

**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 заходів щодо ведення гірничорятувальних робіт у підготовчих виробках»**

**Виконала** студент групи ГІР-18зм    Зайцева Ж.В.    .....  
(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**

**Зайцевої Жанни Володимирівні**

1. Тема роботи: Обґрунтування технологічних параметрів побудови вугільної шахти в заданих гірничо-геологічних умовах з детальною розробкою основного питання: «Розробка заходів щодо ведення гірничорятувальних робіт у підготовчих виробках»

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 розріз 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 \_\_\_\_\_

Зайцева Ж.В.

Керівник проекту \_\_\_\_\_

Діденко М.О.

## Анотація

*Дипломний проект:* 162 стор., 67 табл., 28 рис., 39 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.  $h_{10}$ , вибір і обґрунтування способів охорони і підтримки підготовчих виробок пл.  $h_{10}$ , розробка заходів щодо ведення аварійно-рятувальних робіт у підготовчих виробках пл.  $h_{10}$ , 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 СХУ імені Володимира Даля.

В проекті надано прогноз гірничо-геологічних умов розробки пл.  $h_7$ ,  $h_8$  и  $h_{10}$ . 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 КМ137, у підготовчих виробітках – застосування рурсурсозберігаючого способу підтримки, заснованого на комплексному використанні ущільнення тріщинуватих порід, анкерування й установки рамного кріплення з розпором. Перераховані техніко-технологічні рішення дозволять забезпечити продуктивність праці робітників до 54,4 т/вихід, забезпечити середньодобове навантаження до 1100 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. Геологічна будова родовища .....	7
1.1.1. Стратиграфія та літологія.....	7
1.1.2. Тектоніка.....	7
1.1.3. Вугленосність .....	9
1.1.4. Якість вугілля .....	9
1.1.5. Гідрогеологічні умови .....	10
1.1.6. Гірничо-геологічні умови.....	11
1.2. Границі й запаси шахтного поля .....	14
2. Технологічна частина проекту.....	22
2.1. Розробка основних напрямків проекту .....	22
2.2. Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти й режим її роботи .....	24
2.2.1. Технологічні схеми ведення очисних робіт, що застосовуються на шахті .....	24
2.2.2. Виробнича потужність шахти.....	24
2.2.3. Режим роботи шахти.....	27
2.3. Розкриття, підготовка й системи розробки пластів.....	27
2.3.1. Підготовка шахтного поля й обґрунтування прийнятої системи розробки .....	27
2.3.2. Розкриття шахтного поля .....	32
2.3.3. Капітальні гірничі виробки .....	33
2.4. Паспорта виймальної ділянки, проведення й кріплення підземних виробок .....	37
2.4.1. Паспорт виїмки вугілля, кріплення й управління покрівлею у очисному вибої .....	37
2.4.2. Паспорт проведення й кріплення підготовчих виробок .....	48
2.4.3. Транспорт вугілля, породи, матеріалів і обладнання, перевезення людей на дільниці.....	61
2.4.4. Провітрювання дільниці.....	61
2.4.5. Електропостачання дільниці .....	71
2.4.6. Заходи щодо охорони праці й безпеки робіт.....	74
2.5. Магістральний транспорт.....	76
2.6. Провітрювання шахти.....	78
2.6.1. Розрахунок витрати повітря для провітрювання шахти в цілому.....	78
2.6.2. Розрахунок депресії шахти.....	81
2.6.3. Вибір вентилятора головного провітрювання.....	87
2.7. Стаціонарні установки.....	90
2.7.1. Головна підйомна установка.....	90
2.7.2. Розрахунок водовідливної установки .....	96
2.8. Технологічний комплекс поверхні .....	106
2.9. Охорона праці.....	108
2.9.1. Розрахунок параметрів обезпилювання виїмкової дільниці .....	109

2.9.2. Протипожежний захист і план ліквідації аварії.....	114
2.10. Охорона навколишнього середовища .....	117
2.10.1. Охорона атмосфери.....	117
2.10.2. Охорона підземних і поверхневих вод.....	120
2.10.3. Охорона надр .....	120
2.10.4. Рекультивація земель.....	121
2.10.5. Утилізація відходів виробництва .....	121
2.11. Заходи цивільної оборони .....	122
3. Основна частина проекту: «Розробка заходів щодо ведення аварійно-рятувальних робіт у підготовчих виробках».....	126
3.1. Вступ.....	126
3.2. Тактико-технологічна схема гасіння підземної пожежі.....	127
3.3. Короткий опис ходу ліквідації аварії .....	131
3.4. Характеристика аварійної ділянки .....	133
3.5. Розрахунок часу прибуття відділень на аварійну ділянку з метою ліквідації аварії .....	133
3.6. Розрахунок параметрів вільного розвитку пожежі.....	139
3.7. Розрахунок гасіння пожежі суцільними водяними струменями.....	140
3.8. Визначення вибуховості суміші пальних газів .....	141
3.9. Ізоляція аварійної ділянки.....	147
3.10. Розрахунок параметрів запуску парогазової суміші .....	151
4. Техніко-економічна частина .....	153
4.1. Капітальні витрати на технічне переоснащення шахти.....	153
4.2. Економічна ефективність виробництва .....	154
Список використаної літератури .....	160

## 1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 1.1 ГЕОЛОГІЧНА БУДОВА РОДОВИЩА

#### 1.1.1 СТРАТИГРАФІЯ ТА ЛІТОЛОГІЯ

У геологічній будові родовища беруть участь відкладення середнього відділу карбону, що на більшій частині площі перекриті четвертинними суглинками та глинами.

Короткі відомості про стратиграфію та літологічний состав родовища наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1.

#### Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Найменування стратиграфічних горизонтів		Потужність світи, м	Літологічний состав, $\frac{м}{\%}$					Робочі вугільні пласти
період	світа		піщаники	аргіліти	алевроліти	вапняки	вугілля	
Четвертинний		до 20	–	–	–	–	–	–
Кам'яновугільний	$C_2^5$	565	$\frac{227,0}{40,2}$	$\frac{220,0}{38,9}$	$\frac{99,0}{17,5}$	$\frac{7,9}{1,4}$	$\frac{11,1}{2,0}$	–
	$C_2^4$	460	$\frac{138,0}{30,0}$	$\frac{171,0}{37,2}$	$\frac{137,5}{29,9}$	$\frac{7,5}{1,6}$	$\frac{6,0}{1,3}$	–
	$C_2^3$	700	$\frac{218,0}{31,2}$	$\frac{304,5}{43,5}$	$\frac{164,5}{23,5}$	$\frac{1,4}{0,2}$	$\frac{11,6}{1,6}$	$h_7, h_8, h_{10}$

Промислова вугленосність поля шахти пов'язана з відкладеннями світи  $C_2^3$ . Пласти світ  $C_2^5$  і  $C_2^4$  промислового значення не мають.

#### 1.1.2 ТЕКТОНІКА

У тектонічному відношенні поле шахти пов'язане зі східною частиною синкліналі, займає її південне крило. Простягання порід субширотне, що переходить до осі синкліналі в меридіональне, падіння – північне. Кути падіння на виходах змінюються від  $25^\circ$  до  $40^\circ$ , а із глибиною зменшуються до  $2-3^\circ$ . Шахтне поле розбито низкою розривних порушень скидного характеру на окремі блоки. У межах поля шахти виділяються три зони розривних порушень.

Перша з них на заході представлена двома скидами. Один із скидів є західною границею шахтного поля і має амплітуду до 90 м. Скид ускладнений зоною дроблення, яка характеризується наявністю численних розривів, які сходяться. Зона тріщинуватості досягає 800-900 м і характеризується підвищеною водообільністю. Простягання скиду північно-східне, падіння площини зміщувача – східне під кутом  $85^\circ$ . Другий скид розташований у 300 м на схід від першого, примикає до нього, має амплітуду зміщень порід 10-30 м та супроводжується зоною тріщинуватих порід до 10-25 м.

Друга зона порушень простежується у центральній частині шахтного поля і представлена кількома скидами. Амплітуда скидів змінюється від декількох метрів до 13-16 м. За даними гірничих робіт друга зона розривних порушень супроводжується інтенсивною тріщинуватістю й обводненням, що сприяють проривам води у гірничі виробки при її розкритті (відзначено прорив води у 10 західний відкаточний штрек пл.  $h_{10}$  з первинним дебітом більш  $2000 \text{ м}^3/\text{год}$ ). Ширина зони тріщинуватості досягає 200 м, розкриття тріщин змінюється від 1-2 мм до 1 м, а відстань між ними становить 0,5-1,4 м.

Третя зона порушень займає все східне крило шахтного поля, має найбільшу ширину до 3 км і простирається від скиду №1 на заході до східної границі поля. Зона являє собою серію розривних порушень субмеридіального напрямку з падінням площин зміщувача як у східному, так й у західному напрямках. Ці порушення розчленовують усе східне крило на окремі блоки, які розбиті, у свою чергу, численними дрібноамплітудними розривами. Амплітуди зміщень по скидах коливаються від декількох метрів до 170-227.

Незважаючи на широкий розвиток, розривні порушення в основній своїй частині негативного не вплинуть на ведення очисних робіт, тому що західні скиди є природною границею шахтного поля, східні – обмежують недостатньо розвідану частину шахтного поля (запаси категорії  $C_2$ ).



### 1.1.3 ВУГЛЕНОСНІСТЬ

Складові Боково-Хрустальської синкліналі (кам'яновугільні відкладення) представлені породами світ  $C_2^3$ ,  $C_2^4$ ,  $C_2^5$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^7$  середнього карбону.

Пласти світ  $C_2^4$ ,  $C_2^5$ ,  $C_2^6$ ,  $C_2^7$  промислового значення не мають.

Світа  $C_2^3$  на оцінюваній площі розкрита від вугільного пласта  $h_7$  до вапняку  $I_1$ , загальною потужністю 500 м. Вона містить 3 пласта робочої потужності:  $h_{10}$ ,  $h_8$ ,  $h_7$  та 8 пластів, потужність яких не досягає робочої.

Таблиця 1.2.

#### Характеристика робочих вугільних шарів

Індекс пласта	Потужність пласта, $\frac{\text{от - до}}{\text{середня}}$		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	загальна, м	корисна, м			
$h_{10}$	$\frac{0,89-1,17}{1,03}$	$\frac{0,6-1,3}{0,95}$	260	проста	витриманий
$h_8$	$\frac{1,1-1,38}{1,24}$	$\frac{1,05-1,3}{1,18}$		проста	витриманий
$h_7$	$\frac{0,68-1,05}{0,87}$	$\frac{0,6-0,87}{0,74}$	170	складна	відносно витриманий

### 1.1.4 ЯКІСТЬ ВУГІЛЛЯ

На поверхні вугілля транспортується від головного ствола по транспортних галереях стрічковими конвеєрами на збагачувальну фабрику, а відтіля відправляється або безпосередньо у залізничні вагони типу П-3м або на вугільний склад.

Таблиця 1.3

#### Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості вугілля					Марка вугілля
	Зольність $A^{\text{daf}}$ , %	Вологість $W_t^r$ , %	Вміст сірки $S_t^{\text{daf}}$ , %	Вихід летучих $V^{\text{daf}}$ , %	Вища теплота згоряння $Q_s^{\text{daf}}$ , ккал/кг	
$h_{10}$	16,9	4,5	1,1	3,4	8026	А
$h_8$	23,4	4,0	1,07	3,6	7896	А
$h_7$	24,2	4,5	1,05	2,9	8077	А

### 1.1.5 ГІДРОГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ

Підземні води в межах родовища розташовані в четвертинних і кам'яновугільних відкладеннях. В обводнюванні гірничих виробок води четвертинних відкладень не беруть участь.

Води кам'яновугільних відкладень є джерелом обводнювання гірничих виробок шахти. Водоносні горизонти пов'язані з тріщинуватими піщаниками, вапняками, рідше аргілітом і мають напір. Водоносність порід карбону обумовлена їх тріщинуватістю, що по площі та у вертикальних розрізах неоднорідна. Тріщини вивітрювання поширені, у середньому, до глибини 40-50м. На більших глибинах водоносність порід пов'язана з тектонічною тріщинуватістю. Гарними колекторами підземних вод на ділянці є диз'юнктивні порушення типу скидів і зони інтенсивної тріщинуватості порід.

Обводнювання гірничих виробок пласта  $h_{10}$  відбувається за рахунок водоносних горизонтів, що знаходяться у тріщинуватих піщаниках  $h_{10}^H$   $S$   $h_{10}^e$ ,  $h_{10}^e$   $S$   $h_{11}^1$ ,  $H_6'$   $S$   $h_{10}^H$  і залягають у покрівлі та підшві пласта. Вибої лав по пл.  $h_{10}$  до посадки основної покрівлі обводнюються із ґрунту. Величина водопритоків у вибої лав в окремих випадках досягає 100 м<sup>3</sup>/год. Загальношахтні водопритоки по пласту становлять 660-840 м<sup>3</sup>/год.

