно вказаному вище. В патентах Англії № 1151468, Польщі № 46904, США № 3505824, № 3601994 та № 3509726 наведені засоби підтримки покрівлі підземних виробок шляхом підвищення їх несучої здатності за допомогою гнучких тяг з прокладками та надано варіанти конструкцій закріплення кінців цих тяг в породах. Таким чином, широко відомо, що застосування металевих жорстких і гнучких тяг для кріплення підземних виробок сприяє підвищенню несучої здатності як самого кріплення виробок, так і масиву порід навколо виробки. Однак, для запобігання здимання порід ґрунту виробки, особливо в зоні впливу очисних робіт, наведені вище кріплення непрацездатні.

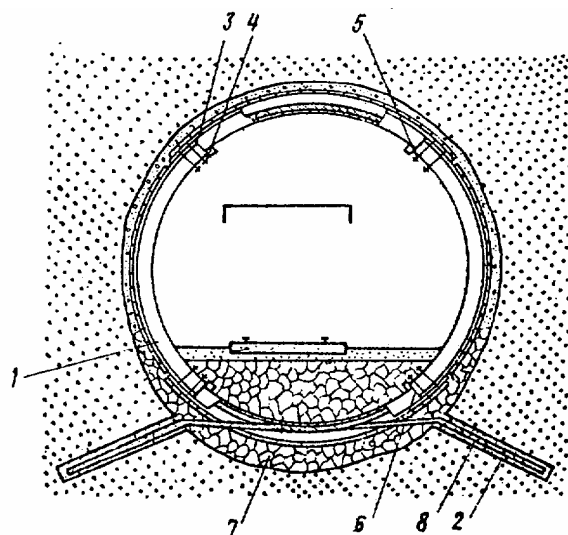


Рисунок 3.3 – Загальний вид кільцевого жорсткого кріплення: 1 – несучі сегменти; 2 – гнучкі елементи; 3 – хомути; 4 – планки; 5 – гайки; 6 – стопори жорсткості; 7 – розрихлена породна маса; 8 – шпури

Відомі в практиці кріплення підземних виробок приклади застосування гнучких прокольних тяг (канатів). Таке, наприклад, кріплення гірничих виробок, яка включає рами, встановлені через інтервали уздовж похилої виробки (рис. 3.4). Для збереження кріплення в похилій виробці і для запобігання сповзання рам від початкового проектного положення, рамне кріплення забезпечена канатом, натягнутим у покрівлі уздовж поздовжньої осі виробки і жорстко з'єднаний з кожним верхняком рами кріплення, а кінці каната закріплені в незруйнованому масиві порід. Це забезпечує утримання рам кріплення в заданому напрямку.

Наявність зв'язку між верхняками рам кріплення і натягнутим у покрівлі по довжині виробки сталевим канатом дозволяє забезпечити опірність нахилу кріплення уздовж виробки. Відхилення рам кріплення від вертикалі залежить від міцності закріплення кінців каната. Кріплення стає більш стійким.

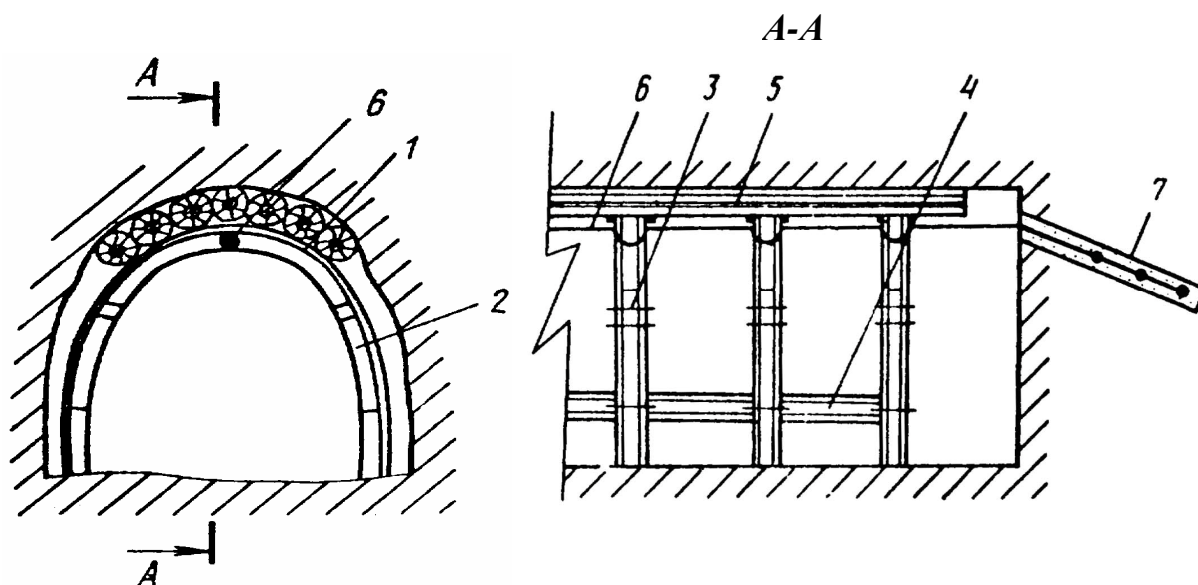


Рисунок 3.4 – Кріплення гірничих виробок

Кріплення являє собою рами, що складаються з верхняка (арки) 1 і двох стійок 2. Верхняк 1 з'єднаний зі стійками 2 за допомогою замків 3. Рами між собою по довжині виробки з'єднані міжрамних стяжками 4. На рами покладена затягування 5. Уздовж вироблення протягнуть канат 6, один кінець якого закріплюється в непорушеною частини породного масиву. Для цього бурять шпур 7

на глибину 1,5-2,0 м, в який заводять кінець каната, а потім шпур заповнюють цементно-піщаним розчином.

Після закріплення одного з кінців каната його натягують уздовж виробки під верхняками 1 кріплення. Натяг здійснюють за допомогою скреперної лебідки, натяжних муфт та інших пристроїв. В натягнутому стані канат 6 прикріплюють до верхняка 1 кріплення за допомогою замків, скоб, тощо. Після закріплення каната 6 до верхняка 1 кріплення закріплюють другий його кінець в породному масиві. Місце кріплення каната вибирають в залежності від стійкості масиву: в забої виробки, у виробці, розташованій перпендикулярно до закріпленої. Таким чином, кожна рама крім фіксації її у вертикальному положенні за допомогою міжрамних стяжок зафіксована в цьому положенні ще канатом, кінці якого жорстко закріплені в породному масиві.

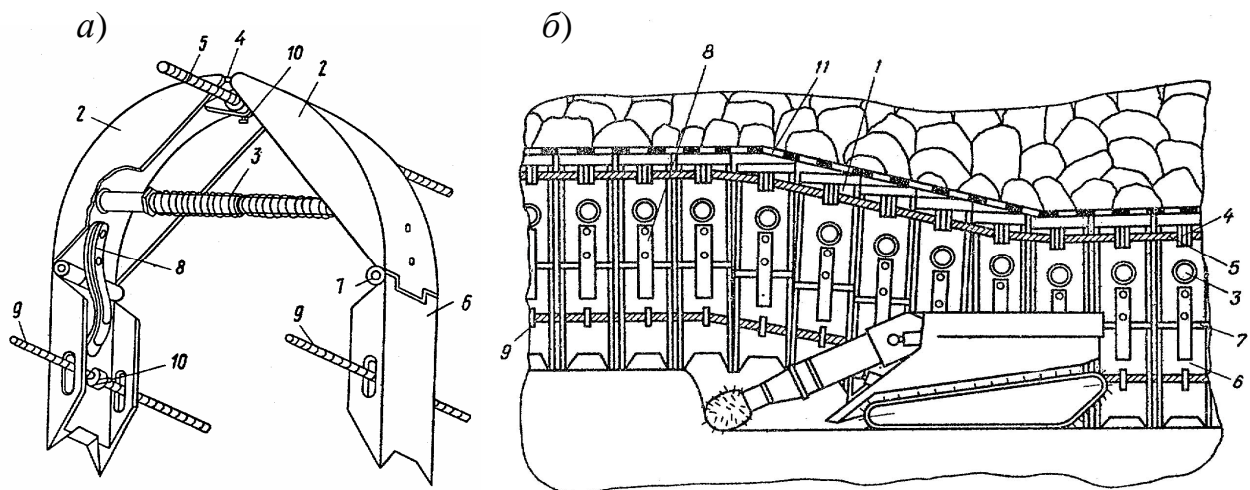


Рисунок 3.5 – Шахтне кріплення в аксонометрії (а) і в площині пласту (б)

До аналогічного технічного рішення можна віднести шахтне кріплення. Кріплення включає секції 1 (рис. 3.5), що складаються із сегментів 2, розпертих амортизатором 3 і з'єднаних між собою за допомогою шарніра 4, віссю якого є трос 5, і огорож 6, з'єднаних з сегментами 2 за допомогою шарнірів 7, які розпирають між собою ресорою 8, де огорожі 6 з кожного боку з'єднані між собою тросами 9. Секції щодо тросів 5 і 9 фіксуються болтами 10, а по верху сегментів 2 кріпиться гнучка стрічка 11.

Кріплення монтується в монтажній камері, пройденій з ухилом від вентиляційної до вуглеспускної печі. Механічно-гідралічним прохідницьким ком-

байном виймається стружка на всю потужність пласта. Виймка вугілля ведеться з боку вуглеспускної печі в напрямку до вентиляційної печі. Після виймки стружки вугілля секції кріплення під власною вагою і вагою завалених порід опускаються. Секції при опусканні вибирають зазор між собою і, опершись один на одного, опускаються плавно на знову оголену поверхню вугілля, займаючи при цьому положення, відповідне гіпсометрії пласта. Всі викладені вище технічні рішення не вирішують питання посилення конструкцій кріплення в зоні впливу очисних робіт і запобігання здиманню ґрунту виробок.

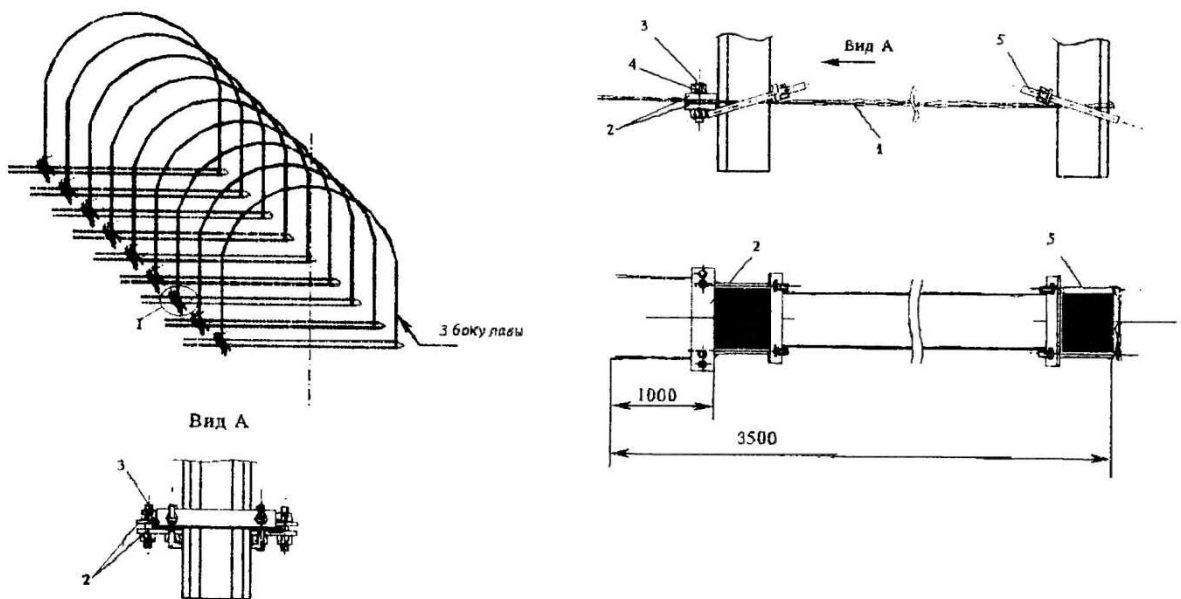


Рисунок 3.6 – Схема установки гнучкого лежня із сполощного відрізка металевого канату: 1 – канат; 2 – планки; 3 – шпильки; 4 – гайки; 5 – хомути

Одним з технічних рішень, спрямованих на механічну дію на ґрунт виробки за допомогою гнучких стяжок, є кріплення виймових виробок, до складу яких входить металева піддатлива арка, яка складається з верхняка і двох стійок, і гнучкого лежня із суцільного відрізка металевого каната, який встановлюють в ґрунті виробки і закріплюють у вигляді двох гілок на стійках за допомогою хомутів, планок і гайок (рис. 3.6). При цьому обидва кінці каната виводяться з протилежного боку лави і закріплюються за допомогою планок, шпильок і гайок.

Таке кріплення призначене для протидії здиманню порід ґрунту виробки, але недоліком цього кріплення є невеликий опір здиманню порід ґрунту, відсутність податливості канатів і контролю їх натягу в процесі експлуатації, можливість вдавлювання стійок в м'які породи ґрунту і, внаслідок цього, пересування хомутів для закріплення канатів вгору по стійках.

### 3.10 Запропонований спосіб боротьби зі здиманням у виробці

Зі збільшенням глибини розробки характер прояву гірського тиску у виробках змінюється не тільки кількісно, але і якісно. Багато складних питань механізму взаємодії кріплення з породами, що вміщують виробка, необхідно вивчати на практиці в реальних умовах глибоких шахт. Однією з основних проблем підземного вуглевидобутку є забезпечення безремонтної підтримки виїмкових виробок. Втрата стійкості цих виробок в 70% випадків викликана видавлюванням порід піддошви в порожнину виробка. видавлювання порід піддошви є однією з особливостей прояву гірського тиску, механізм якого залишається остаточно не вивченим і відкритим для подальших досліджень. Загальні вертикальні зсуви порід піддошви, як показує аналіз вітчизняних і закордонних досліджень, в основному перевищують зсуву покрівлі й досягають 2,5-3,0 м і більше. Це пояснюється структурними особливостями гірського масиву, істотним розходженням фізико-механічних характеристик порід і гірничотехнічних умов залягання вугільних шарів Крім цього, важливим фактором, що впливає на процес деформування порід на контурі підготовчих гірських виробок, є наявність у них металевих кріплень, що перешкоджає руйнуванню порідних шарів у покрівлі й боках виробки, чого не відбувається з породами піддошви, які, як правило, мають вільну верхню поверхню.

До теперішнього часу розроблена велика кількість способів запобігання видавлювання порід піддошви. Але жоден із цих способів не є універсальним через розмаїття і складність механізмів видавлювання порід піддошви в умовах глибоких шахт Донбасу. Традиційним способом запобігання здимання піддошви на шахтах Донбасу є їх підривання, що, як правило, неодноразово виконується



протягом строку служіння виробки. Практика застосування підривання, виконуваних в основному з використанням буровибухових робіт і ручного навантаження відбитої гірської маси, показує, що після підривання спостерігається інтенсифікація деформаційних процесів у породах підшви й збільшення надалі зсувів і швидкості зсувів порід на контурі виробок.

Узагальнюючи результати численних досліджень, можна відзначити, що основними факторами, що визначають процес підняття підшви, є: напружений стан породного масиву, обумовлений вагою порідної товщі; фізико-механічні характеристики порід; кут залягання; шаруватість масиву; орієнтування виробки щодо нашарування; обводненість виробки; несуча здатність кріплення й термін служіння виробки; розміри виробки (в основному ширина).

Будь-який спосіб протидії видавлюванню порід підшви пов'язаний із збільшенням матеріальних витрат на кріплення та ускладнення технології його монтажу, або із ускладненням технології проведення виробки та підвищенням трудомісткості її проведення. З огляду на притаманні різним способам боротьби із здиманням порід, перспективними для боротьби з підняттям порід підшви слід вважати застосування замкнутого піддатливого кріплення конструкції Дондіпрошахт зі зменшеним зворотним склепінням, що є компромісним рішенням між оптимальною за стійкістю виробки формою і витратами на її кріплення, а також спосіб щільного розвантаження, що досягається за рахунок утворення в підшві виробки механізованим способом (при цьому виключаються витрати на вибухові матеріали).

Оцінку стану виробки, в якій застосовується кріплення із зворотним склепінням, і розрахунок величини підняття підшви передбачаємо шляхом комп'ютерного моделювання геомеханічних процесів навколо виробки методом скінченних елементів за допомогою програмного забезпечення, розробленого на кафедрі «Будівельні геотехнології» ДонДТУ (програмний комплекс «Геомеханіка»).