Джерелами обводнювання гірничих виробок пласта  $h_8$  є піщаники  $h_8$   $S$   $H_5^1$  й  $H_5^\circ$   $S$   $h_8$ , що залягають у підшві та покрівлі. Вибої лав пласта до посадки основної покрівлі сухі. Водопритоки у виробки пласта становлять 350-450 м<sup>3</sup>/год.

В обводнюванні гірничих виробок пласта  $h_7$  беруть участь водоносні горизонти, що знаходяться у піщаниках покрівлі й підшви пласта:  $h_7$   $S$   $H_5^\circ$  і  $H_5$   $S$   $h_7$ . Вибої лав пласта до посадки основної покрівлі, в основному, сухі. Первинні водопритоки становлять 90-150 м<sup>3</sup>/год.

Затоплених виробок у межах поля шахти немає.

Шахтні води на досягнутих глибинах відробки сульфатно-хлоридно-натрієві з мінералізацією порядку 2,2-2,3 г/дм<sup>3</sup>, слаболужні ( $pH=8,0-8,8$ ), загальна жорсткість становить 7,0-8,0 мг-екв/дм<sup>3</sup>.

У технічному відношенні води слабоагресивні по вмісту сульфатів до бетонів на портландцементях і середньоагресивні до сталевих конструкцій, що спінуються з більшим вмістом твердого казанового каменю. При відробці запасів на глибинах 1200 м та більше склад шахтних вод варто очікувати хлоридно-сульфатно-натрієвий з мінералізацією до 3-3,5 г/дм<sup>3</sup>. Вміст токсичних елементів у шахтній воді не перевищує гранично припустимих концентрацій. Каротажними роботами в межах шахтного поля радіоактивні аномалії не виявлені.

Вода не придатна для питного водопостачання.

Притоки води в шахту у 2004 році склали:

в I кварталі – 1131 м<sup>3</sup>/год;

в II кварталі – 1050 м<sup>3</sup>/год;

в III кварталі – 1172 м<sup>3</sup>/год;

в IV кварталі – 1100 м<sup>3</sup>/год.

Середньорічний приток води склав 1113,5 м<sup>3</sup>/ч. Коефіцієнт водообільності 67,8 м<sup>3</sup>/тонну добової добичі.

### 1.1.6 ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНІ УМОВИ

У безпосередній покрівлі пласта  $h_{10}$  залягають аргіліти, алевроліти й піщаники. По даним гірничих робіт аргіліти – шаруваті, тріщинуваті, при наявності ендегенних тріщин через 0,15-0,30 м обвалюються блоками 1,0×1,5×0,5 м. Алевроліти потужністю до 1 м характеризуються низькими міцністними показниками через наявність по-різному спрямованих дзеркал сковзання, більшої кількості тонких вугільних пропластків, підвищеної тріщинуватості й слабого контакту з вищележачими породами, що приводить місцями до обвалення покрівлі на всю потужність алевроліти. Алевроліти в покрівлі варто очікувати досить нестійкими при потужності до 0,5 м, що

утворюють «хибну покрівлю», нестійкими при потужності до 1 м и в місцях геологічних порушень, при потужності більше 1 м – малостійкими. Піщаники очікуються стійкими.

Безпосередня підшва пласта  $h_{10}$  представлена переважно аргілітами (69%), рідше – алевролітами (30%). Аргіліти – середньостійкі. При обводнюванні верхня частина шару (0,5-0,7м) грудкуватої текстури схильна до слабого піддування. Алевроліти, виходячи з досвіду ведення гірничих робіт сусідніми шахтами, варто очікувати нестійкими внаслідок їх обводнення.

У цілому гірничо-геологічні умови експлуатації пласта  $h_{10}$  варто вважати відносно сприятливими. Ускладнення при веденні очисних і підготовчих робіт буде викликати нестійка покрівля, що представлена малопотужними алевролітами і аргілітами, і нестійкий ґрунт при обводнюванні алевроліту.

У безпосередній покрівлі пласта  $h_8$  залягають переважно піщаники (48%) і аргіліти (39%), рідше алевроліти (13%). По даним гірничих робіт піщаники середньостійкі й стійкі. В результаті наявності у нижній частині товщі піщанику тонких вугільних пропластків у зонах розмивів пласта створюються куполообразні обвалення висотою до 1 м. Піщаники зон розмиву є малостійкими. Аргіліти при потужності до 0,5 м є досить нестійкими, від 0,5 до 1,0 м – нестійкими, більше 1,0 м – малостійкими й середньостійкими. При наявності тонких (до 2-3 мм) шарів вугілля аргіліти піщані можуть утворити «хибну покрівлю», що буде обвалюватися у слід за виїмкою вугілля або одночасно з вугіллям на висоту до 0,5 м. За даними гірничих робіт алевроліти, що залягають у безпосередній покрівлі – слабкі, обвалюються слідом за виїмкою вугілля на висоту 0,5 м та можуть утворити «хибну покрівлю». Потужність нестійких алевролітів досягає 1 м.

Основна покрівля пласта представлена товщею середньо обвалюваних сланцевих порід, важко обвалюваних і вельми важко обвалюваних піщаників, що чередуються між собою.

Безпосередньою підшвою пласта  $h_8$  є середньостійкі аргіліти (84%). На невеликих ділянках у підшві залягають стійкі піщаники (8%), а також

нестійкі й середньостійкі аргіліти (8%). Аргіліти при постійному їх зволоженні мають властивості до здимання в підготовчих гірничих виробках на глибину до 0,6 м.

У цілому, умови відпрацьовування пласта  $h_8$  будуть відносно сприятливими, за винятком ділянок розповсюдження у покрівлі й підшві алевролітів, а також зон руслових розмивів.

Умови відпрацьовування пласта  $h_7$  будуть складними через наявність алевролітів, а в місцях інтенсивної тріщинуватості також аргілітів, які будуть утворювати «хибну покрівлю» і підшву, що здимається.

Шахта є негазовою. Ведення робіт ускладнюється наявністю вуглекислого газу, середня абсолютна вуглекислотність становить 23,8 м<sup>3</sup>/хв. Пласти  $h_{10}$ ,  $h_8$ ,  $h_7$  загрожують гірськими ударами з глибини 540 м. Пласти вугілля не схилі до самозаймання, вугільний пил вибухобезпечний. Проходка гірничих виробок з підривкою порід підшви й покрівлі буде проводитися в силікозо-небезпечних умовах.

## 1.2 ГРАНИЦІ І ЗАПАСИ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Відповідно до прийнятих рішень технічну границю шахти по пласту  $h_7$  приймемо:

- на півдні – ізогипса мінус 500 (12 східний відкаточний штрек);
- на півночі – ізогипса мінус 1100;
- на сході – скид  $I$ ;
- на заході – границя з сусідньою шахтою.

Запаси будемо підраховувати одним блоком способом середнього арифметичного. Розмір блоку:

- по простяганню – 10000 м;
- по падінню – 3000 м.

Для підрахунку запасів по пласту  $h_8$  шахтне поле розіб'ємо на 3 блоки:

Східний блок (блок №1):

- на півдні – ізогипса мінус 350;
- на півночі – ізогипса мінус 1000;
- на сході – скид  $I$ ;
- на заході – границя з сусідньою шахтою до позначки мінус 650.

Розмір блоку №1 по падінню – 3000 м, по простяганню – 1500 м.

Центральний блок (блок №2):

- на півдні – ізогипса мінус 650;
- на півночі – ізогипса мінус 1000;
- на сході – границя зі Східним блоком (блок №1);
- на заході – границя із Західним блоком (блок №3).

Розмір блоку №2 по простяганню – 4500 м, по падінню – 1200 м.

Західний блок (блок №3):

- на півдні – границя з гірничими роботами шахти по 2 західному ярусному штреку, ізогипса мінус 780;
- на півночі – ізогипса мінус 1000;
- на сході – границя з Центральним блоком (блок №2);
- на заході – скид.

Розмір блоку №3 по простяганню - 4000 м, по падінню - 1500 м.

Підрахунок ведемо способом середнього арифметичного по блоках.

Для підрахунку запасів по пласту  $h_{10}$  шахтне поле розіб'ємо також на 3 блоки:

Східний блок (блок №1):

– на півдні – границя з сусідньою шахтою;

– на півночі – технічна границя, що проходить по лінії свердловин Ф2198, Ф2132;

– на сході – границя з сусідньою шахтою;

– на заході – скид *I*.

Розмір блоку №1 по падінню – 2000 м, по простяганню – 2700 м.

Центральний блок (блок №2):

– на півдні – гірничі роботи 1 та 2 північних лав;

– на півночі – технічна границя, що проходить по лінії свердловин Ф2199, Ф2139;

– на сході – лінія розщеплення пласта, що проходить між свердловинами Ж3640, Ж3663;

– на заході – гірничі роботи 313 лави, 10 східний відкаточний штрек.

Розмір блоку №2 по простяганню – 1500 м, по падінню – 3500 м.

Західний блок (блок №3):

– на півдні – 10 західний відкаточний штрек;

– на півночі – технічна границя шахти;

– на сході – 10 східний відкаточний штрек;

– на заході – західна границя безпечного ведення гірничих робіт.

Розмір блоку №3 по простяганню – 2500 м, по падінню – 1200 м.

Підрахунок ведемо способом середнього арифметичного по блоках.

Запаси кам'яного вугілля по кожному пласту підраховані способом середнього арифметичного, тому що кут падіння пластів змінюється незначно.

Запаси по кожному з пластів визначалися за формулою:

$$Q_{\text{ср.ар.}} = L \cdot l \cdot m_{\text{ср.н}} \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ Т} \quad (1.1)$$

де  $L, l$  – розміри шахтного поля в площині пласта відповідно по його простяганню та падінню, м;

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

$\gamma_{\text{ср}}$  – середня об'ємна маса вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Результати підрахунку запасів наведені в табл. 1.4

Таблиця 1.4

Балансові запаси шахтного поля

Індекс пласта	Похила площа пласта $S_{\text{п}}=L \cdot l, \text{ м}^2$	Нормальна середня потужність $m_{\text{н}}, \text{ м}$	Середня об'ємна маса вугілля $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Запаси вугілля $Q$ , тис. т
$h_7$	30000000	0,82	1,71	42066
Всього по пласту $h_7$				42066
Блок №1 пл. $h_8$	4500000	1,15	1,72	8901
Блок №2 пл. $h_8$	5400000	1,36	1,75	12852
Блок №3 пл. $h_8$	6000000	1,13	1,76	11932
Всього по пласту $h_8$				33685
Блок №1 пл. $h_{10}$	5400000	0,7	1,71	6464
Блок №2 пл. $h_{10}$	4500000	1,4	1,75	11025
Блок №3 пл. $h_{10}$	3000000	0,98	1,73	5086
Всього по пласту $h_{10}$				22575
Разом				98326

Проектні втрати вугілля під промислову площадку шахти визначаються з вираження:

$$P_1 = S_{\text{ц}} \cdot m_{\text{ср.н}} \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ Т} \quad (1.2)$$

де  $S_{\text{ц}}$  – площа цілика, м<sup>2</sup>;

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

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

Результати розрахунку проектних втрат під охорону промислової площадки шахти зводимо в табл. 1.5.



Таблиця 1.5

## Розрахунок втрат у ціликах під промислову площадку шахти

Індекс пласта	Промплощадка	Розміри цілика та його площа $S_{ц}$ , м <sup>2</sup>	Потужність пласта $m_{н.ср}$ , м	Об'ємна маса вугілля $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Проектні втрати $P_1$ , т
$h_7$	вертикальний ствол шахти	700×1350=945000	0,82	1,71	1325079
Всього по пласту $h_7$					1325079
$h_{10}$	східний вентиляційний ствол	500×530=265000	0,7	1,71	317205
	західний вентиляційний ствол	620×650=403000	0,98	1,73	683246
Всього по пласту $h_{10}$					1000451
Разом					2325530

Втрати в бар'єрних ціликах визначаються за формулою:

$$P_2 = l \cdot d \cdot m_n \cdot \gamma_{ср}, \text{ т} \quad (1.3)$$

де  $l$  – довжина цілика у площині пласта, м;

$m_n$  – нормальна потужність пласта, що виймається, м;

$d$  – ширина цілика, що обчислюється за формулою:

$$d = 5 \cdot m_n + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м} \quad (1.4)$$

де  $L$  – довжина ходу маркшейдерської зйомки від ствола до цілика, м;

$H$  – глибина закладення цілика від земної поверхні, м.

Результати розрахунку втрат у бар'єрних ціликах зводимо у табл. 1.6.

Таблиця 1.6

## Розрахунок втрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласта	$m_n$ , м	$H$ , м	$L$ , м	$d$ , м	$l$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$P_2$ , т
$h_7$	0,82	790	6200	56	3000	1,71	235570
$h_8$	границі проходять по зоні тектонічних порушень						0
$h_{10}$	0,7	710	5000	49	2700	1,71	158363
Разом							393933

Проектні втрати вугілля за геологічною або гірничо-геологічною ознакою визначаємо за формулою:

$$P_3 = l_n \cdot d_n \cdot m_n \cdot \gamma_{ср}, \text{ т} \quad (1.6)$$

де  $l_n$  – довжина тектонічного порушення, м;

$d_n$  – ширина зони розламу або підвищеної тріщинуватості вздовж текто-

нічного порушення, м.

Результати розрахунку втрат за гірничо-геологічними ознаками зводимо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7

## Проектні втрати у геологічних порушень

Індекс шару	Порушення	$d_n$ , м	$l_n$ , м	$m_n$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$P_3$ , т
$h_7$	скид I	45	3000	0,82	1,71	189297
	скид II	60	3000	0,82	1,71	252396
Всього по пласту $h_7$						441693
$h_8$	скид I	45	4300	1,15	1,72	382743
	скид II	60	4500	1,15	1,72	534060
	скид III	50	1500	1,15	1,76	149160
Всього по пласту $h_8$						1065963
$h_{10}$	скид I	50	1700	0,7	1,71	101745
Всього по пласту $h_{10}$						101745
Втрати по пластам разом						1609401

Проектні експлуатаційні втрати визначаються з виразу:

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

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

$P_1, P_2, P_3$  – сумарні проектні втрати, що обчислені раніше т;

$c$  – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$P_4 = [98326000 - (2325530 + 393933 + 1609401)] \cdot 0,041 = 3853882 \text{ т.}$$

Визначаємо проектні втрати вугілля за формулою:

$$\sum P_{\text{пр}} = P_1 + P_2 + P_3 + P_4, \quad (1.8)$$

де  $P_1$  – проектні втрати під промислову площадку шахти, т;

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

$P_3$  – втрати по гірничо-геологічних ознаках, т;

$P_4$  – експлуатаційні втрати, т;

Загальні проектні втрати рівні:

$$\sum P_{\text{пр}} = 2325530 + 393933 + 1609401 + 3853882 = 8182746 \text{ т}$$

Визначаємо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\sum P = \frac{P_1 + P_2 + P_3 + P_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100\% = \frac{8182746}{98326000} \cdot 100\% = 8,3\%$$

Обчислюємо промислові запаси по формулі:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \sum P_{\text{пр}} \quad (1.9)$$

Промислові запаси рівні:

$$Q_{\text{пр}} = 98326 - 8183 = 90143 \text{ тис. т}$$

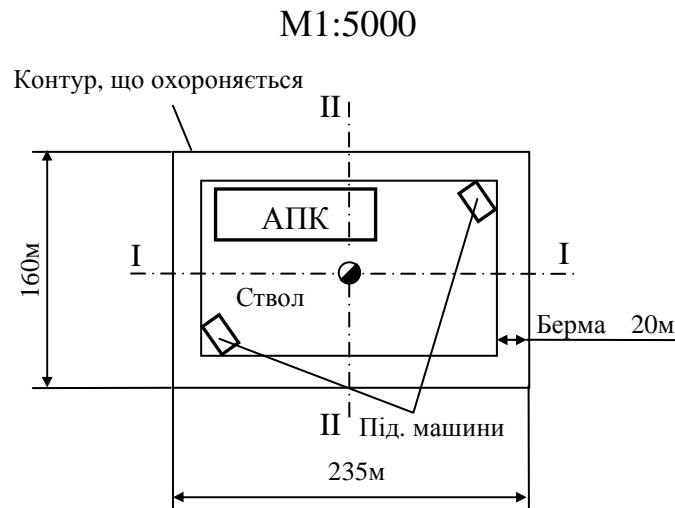


Рисунок 1.1 – Схема побудови контуру, що охороняється, під промисловий майданчик шахти

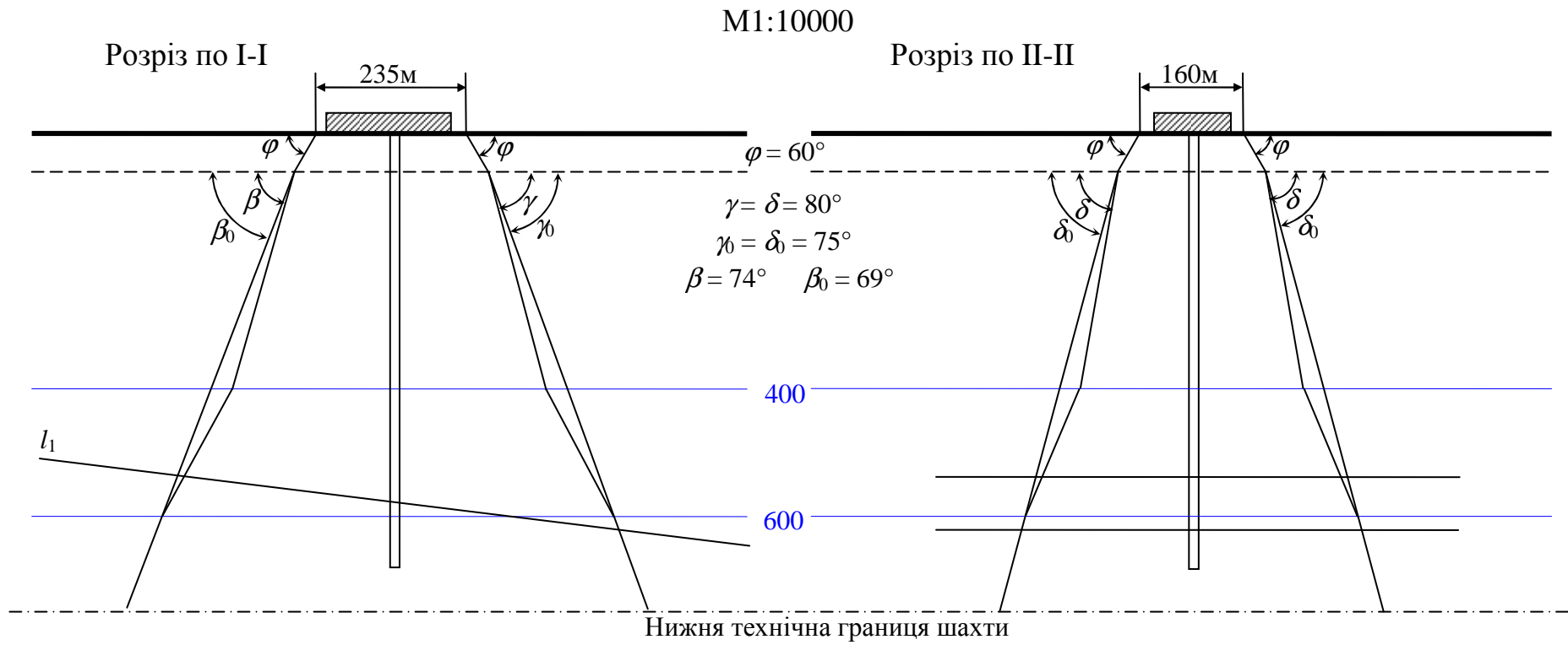


Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти

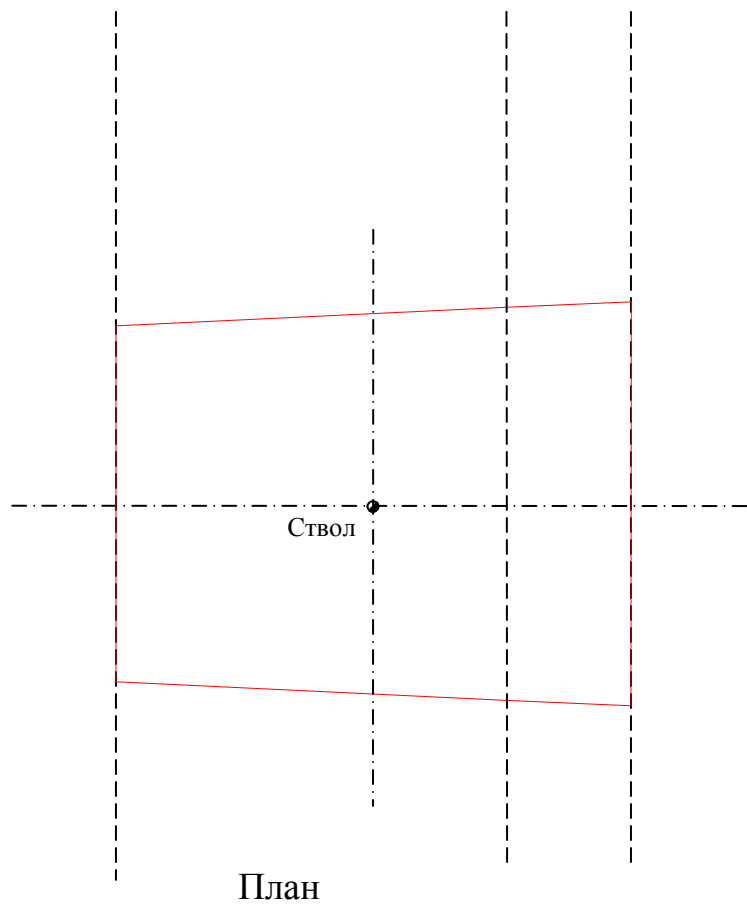


Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти

## 2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

### 2.1. Розробка основних напрямків проекту

Для визначення рівня видобутку, при якому шахта може бути рентабельною, були виконані укрупнені розрахунки, що відбивають залежність показників собівартості, оптової ціни й прибутку (збитків) на 1 тону товарного вугілля при збільшенні видобутку вугілля по шахті.

При розрахунку показників собівартості, ураховувалися зміни постійних й умовно-постійних витрат при збільшенні рівня видобутку по шахті й змінних витратах при можливому збільшенні середньодобового навантаження на очисні вибої, а також додаткові експлуатаційні витрати, пов'язані з уведенням знову підготовлюваних шахтних полів.

Рівень видобутку, при якому шахта буде незбитковою, розраховувався за умови рівності відпускних цін на вугілля й собівартості товарного вугілля. Для наочності дані проведених розрахунків наведені на рис. 2.1.

Як видно з розрахункових даних, шахта може досягти беззбиткових результатів своєї діяльності та не потребувати постійної державної підтримки при рівні видобутку не нижче 800 тис. т.

На підставі проведеного аналізу можна зробити висновок, що без вживання заходів, спрямованих на підвищення видобутку вугілля й продуктивності праці, робота шахти з позитивними техніко-економічними показниками буде неможлива. Отже, для поліпшення техніко-економічних показників роботи можна визначити наступні задачі:

– збільшення виробничої потужності шахти за рахунок залучення у відпрацювання запасів пл.  $h_{10}$  і введення додаткової лінії очисних вибоїв (для розкриття й підготовки західної панелі пласта  $h_{10}$  необхідно провести наступні виробітки: вантажний ухил і вантажолюдський ходок загальною довжиною 2600 м; 2 штреки довжиною по 500 м; 2 штреки довжиною по 1000 м; дренажний штрек довжиною 400 м.);

– скорочення діючої мережі гірничих виробок з метою зменшення витрат на їх проведення і підтримку;