До розрахунку й порівняння приймаємо чотири варіанти: 1) виробка, закріплена звичайним триланковим арковим кріпленням (контрольний варіант);

2) виробка закріплена кріпленням із зворотним склепінням конструкції Дондіпрошахту; 3) виробка закріплена кріпленням КМП-А3 з утворенням в підшві виробки двох розвантажувальних порожнин у вигляді щілини глибиною 2 м; 4) виробка закріплена кріпленням КМП-А3 з утворенням двох розвантажувальних порожнин у вигляді щілини глибиною 2 м у боках виробки.

Розрахункова область представлена мережею скінчених елементів, що складається з 1043 вузлів і 1978 елементів. Для дотримання граничних умов під час моделювання лінійні розміри мережі призначені такими, що перевищують поперечні розміри виробки в 12 разів. Задача розв'язувалась у пласкій постановці. Масив порід, що вміщує виробку, представлений 7-ма прошарками у відповідності з геологічними даними про будову масиву.

Для переходу від розрахункових деформацій, отриманих під час моделювання до зміщень порідного контуру в натурних умовах використовуємо емпіричну залежність, отриману М.О. Діденком під час його роботи над кандидатською дисертацією шляхом порівняння результатів шахтних замірів, з результатами моделювання методом скінчених елементів. Умови проведення виробки під час досліджень, що виконувалися М.О. Діденком, вельми подібні умовам проведення виробки, що проектується в дипломному проекті. Також виробка, що в ній здійснювалися шахтні дослідження має таку ж глибину розташування й близькі за значеннями поперечні розміри.

Шахтні дослідження здійснювались М.О. Діденком за допомогою спостережень за зміщеннями реперів і електро-ємнісної інтроскопії, для якої були пробурені п'ять шпурів в боках і покрівлі виробки. Емпіричні залежності отримані ним і представлені в дисертації для кожного з п'яти напрямків шпурів. За допомогою обробки методом найменших квадратів експериментальних та розрахункових даних представлених в його дисертації отримана узагальнена залежність, що з відносною похибкою, яка не перевищує 28% може бути використана для будь-якого напрямку інтегрування деформацій комп'ютерної моделі, ба, навіть, для прогнозу зміщень порідного контуру в інших виробках, що проводяться в аналогічних умовах, у тому числі проектної.

Узагальнена залежність має вигляд:

$$k_{mp}(\varepsilon) = 431,8 \cdot \varepsilon + 0,0025 \quad (3.1)$$

Розрахунок зміщень порідного контуру здійснювався шляхом інтегрування коефіцієнту тріщинної пустотності по заданому напрямку:

$$u_i = \int_0^{l_i} k_{тр} dl = a \cdot \sum (\varepsilon_{ij} \cdot l_{ij}) + b \cdot l_i, \quad (3.2)$$

де  $l_i$  – глибина зони непружних деформацій в заданому  $i$ -му напрямку,

$a, b$  – параметри рівняння регресії,

$\varepsilon_{ij}, l_{ij}$  – відносна деформація и довжина  $j$ -го інтервалу виміру.

Ізополя вертикальних відносних деформацій скінченоеlementної чисельної моделі масиву порід з виробкою наведений на рисунку 3.7.

Результати розрахунку зміщень порід покрівлі і підшви виробки за формулою (3.2) представлені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Розрахункові зміщення порід (м)

	Варіанти боротьби зі здиманням порід			
	1	2	3	4
Покрівля	0,275	0,268	0,282	0,260
Підшва	0,642	0,537	0,327	0,065

За результатами розрахунків видно, що застосування замкненого кріплення конструкції Дондіпрошахту є не ефективним. Його застосування дозволяє зменшити висоту підняття підшви виробки приблизно на 15%, а зміщення покрівлі виробки зменшуються при його застосуванні лише на 2,5%.

При утворенні розвантажувальних порожнини у підшві виробки зона вертикальних деформацій розтягу (розпушення) порід переноситься вглиб ма-

сиву і зменшується в розмірах, а розрахункове підняття порід підпошки зменшується майже в два рази порівняно з контрольним варіантом.

Найбільш ефективним способом боротьби із здиманням порід є утворення розвантажувальних порожнин у боках виробки, при якому розпушування порід підпошки майже зовсім відсутнє. Результати розрахунку співпадають із висновками щодо ефективного розташування розвантажувальних порожнин до яких свого часу прийшов проф. Бабіюк Г.В. протягом роботи над своєю кандидатською дисертацією, що була ним захищена 1976 року.

Для механізації робіт по утворенню щілини доцільне використання пульсуючої малогабаритної врубової машини типу ПМГ-3 (останньої модифікації) виробництва Горлівського машинобудівного заводу ім. С.М. Кірова [38], що була розроблена у 1958 році і може бути виготовлена цим заводом в теперішній час за спеціальним замовленням. Встановлена електрична потужність врубової машини становить 42 кВт. Розміри виконавчого органу машини у вигляді бару дозволяють виконувати вруб глибиною до 2 м по вугіллю або породам з опором різанню до 380 кН/мм.

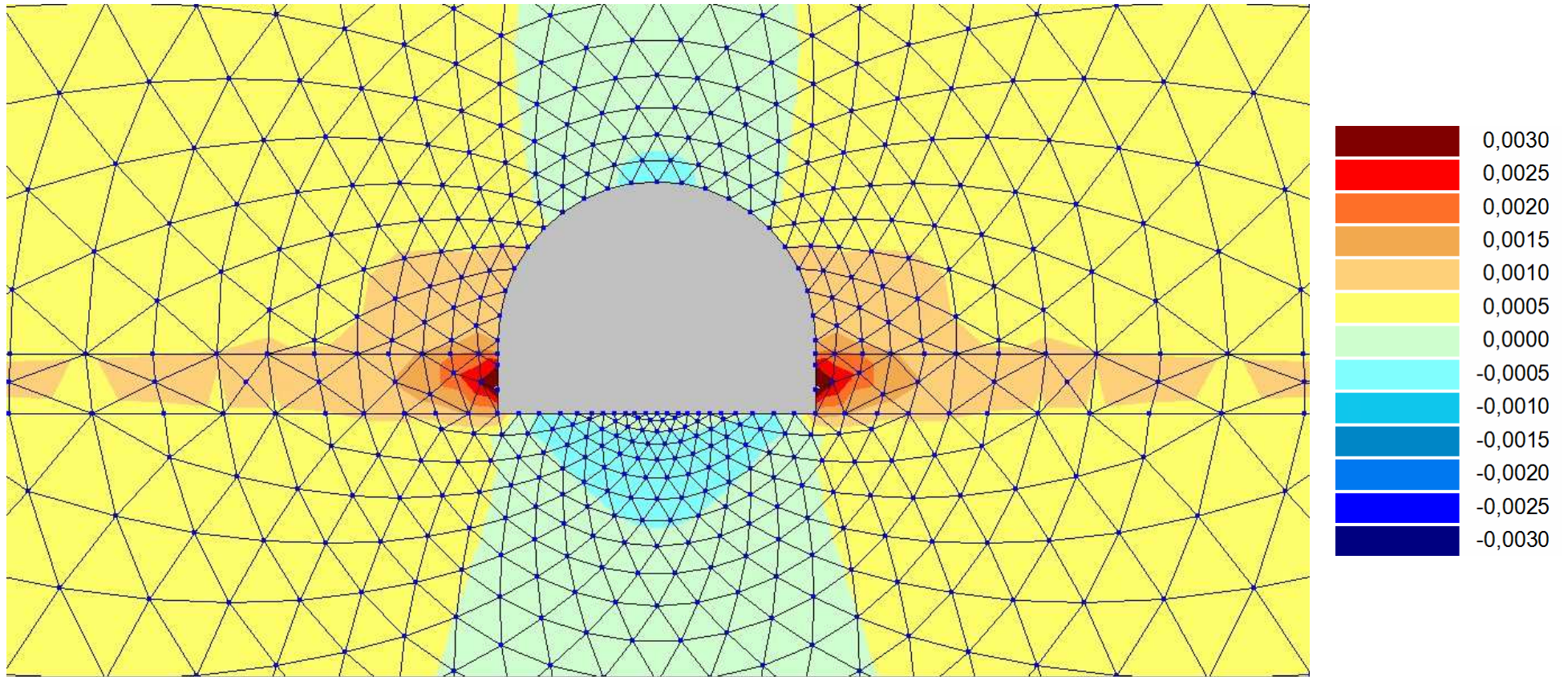


Рисунок 3.7 – Ізополя вертикальних відносних деформацій навколо виробки, закріпленої триланковим арковим кріпленням КМП-3 (базовий для порівняння варіант)