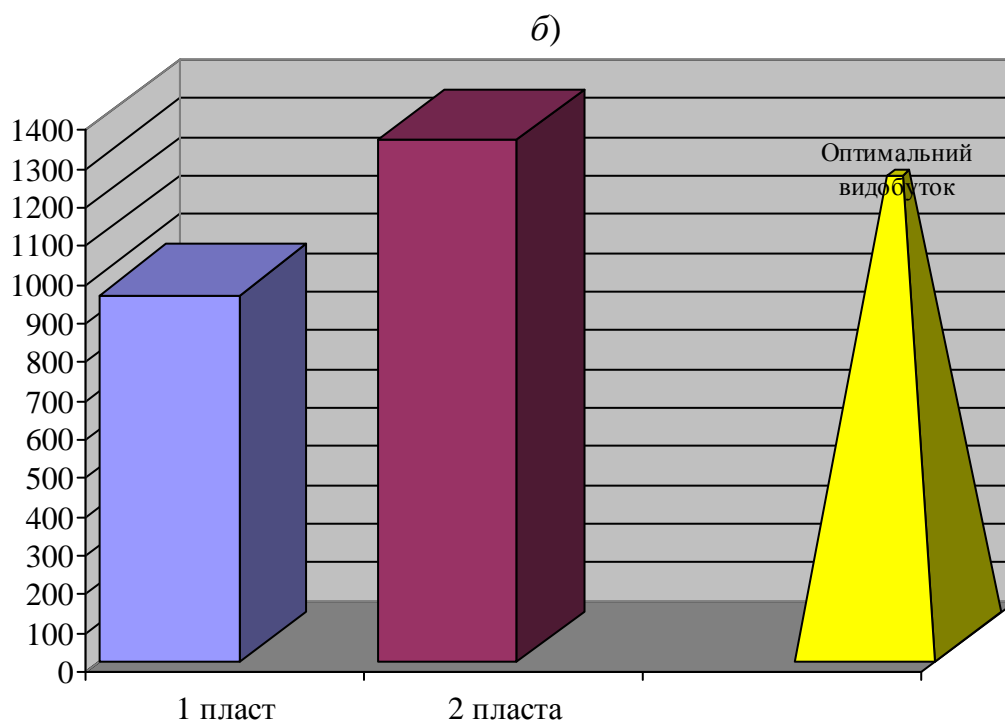
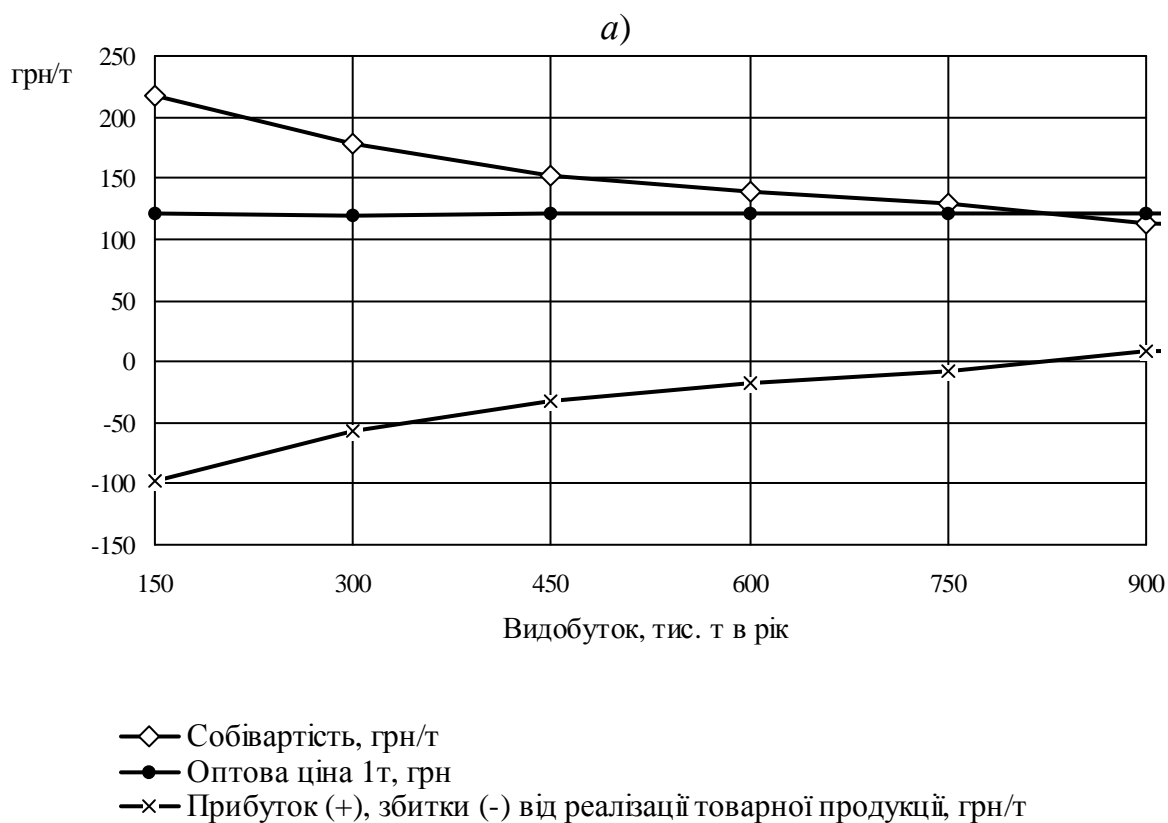


Рисунок 2.1 – Визначення рівня видобутку вугілля, що забезпечує рентабельну роботу шахти (а) і діаграма залежності потужності шахти від числа пластів, що одночасно розроблюються (б)

- використання прогресивного і продуктивного очисного устаткування;
- удосконалення схеми підготовки шахтного поля;
- вибір більш прогресивних і економічних елементів технологічної схеми ведення очисних робіт та обґрунтування її параметрів;
- використання ресурсозберігаючих способів підтримки підготовчих виробок та обґрунтування їх параметрів.

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

### 2.2.1. Виробнича потужність шахти

Використовуючи результати розрахунків на ЕОМ (листинги 2.1-2.3), визначимо середнє навантаження на очисні вибої в місяць при одночасному відпрацьовуванні одного або двох пластів.

Середньомісячне навантаження по 2-м пластам визначається по формулі:

$$A_{\text{оз.м(1-2)}} = \frac{A_{\text{оз.м1}} + A_{\text{оз.м2}}}{2}, \text{ т/міс} \quad (2.1)$$

де  $A_{\text{оз.м1}}$  – місячне навантаження на пл.  $h_{10}$ , т/мес.;

$A_{\text{оз.м2}}$  – місячне навантаження на пл.  $h_8$ , т/мес.

$$A_{\text{оз.м(1-2)}} = \frac{18800 + 15000}{2} = 16900 \text{ т/міс}$$

Визначаємо коефіцієнт, що враховує вплив глибини розробки на проектну потужність:

$$k_{\text{гл}} = 1 + \frac{H_{\text{в.г.}}}{H_{\text{н.г.}}}, \quad (2.2)$$

де  $H_{\text{в.г.}}$  – глибина закладення верхньої границі шахтного поля, м;

$H_{\text{н.г.}}$  – глибина закладення нижньої границі шахтного поля, м;

$$k_{\text{гл}} = \frac{40}{960} = 1,04$$



Визначимо сумарну потужність всіх кондиційних шарів:

$$m_{\text{сум}} = m_1 + m_2 = 1,0 + 0,87 = 1,87 \quad (2.3)$$

Приймаємо до одночасного відпрацювання пл.  $h_{10}$ .

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

$$k_{\text{н.оз1}} = \sqrt{\Psi_6 A_{\text{оз.м1}} \cdot \frac{m_{\text{ср}}}{m_1}}, \quad (2.4)$$

де  $\Psi_6$  – коефіцієнт, що відбиває ступінь впливу середнього навантаження на очисної вибій на виробничу модність шахти;

$m_{\text{ср}}$  – середня потужність кондиційних запасів, м.

$$k_{\text{н.оз1}} = \sqrt{0,006 \cdot 18800 \cdot \frac{0,935}{1,0}} = 3,24$$

Обчислюємо коефіцієнт, що враховує число вугільних шарів, прийнятих до одночасного відпрацювання

$$k_{\text{пл.1}} = \frac{1 + \sqrt{n_{\text{пл.п}} - 1}}{\sqrt{n_{\text{пл.п}}}}, \quad (2.5)$$

де  $n_{\text{пл.п}}$  – число шарів, що відпрацьовують одночасно

$$k_{\text{пл.1}} = \frac{1 + \sqrt{1 - 1}}{\sqrt{1}} = 1$$

Визначаємо проектну потужність шахти за умови, що в одночасному відпрацюванні перебуває тільки пл.  $h_{10}$

$$A_{\text{ш.г1}} = (k_{\text{пл.1}} + k_{\text{н.оз1}}) \sqrt{Z_{\text{пром}} \frac{T_1}{T_{\text{сум}}} \cdot k_{\text{гл}}}, \text{ тис. т} \quad (2.6)$$

де  $Z_{\text{пром}}$  – промислові запаси, намічені до відпрацювання, тис. т.

$$A_{\text{ш.г1}} = \sqrt{90000 \cdot \frac{1,0}{1,87}} \cdot 1,04 (1 + 3,24) = 948 \text{ тис. т}$$

Приймаємо, що в одночасному відпрацьовуванні перебувають 2 пласта ( $h_{10}$  та  $h_8$ ). Повторно обчислимо  $k_{пл.2}$ :

$$k_{пл.2} = \frac{2 + \sqrt{2-1}}{\sqrt{2}} = 1,41$$

Обчислимо коефіцієнт  $k_{н.032}$  по формулі (2.4):

$$k_{н.032} = \sqrt{0,006 \cdot 15000 \frac{0,935}{(1+0,87)/2}} = 3,0$$

Визначимо проектну потужність шахти за умови, що в одночасному відпрацьовуванні перебувають 2 пласта:

$$A_{ш.г2} = (1,41 + 3,0) \sqrt{90000 \left( \frac{1+0,87}{1,87} \right)} \cdot 1,04 = 1,350 \text{ тис. т/рік}$$

Таким чином, приймаємо до одночасного відпрацювання 2 пласта. Оптимальна виробнича потужність виходячи з рис. 2.1 складе 1200 тис. т/рік

Строк служби шахти визначимо по формулі:

$$T = \frac{Z_{пром}}{A_{ш.г}} + t_3, \text{ років} \quad (2.7)$$

де  $t_3$  – час на загасання шахти, років.

$$T = \frac{90000}{1200} + (2,3 + 1,8 \cdot 1,2) = 75 + 4,5 = 80 \text{ років.}$$

### 2.2.2 Режим роботи шахти

Відповідно до «Норм технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт» (ВНТП 1-86) приймаємо наступний режим роботи шахти:

- число робочих днів у році – 300;
- число робочих змін по видобутку вугілля – 3;
- тривалість робочої зміни:
  - на підземних роботах – 6 годин;
  - на поверхні – 8 годин;
- кількість робочих змін:
  - в очисних вибоях – 3 по здобичі, 1 ремонтна;
  - у підготовчих вибоях – 3 по проведенню, 1 ремонтна;
  - на поверхні – 3 зміни.

## 2.3 Розкриття, підготовка й системи розробки пластів

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

Найбільше економічно вигідним є варіант підготовки шахтного поля з розмірами шахтного поля по простяганню 2200 м і по падінню 2000 м. До подальшого проектування приймаємо варіант з найменшими витратами, тобто стовпова система розробки з погашенням вентиляційної виробки слідом за лавою та підтримкою транспортної для повторного використання.

Визначимо основні параметри прийнятої системи розробки до яких відносяться: довжина діючої, резервно-діючої і загальної лінії очисних вибоїв. Розрахунок параметрів робимо згідно методики, яка викладена в [3].

Річне посування лінії очисних вибоїв визначається по формулі:

$$v_d = \frac{A_{cm.i} \cdot n_{cm} \cdot 300}{m_i \cdot \gamma \cdot L \cdot c}, \text{ м} \quad (2.8)$$

де  $A_{cm.i}$  – змінне навантаження на  $i$ -й очисної вибій, т;

$n$  – число змін по видобутку;

$m_i$  – потужність  $i$ -го пласта, м;

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

$L$  – довжина лави, м;

$c$  – коефіцієнт добування вугілля.

$$\text{По пласту } h_{10}: v_d = \frac{752 \cdot 300}{1,72 \cdot 200 \cdot 0,97} = 674 \text{ м.}$$

$$\text{По пласту } h_8: v_d = \frac{600 \cdot 300}{0,87 \cdot 1,71 \cdot 200 \cdot 0,97} = 624 \text{ м.}$$

Діюча лінія очисних вибоїв по кожному з прийнятих до одночасного відпрацювання пластів визначається по формулі:

$$h_d = \frac{A_{\text{ш.г.}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k'_d}{v_d \cdot \sum P' \cdot c}, \text{ м} \quad (2.9)$$

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

$k_{\text{оч}}$  – коефіцієнт, що враховує видобуток вугілля з очисних вибоїв;

$k'_d$  – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв у загальному шахтному видобутку;

$\sum P'$  – сумарна продуктивність одночасно розроблюємих пластів, т/м<sup>2</sup>

для 2<sup>x</sup> пластів –  $\sum P' = \sum m \cdot \sum \gamma / 2 = 1,87 \cdot (1,72 + 1,71) / 2 = 3,2 \text{ т/м}^2$ ;

для 1<sup>го</sup> пласта –  $\sum P' = 1,0 \cdot 1,72 = 1,72 \text{ т/м}^2$ .

Діюча лінія очисних вибоїв для пласта  $h_{10}$ :

$$v_d = \frac{1200000 \cdot 1 \cdot 0,93}{674 \cdot 1,72 \cdot 0,97} = 992 \text{ м.}$$

Визначимо середньорічне посування лінії очисних вибоїв для пластів  $h_{10}$  і  $h_8$ :

$$v_d = \frac{v_d^{h_{10}} + v_d^{h_8}}{2}, \text{ м} \quad (2.10)$$

$$v_d = \frac{674 + 624}{2} = 649 \text{ м}$$

Діюча лінія очисних вибоїв при двох одночасно розроблюємих пластах  $h_{10}$  й  $h_7$ :

$$h_d = \frac{1200000 \cdot 1 \cdot 0,93}{649 \cdot 3,2 \cdot 0,97} = 554 \text{ м.}$$

Надалі приймаємо діючу лінію очисних вибоїв для двох одночасно розроблюємих пластів.

Діюча лінія очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_{\text{д}} = n'_{\text{пл}} \cdot h_{\text{д}} \quad (2.11)$$

$$\sum h_{\text{д}} = 2 \cdot 554 = 1108 \text{ м}$$

Загальне число діючих лав по шахті складе:

$$\sum n_{\text{л.д.}} = \frac{\sum h_{\text{д}}}{L} \quad (2.12)$$

$$\sum n_{\text{л.д.}} = \frac{1108}{200} = 5,54$$

Приймаємо загальне число діючих лав по шахті  $\sum n'_{\text{л.д.}} = 5$ .

Скоригована довжина діючої лінії очисних вибоїв по шахті складе

$$\sum h_{\text{д}} = \sum n'_{\text{л.д.}} \cdot L = 5 \cdot 200 = 1000 \text{ м.} \quad (2.13)$$

Згідно «Правил технічної експлуатації...» число резервно-діючих очисних вибоїв по шахті складе:

$$\sum n_{\text{л.рез.}} = 1.$$

Сумарна довжина резервно-діючих очисних вибоїв по шахті складе:

$$\sum h_{\text{рез.}} = \sum n_{\text{л.рез.}} \cdot L, \text{ м} \quad (2.14)$$

$$\sum h_{\text{рез.}} = 1 \cdot 200 = 200 \text{ м.}$$

Загальне число очисних вибоїв по шахті:

$$\sum n_{\text{л.общ.}} = \sum n_{\text{л.рез.}} + \sum n'_{\text{л.д.}}, \quad (2.15)$$

$$\sum n_{\text{л.общ.}} = 1 + 5 = 6 \text{ лав.}$$

Довжина загальної лінії очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_{\text{общ.}} = \sum h_{\text{д}} + \sum h_{\text{рез.}} \quad (2.16)$$

$$\sum h_{\text{общ.}} = 1000 + 200 = 1200 \text{ м.}$$

Середня продуктивність пластів:

$$P'_{\text{ср}} = \sum P' / n_{\text{пл.}}, \text{ Т/М}^2 \quad (2.17)$$

$$P'_{\text{ср}} = 3,2 / 2 = 1,6 \text{ Т/М}^2$$

Добова виробнича потужність шахти при одночасній роботі всіх діючих і резервно-діючих лав складе:

$$A_{\text{ш.(\max)}} = \sum h_{\text{обш}} \cdot v_{\text{сут}} \cdot P'_{\text{ср}} \cdot c, \text{ Т/добу} \quad (2.18)$$

де  $v_{\text{сут}}$  – добове посування лінії очисних вибоїв,  $v_{\text{сут}} = v_{\text{д}}/300=2,1$  Т/добу

$$A_{\text{ш.(\max)}} = 1200 \cdot 2,1 \cdot 1,6 \cdot 0,97 = 3911 \text{ м/добу}$$

Коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти по очисним роботам:

$$k_{\text{рез.ш.}} = A_{\text{ш.(\max)}} / A_{\text{ш.}} \quad (2.19)$$

де  $A_{\text{ш.}}$  – добовий видобуток по шахті, Т/добу.

$$A_{\text{ш.}} = A_{\text{ш.г}}/300 = 1200000/300 = 4000 \text{ Т/добу.}$$

$$k_{\text{рез.ш.}} = \frac{3911}{4000} = 0,97 .$$

Середньорічне посування загальної лінії очисних вибоїв по шахті:

$$v_{\text{обш.}} = \frac{N \cdot v_{\text{сут}}}{k_{\text{рез}}} , \text{ М} \quad (2.20)$$

де  $N$  – число робочих днів у році.

$$v_{\text{обш.}} = \frac{300 \cdot 2,1}{0,97} = 650 \text{ м.}$$

Середньорічне посування загальної лінії очисних вибоїв  $v_{\text{обш}} = 650$  м будемо надалі використовувати при проектуванні календарних планів відпрацювання пластів.

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

$$x = v_{\text{оч}}(t_{\text{пл}} + L_{\text{гор}}/v_{\text{укл}} + l_{\text{л}}/v_{\text{р.п}} + t_{\text{мон}} + t_{\text{рез}}), \text{ М} \quad (2.21)$$

де  $v_{\text{оч}}$  – швидкість подвигання очисного вибою, м/міс;

$t_{\text{пл}}$  – час спорудження дільничного бункера, міс;

$L_{\text{гор}}$  – довжина горизонту, м;

$v_{\text{укл}}$  – швидкість проведення ухилу, м/міс;

$l_{\text{л}}$  – довжина лави, м;

$v_{\text{р.п}}$  – швидкість проведення розрізної печі, м/міс;

$t_{\text{мон}}$  – час монтажу обладнання в лаві, міс;

$t_{рез}$  – резерв часу для компенсації непередбачених затримок при підготовці стовпа, міс.

$$x = 52,5(3+1400/150+200/100+1+1) = 858\text{м}$$

При величині  $x = 860\text{м}$  необхідно почати підготовку наступного стовпа.

Для вибору раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, робимо порівняння 5-ти варіантів основних прогресивних способів охорони:

1 – підтримка виробки в масиві поперед лави з наступним погашенням за лавою;

2 – підтримка виробки за вибоєм лави за допомогою штучних огорожень для повторного використання виробки;

3 – проведення виробки вприсічку до виробленого простору;

4 – оформлення виробки за вибоєм лави з підтримкою у виробленому просторі бутовими смугами із двох сторін;

5 – проведення спарених виробок, розділених ціликом з погашенням одної виробку слідом за першою лавою й другої виробки слідом за другою лавою з одночасним добуванням цілика вугілля.

Порівняння варіантів охорони робимо на ЕОМ по програмі «ЛАВА-2». З аналізу отриманих даних розрахунку видно, що раціональним способом охорони виробки є лита смуга.

Прогнозні зміщення при даному варіанті складуть:

покрівлі –  $U_{кр}=493\text{мм}$ ;

підшви –  $U_{п}=793\text{мм}$ ;

загальні –  $U_{общ.}= 1276\text{мм}$ .

### 2.3.2 Розкриття шахтного поля

Схема розкриття шахтного поля комбінована. Поле шахти розкрито:

- центральними вертикальними стволами: головним і допоміжним, пройденими до гор. 960 м;
  - центральньо-віднесеним вертикальним вентиляційним стволом №1, пройденим до гор. 880 м;
  - стволом № 3, пройденим на західному крилі поля шахти до гор. 690 м;
- Крім того на західному крилі поле шахти розкрито похилими стволами:
- головним і допоміжним, пройденими по пл.  $h_{10}$ ;
  - людським, пройденим по пл.  $h_8$ .

Технологічних функцій у цей час не виконують.

На горизонтах 690 м й 960 м пласти розкриті квершлагами. На гор. 690 м пласт розкриті двома похилими хідниками, які пройдені до гор. 880м. Одночасно від відкаточного горизонту 960 м пройдені допоміжні й похилі квершлагги та вертикальний вуглеспускний гезенк, що розкриває пласт  $h_{10}$  на горизонті 880 м та обладнаний спіральним спуском. Діаметр гезенка 4,5м. Горизонт 1080м на пл.  $h_8$  розкритий ухилом на західному й східному крилах.

Горизонт 690 м служить у якості вентиляційного, горизонт 960 м є основним відкаточним горизонтом.

Роботи будуть вестися на двох пластах  $h_7$  й  $h_{10}$  . Проектом технічного переоснащення передбачається розкриття нового горизонту по пл.  $h_{10}$ .

По пласту  $h_{10}$  розмір ділянки, що залишився по падінню, становить 1300 м. Верхня відмітка: – 692 м. Пласт розкритий квершлагами №1 й №2 до відмітки – 962 м.

Для розкриття нового горизонту необхідно провести:

- вантажний ухил і вантажно-людський ходок загальною довжиною 2600м;
- 2 штреки довжиною по 500 м;
- 2 штреки довжиною по 1000 м;
- дренажний штрек довжиною 400 м (ділянка, що залишилась для з'єднання східного і західного дренажних штреків).



Визначимо час на розкриття і підготовку нового горизонту.

Час на проведення виробок визначимо по формулі:

$$t_{п.в} = \frac{L_{в}}{v_{пр} \cdot n_{бр} \cdot 12}, \text{ років} \quad (2.22)$$

де  $L_{в}$  – довжина виробки, м;

$v_{пр}$  – швидкість проведення, м/міс;

$n_{бр}$  – кількість прохідницьких бригад.

Час на проведення похилих виробок:

$$t_{н.в} = \frac{2600}{150 \cdot 2 \cdot 12} = 0,72 \text{ року}$$

Час на проведення горизонтальних виробок:

$$t_{г.в} = \frac{3000}{150 \cdot 2 \cdot 12} = 0,83 \text{ року}$$

Час на проведення дренажного штреку:

$$t_{д.ш} = \frac{400}{150 \cdot 1 \cdot 12} = 0,2 \text{ року}$$

Час на підготовку горизонту дорівнює:

$$\sum t_{п.в} = t_{н.в} + t_{г.в} + t_{д.ш} = 0,72 + 0,83 + 0,2 = 1,75 \text{ року}$$

На 2 та 3 листах графічної частини дипломного проекту представлена схема розкриття, підготовки та системи розробки шахтного поля, переріз головних розкриваючих виробок і календарний план відпрацювання пл.  $h_{10}$ .

### 2.3.3. Капітальні гірничі виробки

#### 2.3.3.1. Стволи

Головний ствол діаметром у світлі 8,0 м і площею поперечного перерізу  $S_{св} = 50,2 \text{ м}^2$  пройдений до глибини 1066 м та закріплений бетоном. Ствол призначений для видачі вугілля, породи і вихідного струменя повітря.

Допоміжний ствол діаметром у світлі 8,0 м і площею поперечного перерізу  $S_{св} = 50,2 \text{ м}^2$  пройдений до глибини 1016 м та закріплений бетоном. Ствол призначений для спуску й підйому людей, матеріалів, обладнання та подачі в

шахту свіжого повітря.

Вентиляційний ствол №1 і вентиляційний ствол №3 діаметром 5,0 м і площею поперечного перерізу у світлі  $S_{св} = 19,6 \text{ м}^2$  пройдені відповідно до глибини 710,5 м й 726,7 м, закріплені бетоном. Стволи служать для видачі вихідного струменя повітря із шахти.

Проектом реконструкції шахти намічалось відпрацювання одночасно шести очисних вибоїв при постійному віддаленні їх від існуючих вертикальних стволів і збільшенні глибини розробки пластів, що визначається досить складними умовами провітрювання. Для поліпшення провітрювання були пройдені на західному крилі повітряподаючий ствол діаметром у світлі 8,0 м до горизонту 1250 м повною глибиною 1311,6 м і на східному крилі – вентиляційний ствол діаметром у світлі 7,0 м.

#### 2.3.3.2. Двори біля стволів і головні розкриваючі виробки

У цей час на шахті діють чотири двори у вертикальних стволів на горизонтах 690 і 960 м.

Двір біля ствола вентиляційного горизонту 690 м кругового типу. У межах двору розташовані:

- насосна камера з водозбірником;
- камера теплообмінників;
- камера зарядного пункту.

Виробки двору одношляхові, закріплені металевим арковим кріпленням із шахтного взаємозамінного спецпрофіля СВІІ. Кріплення сполучень і камер – бетон, металобетон. Двір біля ствола відкаточного горизонту 960 м (рис. 2.2) також кругового типу, служить для видачі вугілля, породи, прийому матеріалів і довгоміру, спуска-підйому людей. У межах двору розташовані:

- насосна камера головного водовідливу на 12 насосів з водозбірниками;
- камера ЦПП;
- камера теплообмінників;