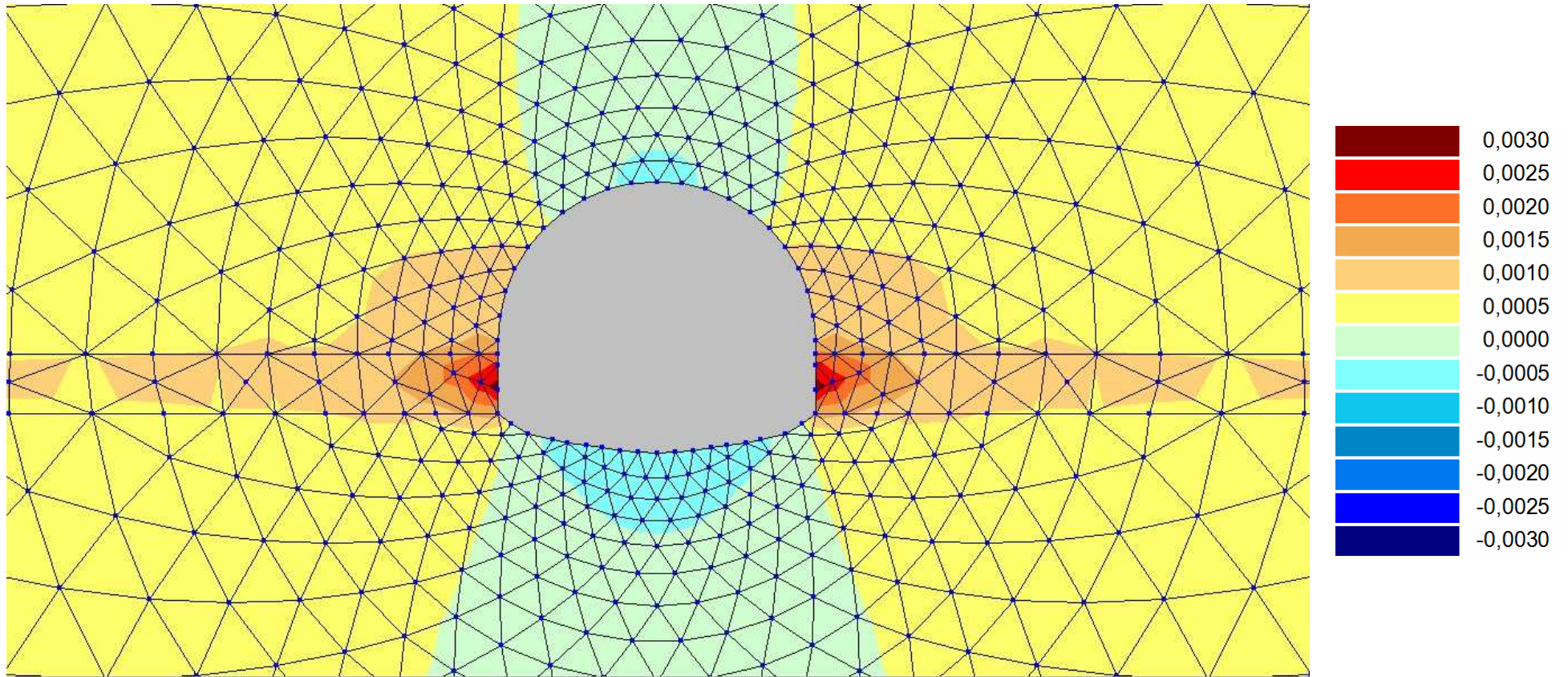


Рисунок 3.8 – Ізополя вертикальних відносних деформацій навколо виробки, закріпленої замкненим кріпленням із зворотним склепінням конструкції Дондіпрошахту



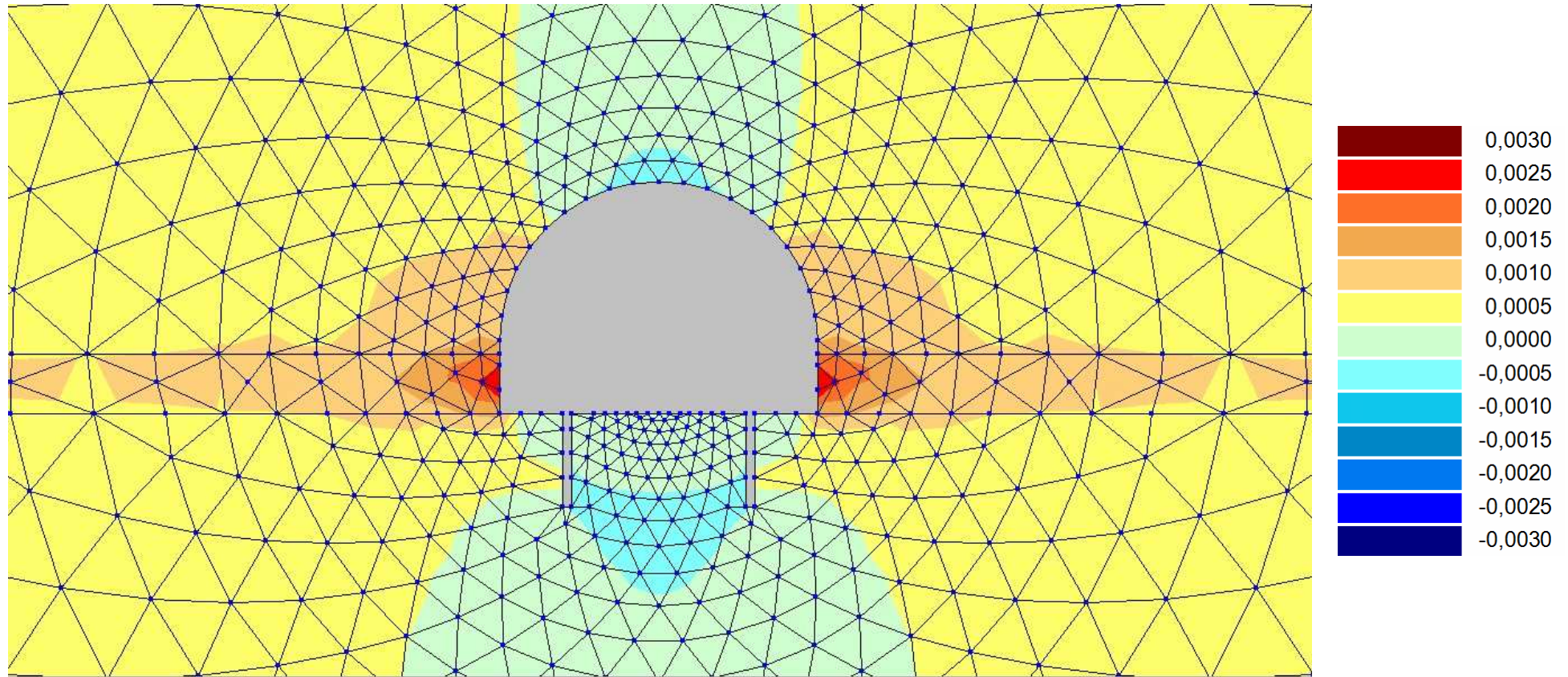


Рисунок 3.9 – Ізополя вертикальних відносних деформацій навколо виробки, закріпленої триланковим арковим кріпленням КМП-3 з утворенням розвантажувальних порожнин у підшві