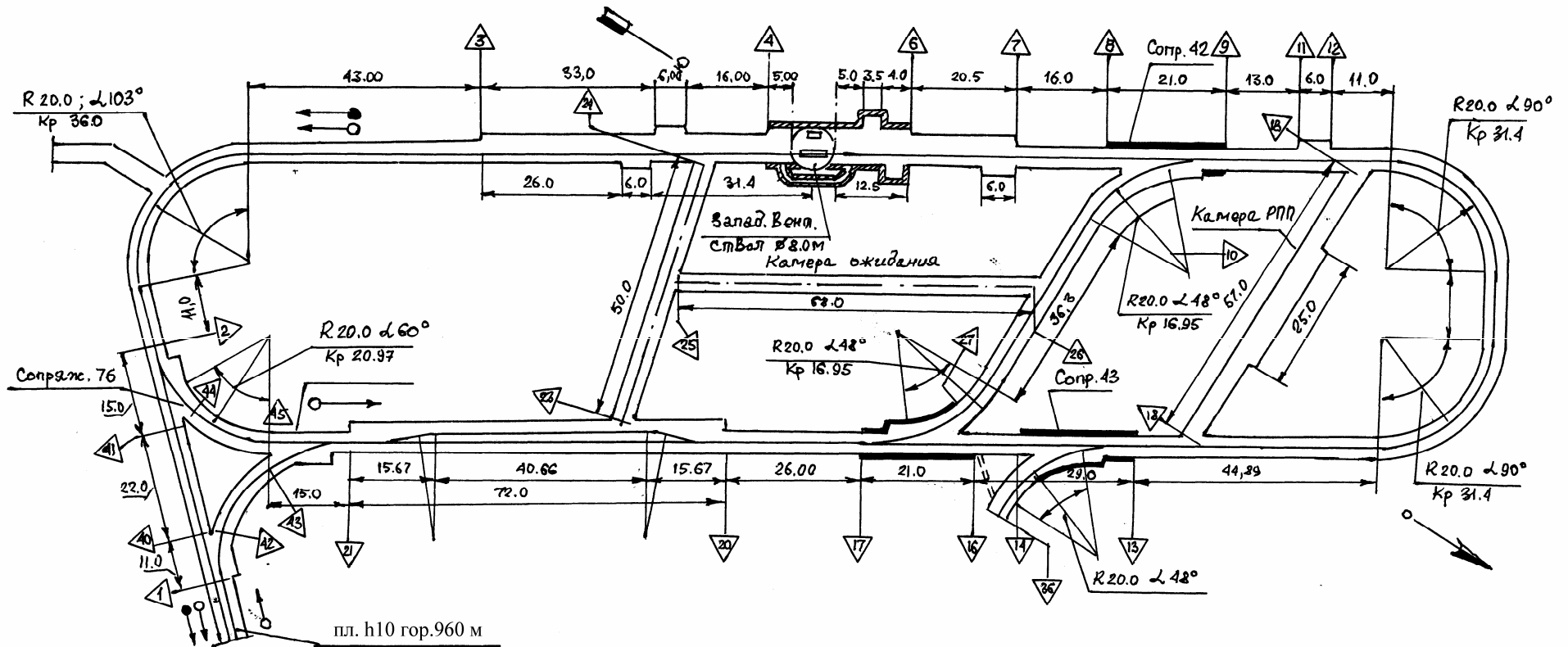


Рис.унок 2.2 – Двір біля стволу відкаточного горизонту 960 м

- склад ВМ;
- комплекс виробок і камер по завантаженню вугілля й породи в скіпи;
- комплекс виробок по чищенню зумпфа головного ствола.

Кріплення виробок і камер – бетон, металобетон, металеве аркове кріплення СВП.

Біля вентиляційних стволів №1 й №3 двори кругового й петльового типу відповідно. Кріплення виробок дворів – бетон, металобетон.

Зробимо перевірку перерізу виробок по провітрюванню.

Необхідна кількість повітря розраховується по формулі:

$$Q = A_{\text{сут}} \cdot q \cdot k_{\text{ут}}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (2.23)$$

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.

$$Q = 1352 \cdot 1,5 \cdot 1,4 = 48 \text{ м}^3/\text{с}$$

Переріз виробки повинен задовольняти умові:

$$S = \frac{Q}{v_{\text{max}}}, \text{ м}^2 \quad (2.24)$$

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

$$S = \frac{48}{8} = 6 \text{ м}^2$$

Прийняті перерізи виробок задовольняють вимогам ПБ.

2.4. Паспорта виймальної ділянки, проведення й кріплення підземних виробок

2.4.1. Паспорт виїмки вугілля, кріплення й управління покрівлею у очисному вибої

2.4.1.1. Гірничо-геологічний прогноз

У контурі виймальної ділянки пласт  $h_{10}$  складної будови. Потужність пласта, що виймається, становить 1,0 м. Пласт має 2-х пачкову будову. Прошарок при двохпачечній будові представлений алевролітом глинистим і має потужність 0,04-0,15 м.

Вугільний пласт характеризується високим ступенем метаморфізму. Природна вуглекислотність не перевищує  $1,8\text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}$  Природна метаноносність низька й становить  $0,1-0,7\text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}$

Залягання пласта полого, слабохвилясте, з кутами падіння  $4-8^\circ$ .

Безпосередня підосва пласта представлена алевролітом. Потужність становить 0,1-16,6 м, тимчасовий опір стиску 23-153 МПа.

Основна покрівля представлена алевролітом з межею міцності на стиск 23-78 МПа, аргілітом 26-137 МПа й піщаником 87-197 МПа.

Безпосередня покрівля представлена аргілітом потужністю 0,3-40,1 м і межею міцності на стиск 26-137 МПа.

Крок посадки основної покрівлі: первинний – 60-70 м; наступний – 30-35 м.

Крок обвалення безпосередньої покрівлі: первинний – 25-30 м; наступний – 5-15 м.

Пласт є негазовим. Ведення робіт ускладнюється наявністю вуглекислого газу. Вугілля пласта не схильне до самозаймання, вугільний пил вибухобезпечний.

Уточнення стійкості, категорії по обваленню різних шарів покрівлі й підосви, схильності до сповзання й обдимання, водопритоку в лаву робимо на ЕОМ по програмі «Прогноз» з урахуванням прийнятих технологічних рішень. Результати розрахунків наведені на листингах 2.5-2.9. По отриманих розрахунках, відповідно до класифікації бічних порід ДонУГИ встановлюємо:

– категорія порід по обваленню основної покрівлі – середньої категорії по обваленню  $A_2$ ;

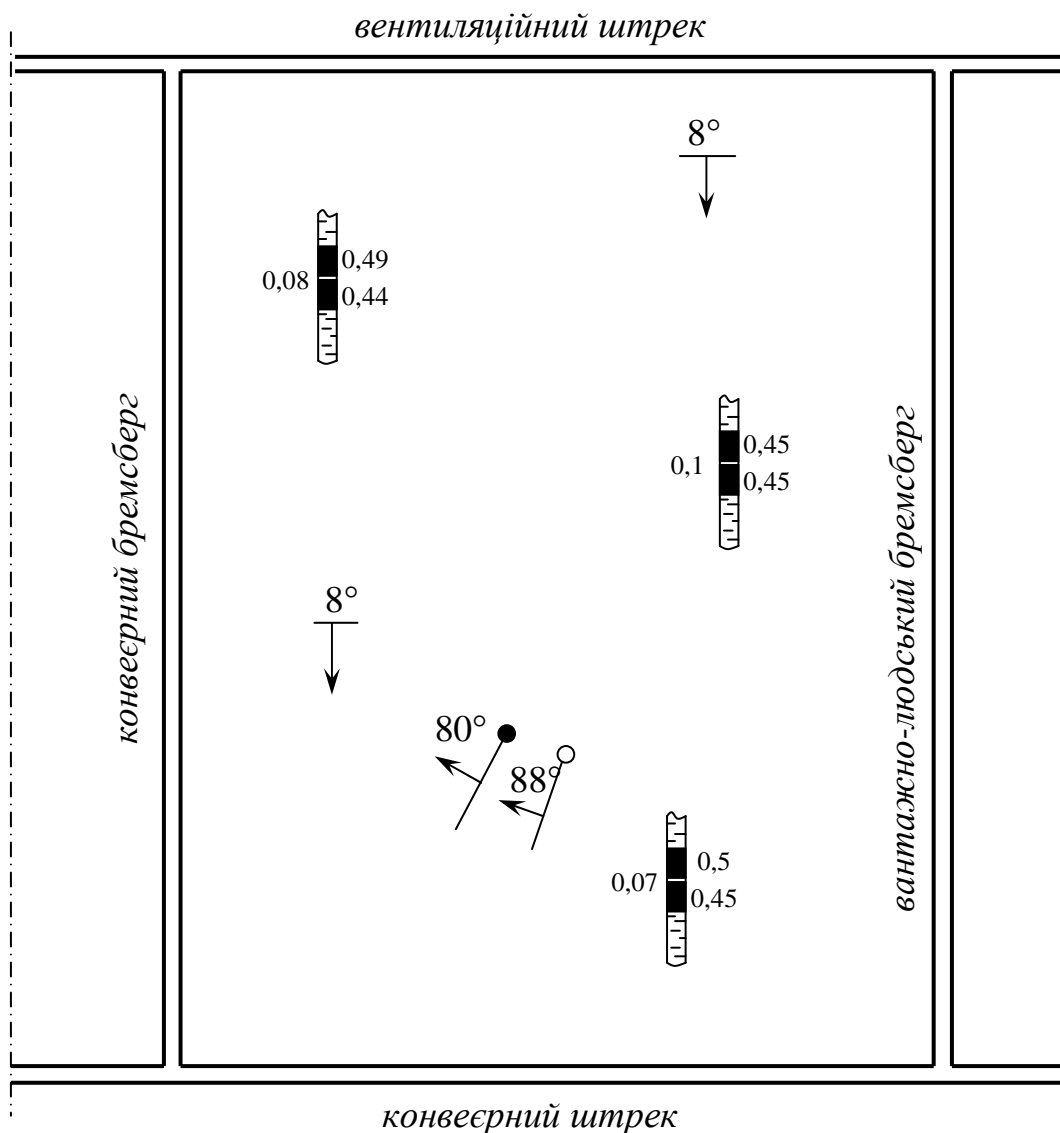
– категорія стійкості порід безпосередньої покрівлі – середньої стійкості  $B_4$ ;

– категорія стійкості порід підшви – стійка (не здимається)  $P_3$ ;

– наявність ложної покрівлі – не утворюється.

Водоприток у лаву складе  $1-5\text{ м}^3/\text{годину}$ .

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт відпрацювання пласта наведений на рис. 2.3.



Масштаб: горизонтальний – 1:2000  
вертикальний – 1:10000

Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

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

Вибір паспорта кріплення і управління покрівлею в очисному вибої проведено у спеціальній частині дипломного проекту Баки О.Б..

Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс КМ137 з комбайном К103.

Монтаж і демонтаж секцій кріплення МК137.

Схема монтажу комплексу наведена на рис. 2.4. Технологія монтажу наступна:

1. Для транспортування обладнання по рейкових виробках можуть бути застосовані платформи типу ТД конструкції КузНДІ, а також ПД і П10 (ПО «Вуглемеханізація», у міру освоєння серійного виробництва). Платформи ПТК3,3. П6, ПТ6 можуть застосовуватися для перевезення секцій кріплення М137 у частково розібраному виді. Кількість платформ визначається прийнятою технологією й організацією монтажних робіт (у середньому 20-30 шт.).

2. Для механізації обміну навантажених і порожніх платформ на головній транспортній виробці рекомендується до застосування платформа перекітна ППР.

3. Замість лебідки ЛШ (поз.1 на лівій бортовій виробці) відповідно до вимог ПБ можуть бути встановлені (при необхідності) запобіжні лебідки типу ЗиЛ, 1ДГК1ДО. Для навішення козирків перекриттям секцій кріплення можуть застосовуватися лебідки ручні ЛРЦ (поз. 3) і ін.

4. Для напрямку й подачі секцій кріплення в монтажну камеру (при наявності породного уступу нижньої підривки у примикаючій виробці) замість дерев'яного полку (поз. 5) може бути застосований полк монтажний гідрофіційований.

5. Замість дороги монтажною (поз.6) для доставки обладнання сковзанням у монтажній камері можуть бути застосовані спецпрофіль, шахтні рейки, розпили й ін.

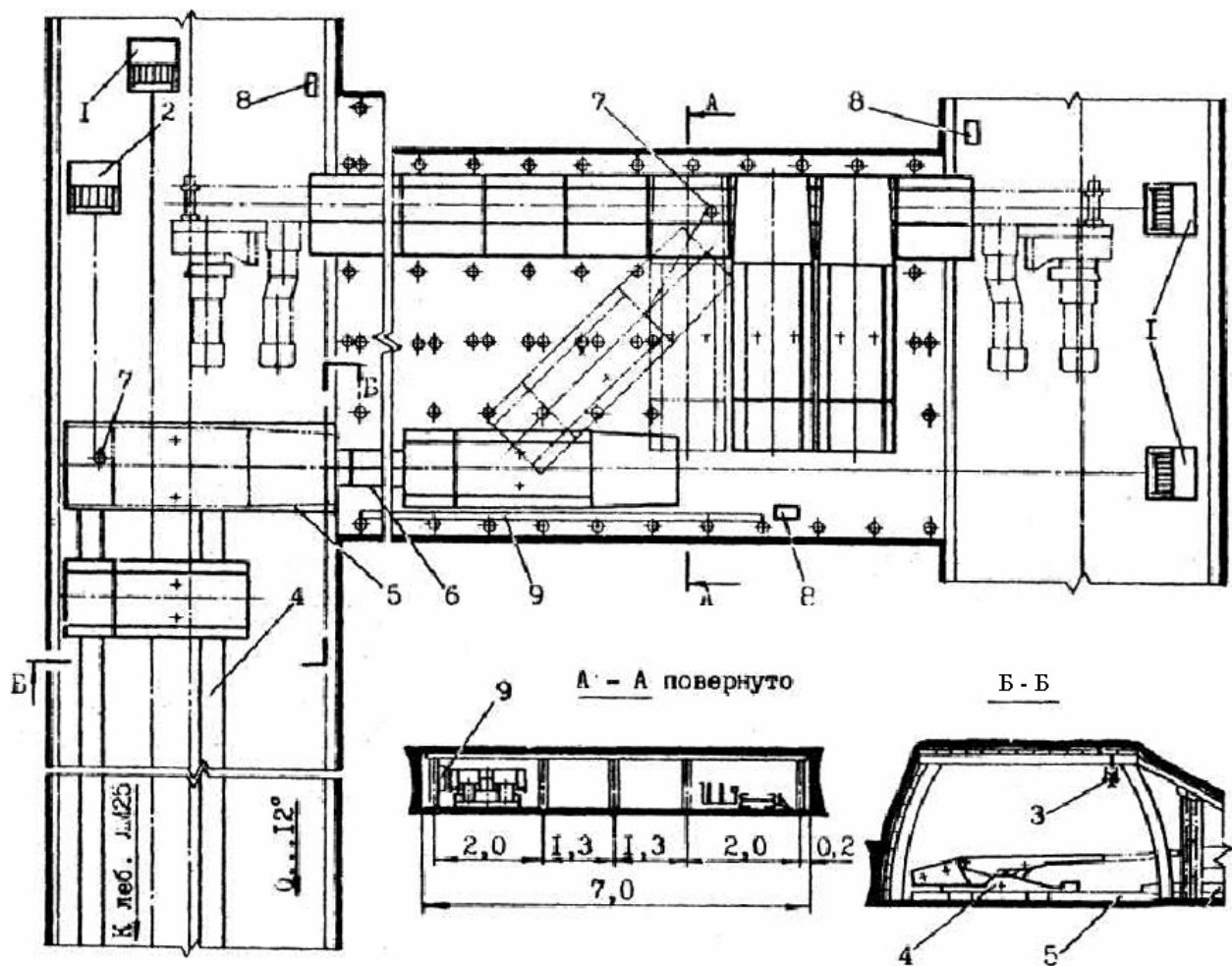


Рисунок 2.4 – Схема монтажу комплексу КМ-137

6. Пристрій прямого відбійника (поз.9), а також відшивка дошками рядів стійок кріплення монтажної камери провадяться в конкретних умовах (при необхідності).