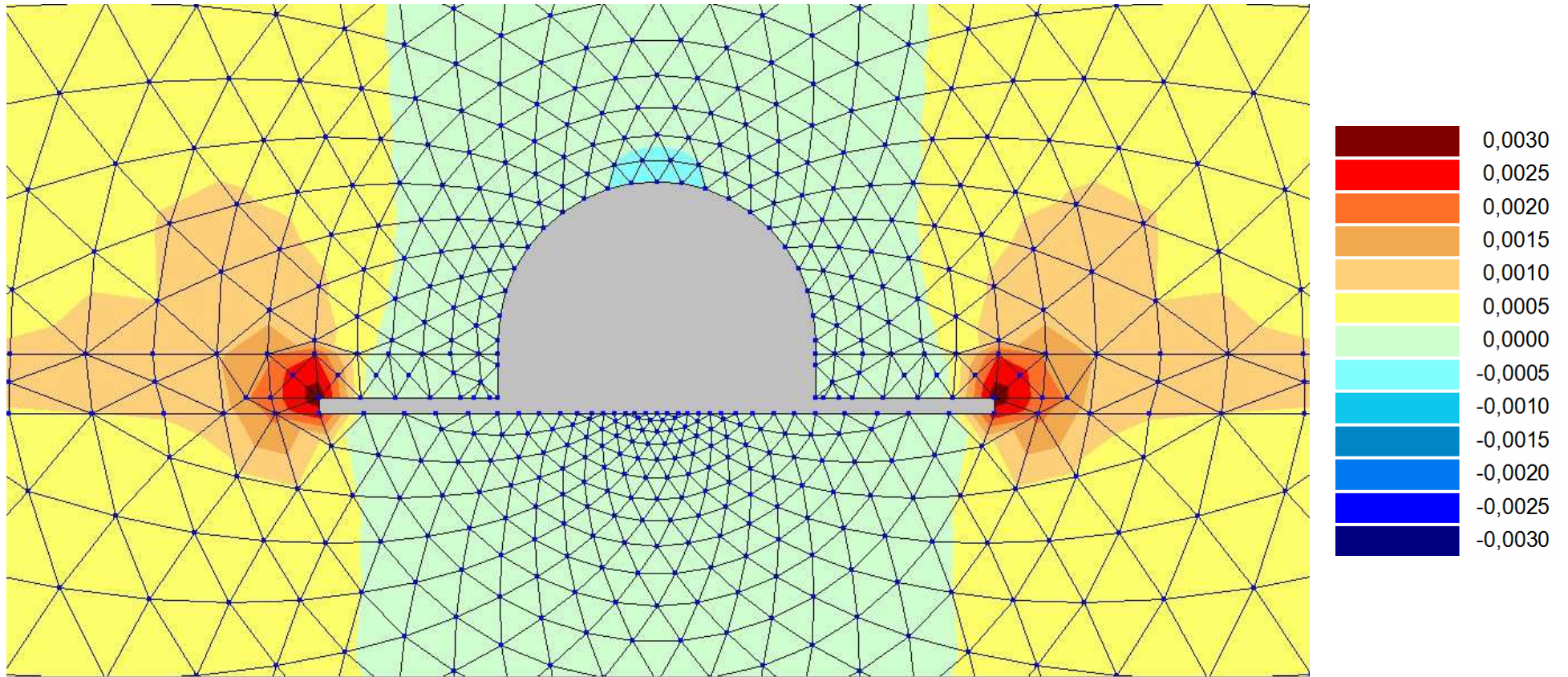


Рисунок 3.10 – Ізополя вертикальних відносних деформацій навколо виробки, закріпленої триланковим арковим кріпленням КМП-3 з утворенням розвантажувальних порожнин у боках виробки



#### 4. Техніко-економічна частина

##### 4.1. Капітальні витрати на технічне оснащення шахти

Розрахунок капітальних витрат на гірничі роботи, зроблений на основі укрупнених одиничних розцінок на гірничопрохідницькі роботи із введенням коригувального коефіцієнта за ціною, наведений у табл. 4.1.

Таблиця 4.1

Розрахунок капітальних витрат на гірничі роботи

Найменування виробок	Од. вим.	Обсяг робіт	Кіл-ть	Прямі нормовані витрати на одиницю виміру, грн.	Нарахування на гірничі роботи	Усього з урахуванням нарахувань, грн.	Повна вартість виробок, тис. грн.
Вантажний ухил	м	1300	1	2750,91	$1,51 \times 1,283 \times 1,08 = 2,09$	5749,40	7474,22
Вантажно-людський ухил	м	1300	1	2750,91	2,09	5749,40	7474,22
Штреки	м	500	2	2230,62	2,09	4662,00	4662,00
Штреки	м	1000	2	2230,62	2,09	4662,00	9323,99
Ухили	м	1500	2	2174,8	2,09	4545,33	13636,00
Хідники	м	1500	2	2174,8	2,09	4545,33	13636,00
Розрізні печі	м	190	2	455,38	2,09	951,74	361,66
Разом							56568,09

Розрахунок капітальних витрат на придбання обладнання і його монтаж виконаємо для ділянок, що вводяться в експлуатацію. Результати наведені в табл. 4.2.

Таблиця 4.2

Розрахунок капітальних витрат на обладнання

Ділянки	Кількість ділянок	Вартість обладнання однієї ділянки, тис. грн.	Вартість монтажу (15%), тис. грн.	Загальна вартість обладнання, тис. грн.
Очисні	2	9170,055	1375,51	21091,13
Підготовчі	2	1278,8	191,82	2941,24
Разом				24032,37
Накладні витрати (15%)				3604,85
Усього				27637,22

Загальну вартість технічного переоснащення шахти визначимо кошторисно-фінансовим розрахунком, складеним з урахуванням інших видів робіт і витрат (табл. 4.3).

## Зведений кошторис на технічне переоснащення шахти

Найменування об'єктів, робіт і витрат	Кошторисна вартість		Витрати на 1 т річного видобутку, грн.
	тис. грн.	% до підсумку	
Гірничі роботи	56568,09	60,64	47,14
Обладнання і його монтаж	27637,22	29,63	23,03
Інші роботи й витрати	7187,00	7,70	5,99
Благоустрій території	790,60	0,85	0,66
Утримання дирекції підприємства	100,00	0,11	0,08
Підготовка експлуатаційних кадрів	39,70	0,04	0,03
Проектні й дослідницькі роботи	959,90	1,03	0,80
Разом	93282,51	100,00	77,74
Резерв на непередбачені роботи й витрати	9328,25		
Усього по кошторису	102610,76		

## 4.2. Економічна ефективність виробництва

Продуктивність трудящого шахти на місяць визначимо по формулі:

$$P_M = D_M / Ч_{сп}, \text{ т/міс} \quad (6.1)$$

де  $D_M$  – місячний видобуток вугілля шахтою, т;

$Ч_{сп}$  – чисельність відповідної категорії трудящих за списком.

Продуктивність робітника на очисних роботах:

$$P_M = 100000 / 476 = 210,1 \text{ т/міс.}$$

Таблиця 4.4

## Розрахунок штату працюючих на шахті

Категорія трудящих	Попередній штат шахти, чол.	Штат ділянок, який вибуває по проекту, чол.	Штат ділянок, який вводять по проекту, чол.	Проектний штат шахти, чол.
<b>Робітники з видобутку</b>	1482	188	543	1837
підземні	1196	187	543	1552
на очисних роботах	310	105	271	476
у лаві	204	95	225	334
електрослюсарі	31	10	46	67
на підготовчих роботах	268	70	191	389
прохідники	147	47	147	247
електрослюсарі	28	6	44	66
на підземному транспорті	225	10	51	266
на підтримці й ремонті	202			202
інші підземні	191	2	30	219
на поверхні	286	1		285
<b>ІТП</b>	177	14	29	192
керівники	128	12	26	142
фахівці	46	2	3	47
службовці	3			3
<b>Усього трудящих</b>	1659	202	572	2029

Продуктивність робітника з видобутку вугілля:

$$P_M = 100000 / 1837 = 54,4 \text{ т/міс.}$$

Продуктивність промислово-виробничого персоналу:

$$P_M = 100000 / 2029 = 49,3 \text{ т/міс.}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати шахти (здійснений методом коректування фактичних даних) наданий у табл. 4.5.

Таблиця 4.5

Розрахунок місячного фонду заробітної плати по шахті

Категорія трудящих	Місячний фонд зарплати по шахті, тис. грн.	Фонд ділянок, які вибувають по проекту, тис. грн.	Фонд ділянок, які вводять по проекту, тис. грн.	Проектний місячний фонд зарплати шахти, тис. грн.
Робітники з видобутку	1161,3	171	206,4	1196,7
у т.ч. на очисних роботах	304,1	108,7	142,6	338
ІТП, службовців і МОП	172,6	16,9	38,3	194
Промислово-виробничий персонал	1333,9	187,9	244,7	1390,7

Середньомісячну зарплату трудящого шахти визначимо по формулі:

$$ЗП_M = \Phi_{зп} / Ч_{сп}, \text{ грн.} \quad (6.2)$$

де  $\Phi_{зп}$  – місячний фонд заробітної плати категорії трудящих, грн.;

$Ч_{сп}$  – чисельність відповідної категорії трудящих за списком.

Середньомісячна зарплата робітника на очисних роботах:

$$ЗП_M = 338000 / 476 = 710,08 \text{ грн.}$$

Середньомісячна зарплата робітника з видобутку вугілля:

$$ЗП_M = 1196700 / 1837 = 651,44 \text{ грн.}$$

Середньомісячна зарплата промислово-виробничого персоналу:

$$ЗП_M = 1390700 / 2029 = 685,41 \text{ грн.}$$

Розрахунок вартості основних виробничих фондів методом коректування фактичних дані шахти наданий у табл. 4.6.

Таблиця 4.6

## Розрахунок зміни вартості основних виробничих фондів шахти

Групи основних виробничих фондів	Балансова вартість основних виробничих фондів, тис. грн.	Зміна вартості основних фондів		Вартість основних фондів по проекту, тис. грн.
		вибуття	уведення	
Гірничі виробки	103856	12777	56568,09	147647,09
Будинки й спорудження	50574	0	0	50574
Робочі машини й обладнання	210543	17866,35	27637,22	220313,87
Усього	364973	30643,35	84205,31	418534,96

Визначимо показники використання основних виробничих фондів.

Фондовіддача визначається по формулі:

$$\Phi_{\text{отд}} = \frac{A_r}{C_{\text{оф}}}, \text{ т/грн} \quad (6.3)$$

де  $C_{\text{оф}}$  – вартість основних фондів, грн.

$$\Phi_{\text{отд}} = \frac{1200000}{418534960} = 0,0029 \text{ т/грн}$$

Фондоємність визначається по формулі:

$$\Phi_e = \frac{C_{\text{оф}}}{A_r}, \text{ грн/т} \quad (4.4)$$

$$\Phi_e = \frac{418534960}{1200000} = 348,78 \text{ грн/т}$$

Фондоозброєність визначимо по формулі:

$$\Phi_v = \frac{C_{\text{оф}}}{\mathcal{C}_c}, \text{ грн/чол} \quad (4.5)$$

де  $\mathcal{C}_c$  – середня облікова чисельність персоналу підприємства, чол.

$$\Phi_v = \frac{418534960}{2029} = 206276 \text{ грн/чол}$$

Розрахунок загальної суми щорічних амортизаційних відрахувань по шахті наведений у табл. 4.7.

Таблиця 4.7

## Розрахунок суми амортизаційних відрахувань у рік по шахті

Найменування показника	Усього	У тому числі по групах	
		I група	II група
<b>Вартість будинків й обладнання на поверхні, тис. грн.</b>	150574,00	150574,00	
<b>Вартість гірничих виробок, тис. грн.</b>	147647,00	59058,80	88588,20
Промислові запаси, т	90143254		
Річний видобуток шахти, т	120000		
Потонна норма амортизаційних відрахувань на відновлення основних фондів I групи, тис. грн.	0,001637915		
Річна норма амортизації на відновлення основних фондів II групи, %	5,00		
Річна норма амортизації на капремонт будинків й обладнання I групи, %	1,80		
Річна норма амортизації на капремонт гірничих виробок I групи, %	2,20		
<b>Річна сума амортизаційних відрахувань на відновлення основних фондів, тис. грн.</b>	4625,96	196,55	4429,41
<b>Річна сума амортизаційних відрахувань на капремонт будинків й обладнання, тис. грн.</b>	2710,33	2710,33	
<b>Річна сума амортизаційних відрахувань на капремонт гірничих виробок, тис. грн.</b>	1299,29	1299,29	
<b>Усього:</b>	<b>8635,59</b>	<b>4206,18</b>	<b>4429,41</b>

Розрахунок щорічних витрат шахти по елементах «матеріали», «заробітна плата», «нарахування на зарплату» здійснюємо методом коректування фактичних даних. Результати розрахунку надані в табл. 4.8.

Таблиця 4.8

## Розрахунок витрат методом коректування фактичних даних по шахті

Елементи витрат	Фактичні витрати по шахті, тис. грн.	Витрати по ділянках, які вибувають по проекту, тис. грн.	Витрати по ділянках, які вводять по проекту, тис. грн.	Проектні витрати по шахті, тис. грн.
Допоміжні матеріали	32087,4	26993,1	36954,8	42049,1
Зарплата	16006,8	2254,8	2936,4	16688,4
Нарахування на зарплату	6802,89	958,29	1247,97	7092,57

Розрахунок витрат по елементах «Послуги», «Паливо», «Інші грошові витрати» й «Витрати невиробничого характеру» розраховуємо на основі фактичних питомих витрат на 1 т вугілля. Результати розрахунку надані в табл. 4.9.

Таблиця 4.9

Розрахунок витрат по елементах на підставі фактичних питомих витрат на 1 т вугілля

Елементи витрат	Фактичні питомі витрати на 1 т вугілля, грн/т	Річний видобуток вугілля по проекту, тис. т	Проектні витрати по шахті, тис. грн.
Послуги виробничого характеру	17,9	1200	21480
Паливо	2,33		2796
Інші грошові витрати	8,67		10404
Витрати невиробничого характеру	1,76		2112

Витрати по елементу «Електроенергія» визначаємо по двоставочному тарифу: за максимальне навантаження й активну електроенергію по нормі витрати. Розрахунок витрат на електроенергію наведений у табл. 4.10.

Таблиця 4.10

Розрахунок витрат на електроенергію

Основна плата			Додаткова плата				Разом річні витрати, тис. грн
Максимальне навантаження, тис. кВт	Тариф за 1 кВт-год, грн	Сума витрат, тис. грн	Питома норма витрати, кВт-год на 1 т	Річний видобуток, тис. т	Тариф за 1 кВт-год, грн	Сума витрат, тис. грн	
38	12,22	464,36	197,4	1200	0,18	42638,4	43102,76

Розрахунок виробничої й повної собівартості видобутку вугілля наведений в табл. 4.11.

Таблиця 4.11

Розрахунок собівартості видобутку вугілля

Елементи витрат	Виробничі витрати в рік, тис. грн.	Витрати на 1 т видобутку вугілля, грн.	Відсоток до підсумку
Допоміжні матеріали	42049	35,04	27,24%
Послуги виробничого характеру	21480	17,9	13,92%
Паливо	2796	2,33	1,81%
Електроенергія	43102,76	35,92	27,92%
Оплата праці	16688,4	13,91	10,81%
Нарахування на зарплату	7092,6	5,91	4,59%
Амортизація	8635,6	7,2	5,59%
Інші грошові витрати	10404	8,67	6,74%
Виробнича собівартість	152248,36	126,87	98,63%
Невиробничі витрати	2112	1,76	1,37%
Повна собівартість	154360,36	128,63	100,00%

### 4.3 Планування прибутку підприємства

Прибуток – це частина чистого доходу, що залишається підприємству після відшкодування всіх витрат, пов’язаних з виробництвом, реалізацією продукції та іншими видами діяльності.

Розрахунок прибутку, що залишається в розпорядженні підприємства, проводимо в таблиці 4.12. Загальношахтна собівартість 298,8 грн/т (при умові, що ділянкова собівартість (89,64 грн/т) складає 30% від загальної).

Таблиця 4.12 – Розрахунок прибутку, що лишається в розпорядженні шахти

Показники	Роки				
	1	2	3	4	5
1. Виторг від реалізації продукції, тис. грн.	1632000	1861500	2091000	2091000	2091000
2. Податок на додану вартість (ПДВ) – 20%, тис. грн.	326400	372300	418200	418200	418200
3. Чистий дохід (пункт 1- пункт 2), тис. грн.	1305600	1489200	1672800	1672800	1672800
4. Собівартість реалізованої продукції, тис. грн.	944960	1077845	1210730	1210731	1210732
5. Прибуток від основної діяльності (пункт 3-пункт 4)	360640	411355	462070	462069	462068
6. Фінансові витрати (виплата відсотків по кредиту, виплата відсотків по облігаціям, виплата дивідендів по акціям та інші витрати, пов’язані з залученням позикового капіталу), тис. грн.	9239,49	7391,59	5543,69	3695,80	1847,90
7. Чистий прибуток підприємства, тис. грн. (пункт 5 – пункт 6)	351400,51	403963,408	456526,31	458373,204	460220,102
8. Сума податку на прибуток (21% від 7 пункту)	73794,11	84832,32	95870,52	96258,37	96646,22
9. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства (пункт 7 – пункт 8).	277606,40	319131,09	360655,78	362114,83	363573,88

#### 4.4 Ефективність інвестиційного проекту

Оцінка ефективності інвестиційного проекту передбачає порівняння витрат та результатів, пов'язаних із реалізацією проекту.