7. У якості апаратури сигналізації й зв'язку (поз.8) замість апаратів ПСК, АШШ й ін. може бути використана апаратура АС-ЗСМ, що входить до складу комплексу, комплект радіозасобів типу КРАС (по мірі освоєння серійного виробництва).

8. Залежно від напрямку доставки й монтажу обладнання монтаж одного з приводів скребкового конвеєра доцільно робити після монтажу секцій кріплення й комбайна.

9. Наведена на схемі технологія може бути застосована для монтажу секцій кріплення інших типів механізованих комплексів (при відпрацюванні пластів по повстанню й падінню). Крім того, можливе використання окремих еле-



ментів зазначеної технології (блоків, модулів) у різних технологічних сполученнях і робочих процесах монтажних робіт.

Засоби механізації, що використовуються для монтажу наведені в табл. 2.2.

Таблиця 2.2

## Засоби механізації монтажу

Позиція	Найменування	Тип	Кількість
1	Лебідка	ЛШ	3
2	Лебідка	ЛМ-25	1
3	Лебідці ручна	ЛРЦ	1
4	Настил напрямний	Дер., мет.	1
5	Полок монтажний	Дер.конст.	1
6	Дорога монтажна	МД	1
7	Блок, що відхиляє		2
8	Апаратура сигналізації й зв'язку	ПСК (АПКМ)	1 комплект
9	Відбійник напрямний	Дерево	1
10	Комплект гідродомкратів блоків, інструмента й пристроїв		1

Схема демонтажу комплексу наведена на рис. 2.5. Технологія демонтажу наступна:

1. Для транспортування демонтованого обладнання по рейкових виробках як транспортні платформи можуть бути рекомендовані до застосування платформи ТД (КузНДІ) і ПД, П10 (НВО «Вуглемеханізація», по мірі освоєння серійного виробництва). Платформи ПТК3,3, П6, ПТ6 НВО «Вуглемеханізація») можуть застосовуватися для перевезення секцій кріплення М137 при частковому їх розбиранні. Для механізації обміну навантажених і порожніх платформ на головній транспортній виробці рекомендується до застосування платформа перекітна ППР.

2. Для зняття козирків з перекриттів секцій кріплення в лаві можуть бути застосовані гідродомкрати ручні таз приводам типу ДГ5, стійки тимчасового кріплення типу ВК, лебідки ручні ЛРЦ й ін. Перед зняттям козирків під перекриття секцій кріплення повинні встановлюватися дерев'яні стійки.

3. Для розвороту, витягування на демонтажний ходок і доставки секцій кріплення по лаві замість лебідок ЛПКВ (поз. 1) можуть бути застосовані лебідки типу 1ЛГКНМ1, ЛПТ55 й ін. Установка цих лебідок у конкретних умовах може здійснюватися із прямим розташуванням барабана й тягового каната (по осі демонтажного ходка) і через блок. Аналогічну функцію виконує лебідка ЛПКВ (поз. 1 у верхній частині бортової виробки, на схемі не показана), замість якої може застосовуватися (при необхідності, відповідно до вимог § 80 ПБ) запобіжна лебідка типу ЗЛП (1ЛГКНМГ).

4. Устрій напрямного відбійника (поз.5) провадиться при необхідності з урахуванням конкретних умов.

5. У якості апаратури сигналізації і зв'язку (поз.7) замість апаратів ПСК, АПКМ й ін. може бути використана апаратури АС-ЗСМ, що входить до складу комплексу, комплект радіозасобів типу КРАС (по мірі освоєння серійного виробництва).

Засоби механізації, що використовуються для демонтажу комплексу, наведені в табл. 2.3.

Таблиця 2.3

## Засоби механізації демонтажу

Позиція	Найменування	Тип	Кількість
1	Лебідка	ЛПКЗ	2
2	Лебідка	ЛМ25	2
3	Полок монтажний	Дер. конст.	1
4	Настил напрямний	Дер., мет.	1
5	Відбійник напрямний	Дерево	1
6	Блок, що відхиляє		2
7	Апаратури сигналізації й зв'язку	ПСК	1 комплект
8	Комплект гідродомкратів, інструмента, блоків і пристроїв		

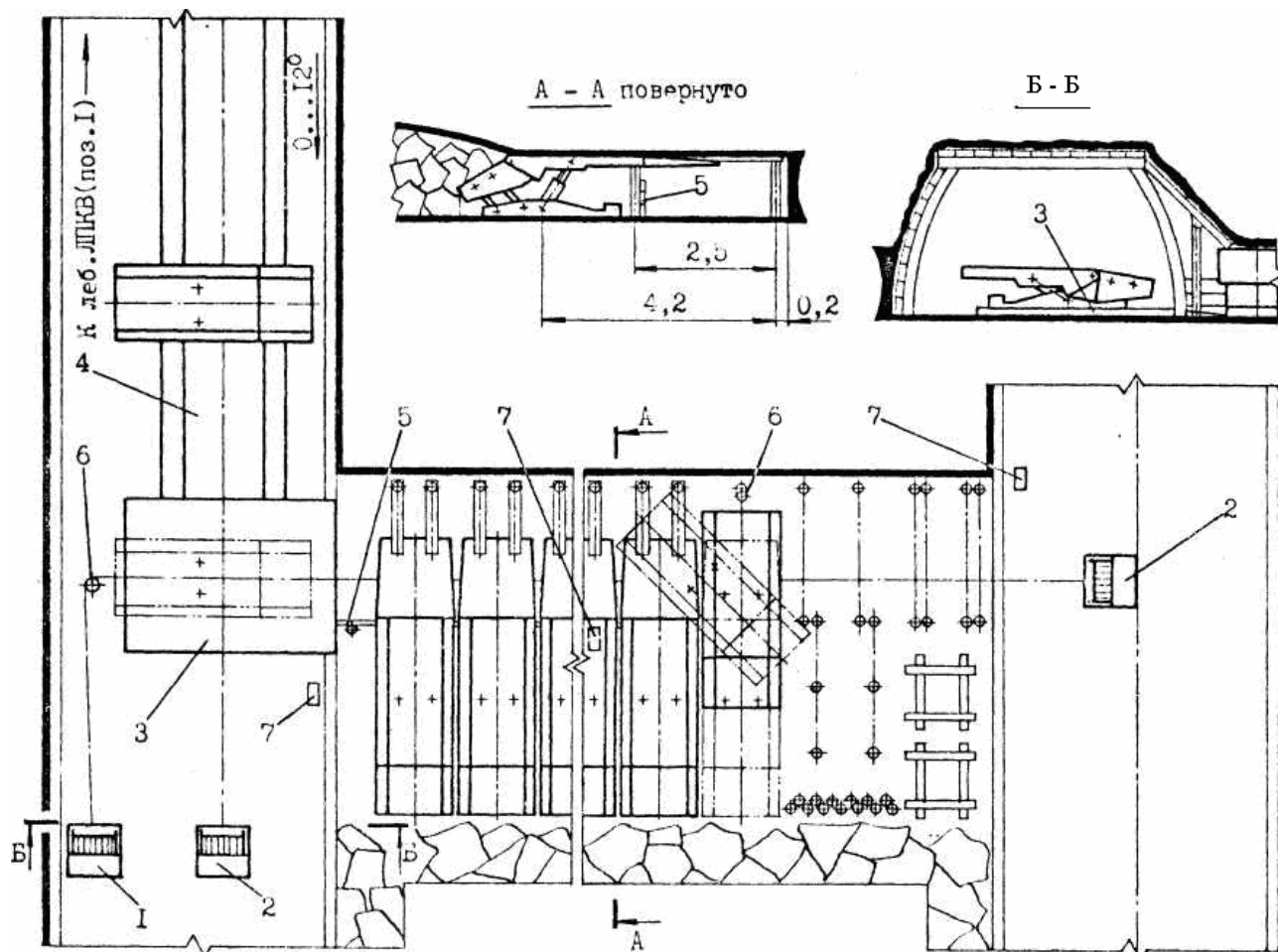


Рисунок 2.5 – Схема демонтажу комплексу КМ-137

*Розрахунок паспорта монтажу механізованого комплексу МК137*

Розрахунок трудомісткості виконання монтажних робіт з кожного їх виду зводимо в табл. 2.4 з використанням формули:

$$T_{\text{ім}} = v_{\text{ім}} H_{\text{ім}} k_3, \text{ чол. годин} \quad (2.25)$$

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 2.4

Розрахункові величини монтажу комплексу МК137

Найменування робіт	Норма часу по збиранню, чол. годин	Встановлений обсяг робіт	Трудомісткість		Тривалість виконання робіт, сут.	Тарифна ставка, грн.	Сума прямої з/п, грн.
			$T_{\text{ім}}$ , годин	$T_{\text{см.м}}$ , чол. зм			
Монтаж ставу конвеєра	4,8*1 решт.	133,3	959,7	159,9	13	29,52	4720,3
Монтаж комбайну	69*1 комб.	1	103,5	17,25	2	29,52	509,2
Монтаж секцій мехкріплення МК137	7,2*1 секц.	148,1	1599,5	266,6	24	29,52	7870,0
Усього:			2662,7	443,8	39	-	13099,5

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

$$\sum T_{\text{см.м}} = \sum T_{\text{ім}} / 6, \text{ чол. зм} \quad (2.26)$$

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

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

$$N_{\text{зв}} = \frac{\sum T_{\text{см.м}}}{4 \cdot T_{\text{м}}} = \frac{443,8}{4 \cdot 39} = 3 \text{ чол.} \quad (2.27)$$

де  $T_{\text{м}}$  – тривалість монтажних робіт, діб.

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

$$T_{i,\text{раб.}} = T_{\text{мі}} / (24 \cdot N_{\text{зв}}), \text{ діб} \quad (2.28)$$

Питома трудомісткість монтажу МК137

$$v_{\text{мм}} = \sum T_{\text{см.м}} / L_{\text{МК}}, \text{ чол. зм/м} \quad (2.29)$$

де  $L_{\text{МК}}$  – довжина мехкомплексу, що монтується, м.