*До витрат відносять:*

- капітальні витрати;
- витрати на видобуток та реалізацію вугілля (собівартість);
- відсоткові платежі по кредитах.

*До результатів належать:*

- виручка від реалізації продукції;
- ліквідаційна вартість основних фондів;
- інші надходження.

##### 4.4.1 Статичні показники ефективності проекту

Статичні показники ефективності проекту не враховують знецінення грошей в часі, тому їх використовують для наближеної оцінки.

Середньорічний прибуток дорівнює:

$$P_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n P_i}{n}, \text{ тис. грн} \quad (4.14)$$

$$P_{cp} = \frac{277606,4 + 319131,1 + 360655,8 + 362114,83 + 363573,9}{5} = 336616,4 \text{ тис. грн}$$

Рентабельність продукції:

$$R_I = \frac{P_{cp}}{C_{np}} \cdot 100, \% \quad (4.15)$$

де  $C_{np}$  – повна проектна собівартість, грн.

$$R_I = \frac{336616,4}{1210730} \cdot 100 = 27,8 \%$$

Рентабельність інвестицій:



$$R_I = \frac{\Pi_{cp}}{I} \cdot 100, \% \quad (4.16)$$

де  $I$  – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$R_I = \frac{336616,4}{137026,6} \cdot 100 = 70$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\Pi_{cp}}, \text{ років} \quad (4.17)$$

Середній строк окупності найбільш ефективних інвестиційних проектів в Україні складає 3-4 роки.

$$t = \frac{137026,6}{336616,4} = 0,9 \text{ роки}$$

Коефіцієнт економічної ефективності капітальних витрат ( $E_p$ ) визначається за формулою:

$$E_p = \frac{\Delta\Pi}{K}, \quad (4.18)$$

де  $\Delta\Pi$  - приріст прибутку підприємства у випадку вкладення капіталу у реконструкцію, модернізацію, технічне переоснащення, грн.;

$K$  - загальна сума капіталовкладень, грн.

$$E_p = \frac{105279}{137026,6} = 0,76,$$

Розрахований коефіцієнт економічної ефективності капіталовкладень  $E_p$  повинен порівнюватися з нормальним коефіцієнтом  $E_n$ , який встановлюється Міністерством економіки України на певний період. У наших розрахунках приймаємо  $E_n = 0,15$ . Якщо  $E_p > E_n$ , ( $0,76 > 0,15$ ), то вкладення капіталу доцільне.

#### 4.4.2 Динамічні показники ефективності проекту

Не зважаючи на простоту, статичні показники ефективності мають вагомий недолік – вони не враховують зміну грошей у часі, вартість яких має тенденцію знецінюватися. Для приведення вартості грошей в порівняння по фактору часу, майбутні грошові надходження слід продисконтувати. Дисконтування здійснюється шляхом множення грошових надходжень на коефіцієнт дисконтування, який розраховується по формулі:

$$d = \frac{1}{(1+r)^t}, \quad (4.19)$$

де  $r$  – норма дисконту, яка дорівнює ціні капіталу;

$t$  – порядковий номер року здійснення проекту.

До динамічних показників ефективності належать:

- чиста сучасна вартість проекту (NPV) – це різниця між дисконтованими вхідними потоками та дисконтованими витратами, необхідними для здійснення проекту.

- індекс доходності (PI) – це відношення різниці між дисконтованими вхідними та вихідними грошовими потоками до дисконтованих інвестицій;

- період окупності;

- внутрішня норма рентабельності.

Розрахунки динамічних показників проведених в таблиці 4.13.

Дисконтування грошових потоків проводиться при нормі дисконту 15%.

Таблиця 4.13– Розрахунок динамічних показників ефективності

Номер року	Інвестиції, грн.	Чистий прибуток, грн.	Коефіцієнт дисконтування	Сучасна вартість річного потоку	Накопичена вартість на кінець року
0	-137026.6	277606.4	1	-414633.00	-414633.00
1	0	319131.09	0.8696	277516.40	-137116.60
2	0	360655.78	0.7561	272691.84	135575.23
3	0	362114.83	0.6575	238090.50	373665.73
4	0	363573.88	0.5718	207891.54	581557.28
Разом	-137026.6	1546397		581557.28	

Чиста приведена вартість проекту складає 581557,28 тис. грн..

Індекс доходності становить:

$$PI = \frac{277606 + 277516 + 272692 + 238091 + 207891}{137025} = 9.3$$

Розрахуємо внутрішню норму рентабельності. Для цього визначимо чисту приведену вартість проекту при нормі дисконту, вищу за 15%. Припустимо, що норма дисконту дорівнює 25%. Тоді NPV дорівнює:

$$NPV = \left[ \frac{277606}{(1+0.25)^1} + \frac{319131}{(1+0.25)^2} + \frac{360656}{(1+0.25)^3} + \frac{362115}{(1+0.25)^4} + \frac{363574}{(1+0.25)^5} \right] - \frac{137026,6}{(1+0.25)^0} = 741400$$

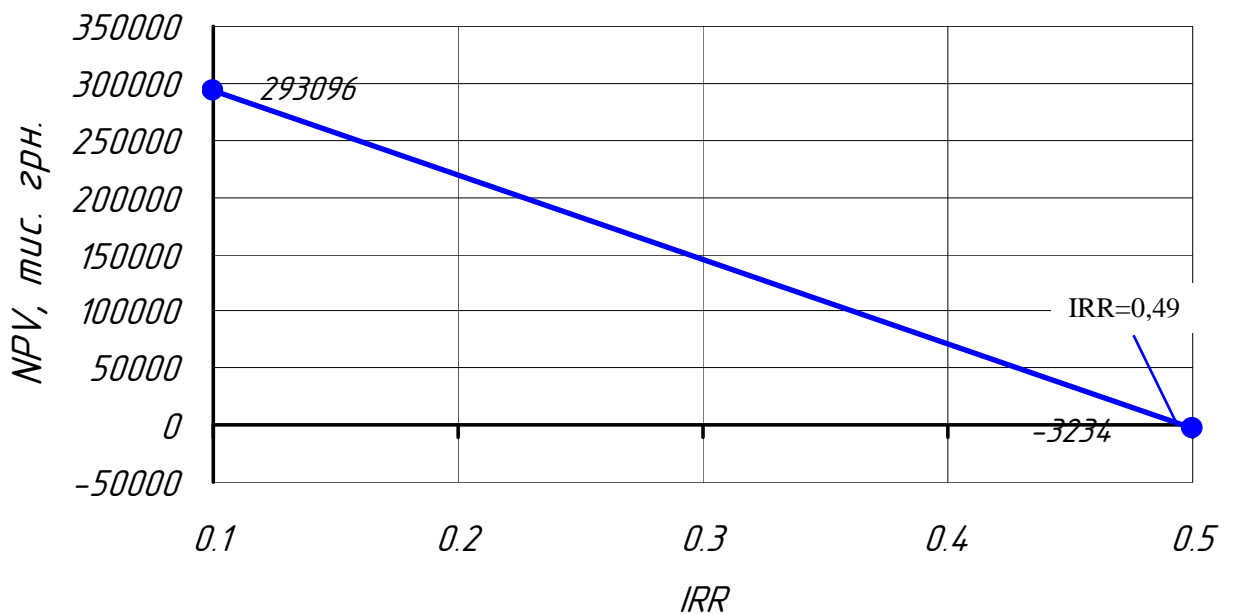


Рисунок 4.1 – Графічне визначення внутрішньої норми рентабельності

Внутрішня норма рентабельності дорівнює 49%.

Чим більше різниця між ціною капіталу та внутрішньою нормою рентабельності, тим менш ризикованим є проект. Різниця між ціною капіталу і внутрішньою нормою рентабельності є 10%. Отже, проект дещо ризикований.

Графічно визначимо строк окупності капітальних витрат.

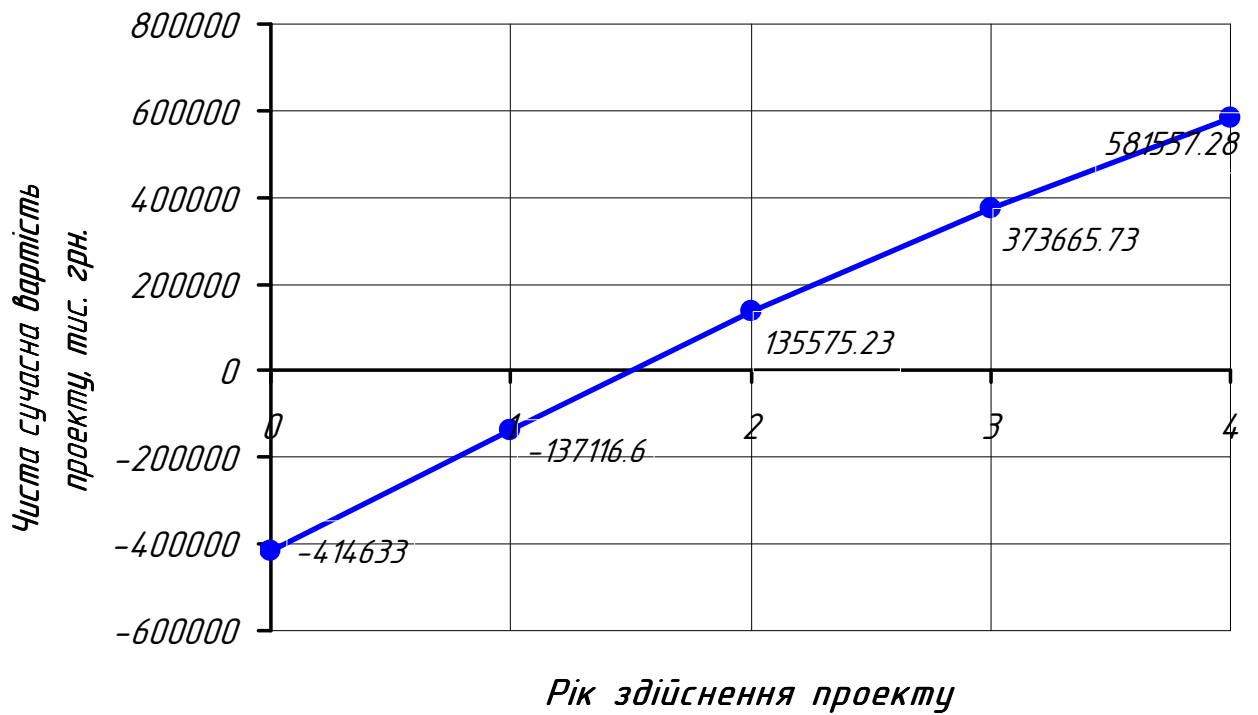


Рисунок 4.2 – Строк окупності інвестиційного проекту

Строк окупності інвестиційного проекту рівний 1,5 роки.

## Перелік посилань

1. Геологический отчет о результатах доразведки и переоценки запасов антрацита по полям строящихся шахт «Нагольчанская 1-2», «Дружба» и им. В.И. Чапаева п.о. «Антрацит» (1976-1980 г.г.) / Уклад. Волошков П.Ф., Саливанова А.И. и др., – Донецьк, 1980. – 375 с.
2. Методические указания для выполнения раздела дипломного проекта «Границы и запасы шахты» для студентов специальности 0902 и 0904 / Уклад. Ларченко В.Г. – Алчевск: ДГМИ, 1992. – 12 с.
3. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. Учебное пособие для вузов / Дорохов Д.В., Зборщик М.П., Андрущенко В.Ф. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1981. – 311 с.
4. Выбор оборудования комбайнового механизированного комплекса для пологих и наклонных пластов: Учебное пособие /пластов Н.И. Ведерников. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – 81 с.
5. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов.
6. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К., 1994. – 311 с.
7. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. – М.: МУП СССР, 1986. – 104 с.
8. Бурчаков А.С., Жежелевский Ю.А., Ярунин С.А. «Технология и механизация подземной разработки пластовых месторождений» – М.: Недра, 1989. – 431 с.
9. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. КД12.01.201-98 Минуглепром Украины.
10. Инструкция пользователя пакетом программ «Прогноз» /Сост. Павлов В.И. – Алчевск: ДГМИ, 1999. – 27 с.
11. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт – М.: Недра, 1985. – 400 с.
12. Правила безпеки у вугільних шахтах /Ред.кол. С.П.Ткачов (гол.ред.) та інші – Київ: «Основа», 1996. – 421 с.
13. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1979. – 319 с.

14. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Л.: ВНИМИ, 1984.

15. Хаджиков Р.Н., Бутаков С.А. Горная механика: Учебник для техникумов. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1982, – 407 с.

16. Попов В.М. Водоотливные установки: Справочное пособие. – М.: Недра, 1990. – 254 с.: ил.

17. Единые нормы выработки на выемку угля очистными механизированными комплексами и проведение выработок комбайнами, нарезными комплексами на угольных шахтах. – Минуглепром Украины: Донецк, 1998.

18. Единые нормы выработки на очистные работы – Минуглепром Украины: Донецк, 1993.

19. Единые нормы времени на техническое обслуживание и ремонт забойного оборудования очистных и подготовительных забоев в ремонтно-подготовительную смену – Минуглепром Украины: Донецк, 1998.

20. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих – Минуглепром Украины: Донецк, 1995.

21. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт / И.Ю. Заславский, В.Ф. Компанец, А.Г. Файвишенко, В.М. Клещенков. - М.: Недра, 1991. - 235 с.

22. Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.С. Охрана и ремонт горных выработок. - М.: Недра, 1990. - 218 с.

23. Яремаш И.Ф., Дегтярь Р.В. Повышение устойчивости вентиляционных штреков, пройденных вприсечку к выработанному пространству // Изв. вузов. Горный журнал. - 1995. - № 1. - С. 18-23.

24. Лисичкин В.Г., Зислин Ю.А., Берлявский Г.Г. Анализ тенденций в применении металлических арочных крепей на угольных шахтах // Шахтное строительство. - 1984. - № 1. - С. 8-9.

25. Устав ВГСЧ по организации и ведению горноспасательных работ. – М.: Недра, 1996. – 254 с.

26. Полтавец В.И., Компанец В.Ф., Полухин В.А. Проведение и охрана выработок на больших глубинах // Уголь Украины. - 1999. - № 9 - С. 23-26.

27. Косков И.Г. Основные направления совершенствования крепления горных выработок // Шахтное строительство. - 1985. - № 1. - С. 3-5.

28. Селезень А.П. Состояние подготовительных выработок и пути повышения их устойчивости // Уголь Украины. - 1987. - № 5. - С. 25-27.
29. Мельников Н.И. Анкерная крепь. - М.: Недра, 1980. - 252 с.
30. О применении анкерных крепей и систем для поддержания выработок глубоких шахт / М. П. Зборщик, А.П. Ключев, Н.Н. Касьян, П.С. Дрипан // Уголь Украины. - 1999. - № 10. - С. 24-27.
31. Штумпф Г.Г. Совместная работа штанговой и рамной крепи в подземных выработках // Устойчивость и крепление горных выработок - Л.: РТП ЛГИ. - 1980. - № 6. - С. 65-67.
32. Копылов А.Ф., Назимко В.В. Повышение устойчивости надрабатываемой выработки // Уголь Украины. - 1994. - № 8. - С. 23-24.
33. Касьян Н.Н., Ключев А.П., Сивохин В.И. Системная установка анкерно-рамной крепи в подготовительных выработках // Изв. вузов. Горный журнал. - 1991. - № 3 - С. 50-54.
34. Сажнев В.П. Обоснование пространственного ориентирования анкеров при креплении горной выработки // Изв. Донецкого горного института. - 1999. - № 2. - С. 55-59.
35. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. - Санкт-Петербург: ВНИМИ, 1991. - 125с.
36. Леонов А.А.. Обоснование способа и параметров обеспечения надежности подготовительных выработок рамно-анкерной крепью // Диссертация на соискание учен. степ. канд. техн. наук. - Алчевск, 2000. - 256 с.
37. Бабиюк Г.В., Леонов А.А. Рамно-анкерная крепь – перспективный способ повышения устойчивости подготовительных выработок // Матер. научно-практ. конф. Перспективы развития угольной промышленности на пороге XXI века. – Алчевск: ИПЦ Ладо ДГМИ, 2000. – С. 61-66.
38. Выемка угля с применением врубовых машин // Уголь Донбасса: сайт. URL: [http://www.coal.in.ua/vosstanovlenie\\_donbassa/ochistnaja\\_vyemka\\_uglja\\_vrubovymi\\_mashinami/658-vyemka-uglya-s-primeneniem-vrubovyh-mashin.html](http://www.coal.in.ua/vosstanovlenie_donbassa/ochistnaja_vyemka_uglja_vrubovymi_mashinami/658-vyemka-uglya-s-primeneniem-vrubovyh-mashin.html)  
(дата звернення: 01.12.2019).