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

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

$$ЗП = T_{\text{см.м}} \cdot P_{\text{ст}}, \text{ грн.} \quad (2.30)$$

Комплексна розцінка на добове виконання робіт визначається за формулою:

$$P_{\text{к}} = \frac{\sum ЗП}{T_{\text{м}}}, \text{ грн./добу} \quad (2.31)$$

$$P_{\text{к}} = \frac{13099,5}{39} = 335,9 \text{ грн./добу.}$$

*Розрахунок паспорта демонтажу комплексу МК137.*

Розрахунок трудомісткості виконання демонтажних робіт з кожного їх виду зводимо в табл. 2.5 і виконуємо по формулі:

$$T_{i,\text{д}} = v_{i,\text{д}} \cdot N_{i,\text{буд.}} \cdot k, \text{ чол. годин} \quad (2.32)$$

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

Трудомісткість робіт, необхідних для демонтажу всього мехкомплексу:

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

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

Необхідний чисельний состав ланки робітників при чотирьохзмінному режимі демонтажних робіт

$$N_{зв} = \sum T_{см.д.} / 4 \cdot T_{дм}, \text{ чол.} \quad (2.34)$$

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

Таблиця 2.5

Розрахункові величини демонтажу механізованого комплексу МК137

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*1 рещт.	133,3	826,5	137,75	12,0	29,52	4066,38
Демонтаж комбайна	53*1 комб.	1	106	17,66	2,0	29,52	521,32
Демонтаж секцій мехкріплення	7,0*1 секц.	148,1	2073,4	345,5	28,0	29,52	10199,16
Усього	–	–	3005,9	500,91	42,0		14786,9

Тривалість виконання демонтажних робіт з кожного їх виду зводиться в табл. 2.5 й обчислюється по формулі:

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

Визначаємо питому тривалість демонтажу мехкомплекса КМ137

$$v_{т.д} = \sum T_{см.д} / L_{дм}, \text{ чол.зм/м} \quad (2.36)$$

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

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

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

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

Визначаємо комплексну розцінку на добове виконання робіт з вираження:

$$P_{к} = \frac{\sum ЗП}{T_{д}}, \text{ грн./добу} \quad (2.38)$$

$$P_{к} = \frac{14786,9}{42} = 352,1 \text{ грн./добу}$$

### 2.4.1.3. Управління станом масиву гірських порід

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

Відповідно до рекомендацій [6] залежно від тріщинуватості порід покрівлі (1-4 тріщини на 1 п.м.) приймаємо зміцнення порід покрівлі за допомогою хімічного анкерування. Сутність анкерування полягає в наступному.

У місці вивалювання порід з покрівлі над вугільним пластом бурять два ряди шпурів: нижні під кутом 0-10°, верхні – 45-60° 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 спінується, 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 наступні:

– 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 пробірку з твердником. Для обертання анкера свердлом застосовують спеціальні перехідники (хвостовик штанги з привареною гайкою на іншому кінці).

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при первинному осіданні завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізної печі необхідне застосування спеціальних заходів.

Відповідно до рекомендацій [6] залежно від категорії покрівлі по обваленню як заходи по первинному осіданню покрівлі приймаємо підривання свердловинних зарядів ВВ. Параметри технології наведені на аркуші графічної частини.

Відповідно до розрахунку на ЕОМ по програмі " Прогноз" основна покрівля плата представлена породами середньої категорії за обваленням, тобто додаткові заходи щодо розукріплення покрівлі не передбачаються.

#### 2.4.1.4. Організація очисних робіт й основні техніко-економічні показники

Обґрунтування режиму, форми організації робіт в очисному вибої, розрахунок обсягів робіт, комплексної норми виробітку й розцінки, тривалості циклу наведені в спеціальній частині дипломного проекту (див. розділ 3).

#### 2.4.2. Паспорт проведення й кріплення підготовчих виробок

Для проведення бремсбергів при підготовці пласта  $h_{10}$  приймаємо буропідривний спосіб, тому що бокові породи пласта  $h_{10}$  мають міцність за шкалою М.М. Протодьяконова  $f=8$  та довжина виймальних стовпів становить 1300 м.

Враховуючі досвід підтримки підготовчих виробок пл.  $h_{10}$ , що показав, що вивалювання порід покрівлі в період експлуатації бремсбергів не відбувається, приймаємо трапецієподібну форму поперечного перерізу. Перевага трапецієподібної форми перед арковою в зручності поділу перетину виробки на відділення для транспорту вугілля, доставки матеріалів й обладнання, пересування людей, а також більший запас по зміщенням порід до моменту входу кріплення у жорсткий режим роботи ( $\approx 700$  мм).

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

Ширина бремсбергу при експлуатації на висоті 1800 мм складатиме:

$$B=m+a+A+P+n, \text{ м} \quad (2.39)$$

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



$a$  – ширина конвеєра, м;

$A$  – ширина рухомого складу, м;

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

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

$$B=0,25+1,11+1,32+0,4+0,7=3,78 \text{ м.}$$

Приймаємо переріз за нормами виконання кріплення КПС заводом, що його виготовляє. По розрахованих параметрах підходить кріплення КПС 3.000.13 з перерізом у світлі  $9,4 \text{ м}^2$ , шириною по підшві –  $4,2 \text{ м}$  та висотою  $2,6 \text{ м}$ .

Прийнято кріплення КПС із СВП-22 і замками ЗСД із щільністю установки  $1,25$  рами/м і посиленням перед першим очисним вибоєм на відстані  $25 \text{ м}$ , а також після його проходу однією металевою стійкою тертя під кожен раму. Крім цього виробка кріпиться анкерами, які встановлюються по  $5$  штук між рамним кріпленням під металеві підхвати. Щільністю установки  $2$  анк/м<sup>2</sup>. Відстань між рядами анкерів дорівнює  $0,8 \text{ м}$  і між анкерами у кожному ряді –  $0,6 \text{ м}$ . На відстані  $70 \text{ м}$  перед першим очисним вибоєм виконується ущільнення масиву за допомогою гідростійок і підтягування гайок анкерів.

У цикл прохідницьких робіт входить: буріння, заряджання і висадження шпурів, провітрювання вибою, приведення вибою в безпечний стан, навантаження і транспортування породи, зведення кріплення, настилення рейкових шляхів, нарощування скребкового конвеєра, навішення трубопроводу для подачі повітря і спорудження водовідливної канавки

Для буріння вибою приймаємо бурильну машину БУР-2, а для збирання породи – навантажувальну машину безупинної дії 2ПНБ-2 з навантаженням породи на скребковий конвеєр. Для провітрювання вибою прийнятий вентилятор ВМ-6. Діаметр вентиляційної труби  $1000 \text{ мм}$ .

Керуючись «Єдиними правилами безпеки при взривних роботах» з урахуванням гірничо-геологічних умов приймаємо ВВ III класу по запобіжності – аммоніт АП-5ЖВ. Тому що проектом передбачена повна конвеєризація підземного транспорту гірничої маси бремсберг проводимо з сумісною виїмкою вугілля і породи. Площа вугільного вибою визначається по формулі:

$$S_y = b \cdot m, \quad (2.40)$$

і дорівнює  $S_y = 3,8 \cdot 1,18 = 4,48 \text{ м}^2$ .

Площа породного вибою дорівнює:

$$S_{\text{п}} = S_{\text{пр}} - S_{\text{уг}}, \quad (2.41)$$

де  $S_{\text{пр}}$  – площа перерізу виробки в проходці ( $S_{\text{пр}} = \left( \frac{(3,8+4,5)}{2} \right) \cdot 3,1 = 12,9 \text{ м}^2$ ),  $\text{м}^2$ .

$$S_{\text{п}} = 12,9 - 4,5 = 8,4 \text{ м}^2.$$

Питома витрата ВВ визначається по формулі:

$$q = q_1 \cdot S_1 \cdot e_1 \cdot V_1, \text{ кг/м}^3 \quad (2.42)$$

де  $q_1$  – нормальна питома витрата ВВ, що залежить від міцності породи,  $q_1 = 0,1 \cdot f$ ,  $\text{кг/м}^3$ ;

$S_1$  – коефіцієнт текстури породи,  $S_1 = 1$ ;

$e_1$  – величина зворотна коефіцієнту працездатності ВВ

$$e_1 = 380/P, \quad (2.43)$$

де  $P$  – працездатність ВВ, що застосовується,  $\text{см}^3$ ;

380 – працездатність 62% динаміту, що прийнятий проф. Покровським Н.М. за еталонне ВВ;

$$e_1 = 380/270 = 1,41.$$

$V_1$  – коефіцієнт затиску підриваємої породи, що визначається по формулі:

$$V_1 = \frac{6,5}{\sqrt{S_{\text{пр}}}}. \quad (2.44)$$

Коефіцієнт затиску підриваємої породи дорівнює:

$$\text{для вугільного вибою} - V_1^y = \frac{6,5}{\sqrt{4,5}} = 3,06;$$

$$\text{для породного вибою} - V_1^п = \frac{6,5}{\sqrt{8,4}} = 2,24.$$

Нормальна питома витрата ВВ дорівнює:

$$\text{по вугіллю} \quad q_1^y = 0,1 \cdot 2 = 0,2 \text{ кг/м}^3;$$

$$\text{по породі} \quad q_1^п = 0,1 \cdot 8 = 0,8 \text{ кг/м}^3.$$

Питома витрата ВВ складе:

$$\text{по вугіллю} - \quad q_y = 0,2 \cdot 1 \cdot 1,41 \cdot 3,06 = 0,86 \text{ кг/м}^3;$$

$$\text{по породі вугіллю} - \quad q_п = 0,6 \cdot 1 \cdot 1,41 \cdot 2,24 = 2,53 \text{ кг/м}^3.$$

Для відтворення очисних робіт проектом передбачене проведення бремс-бергу зі швидкістю 150 м/міс. Отже, добове посування вибою складе

$$l_{\text{зах}} = \frac{V_{\text{мес}}}{n_{\text{д}} \cdot n_{\text{ц}}} = \frac{150}{25 \cdot 3} = 2,0 \text{ м}, \quad (2.45)$$

де  $n_{\text{д}}$  – кількість робочих днів на місяць,  $n_{\text{д}}=25$ ;

$n_{\text{ц}}$  – кількість циклів у добу,  $n_{\text{ц}}=3$ .

Визначаємо глибину шпурів з урахуванням коефіцієнта використання шпуру (КВШ):

$$\text{по вугіллю (КВШ=0,9)} \quad l_{\text{шп}}^y = \frac{l_{\text{зах}}}{\text{КВШ}} = \frac{2}{0,9} = 2,2 \text{ м};$$

$$\text{по породі (КВШ=0,8)} \quad l_{\text{шп}}^п = \frac{l_{\text{зах}}}{\text{КВШ}} = \frac{2}{0,8} = 2,5 \text{ м}.$$

Обсяг підриваємої маси:

$$\text{вугілля} - \quad V_y = S_y \cdot l_{\text{зах}} = 4,5 \cdot 2,0 = 9 \text{ м}^3;$$

$$\text{породи} - \quad V_п = S_п \cdot l_{\text{зах}} = 8,4 \cdot 2,0 = 16,8 \text{ м}^3.$$

Кількість шпурів визначимо по формулі:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S}{d^2 \cdot \Delta_{\text{п}} \cdot k_{\text{зап}}}, \text{ шт} \quad (2.46)$$

де  $d$  – діаметр патрона ВВ, м;

$\Delta_{\text{п}}$  – щільність патронування, кг/м<sup>3</sup>;

$k_{\text{зап}}$  – коефіцієнт заповнення шпурів ВВ.

$$\text{По вугіллю } N_y = \frac{1,27 \cdot 0,86 \cdot 4,5}{0,036^2 \cdot 1150 \cdot 0,3} = 12 \text{ шп.}$$

$$\text{По породі } N_p = \frac{1,27 \cdot 2,53 \cdot 8,4}{0,036^2 \cdot 1150 \cdot 0,6} = 30 \text{ шп.}$$

Витрата ВВ на заходку:

$$\text{по вугіллю} - Q_y = q_y \cdot S_y \cdot l_{\text{шп}}^y = 0,86 \cdot 4,5 \cdot 2,2 = 8,5 \text{ кг};$$

$$\text{по породі} - Q_p = q_p \cdot S_p \cdot l_{\text{шп}}^p = 2,53 \cdot 8,4 \cdot 2,5 = 53,1 \text{ кг}.$$

Середня вага шпурових зарядів буде дорівнює:

$$\text{по вугіллю } q_{\text{ср.у}} = Q_y / N_y = 8,5 / 6 = 1,4 \text{ кг};$$

$$\text{по породі } q_{\text{ср.п}} = Q_p / N_p = 53,1 / 30 = 1,77 \text{ кг}.$$

Кількість патронів на один шпур визначимо, виходячи з того, що в кожен шпур поміщають ціле число патронів масою  $q_{\text{п}} = 0,3$  кг:

$$\text{по вугіллю } n_y = q_{\text{ср.у}} / q_{\text{п}} = 1,4 / 0,3 = 5 \text{ шт};$$

$$\text{по породі } n_p = q_{\text{ср.п}} / q_{\text{п}} = 1,77 / 0,3 = 6 \text{ шт}.$$

Фактична витрата ВВ на заходку визначається по формулі:

$$Q_{\text{ф}} = q_{\text{пат}} \cdot n \cdot N_{\text{шп}}, \quad (2.47)$$

де  $n$  – кількість патронів у шпурі, кг.

Фактична витрата ВВ на заходку дорівнює:

$$\text{по вугіллю} - Q_{\text{ф}}^y = 0,3 \cdot 5 \cdot 12 = 18 \text{ кг};$$

$$\text{по породі} - Q_{\text{ф}}^p = 0,3 \cdot 6 \cdot 30 = 54 \text{ кг}.$$

Перевіряємо довжину забойки:

$$\text{по вугіллю} - l_{\text{заб}}^y = 2,2 - 5 \cdot 0,25 = 0,95 \text{ м};$$

$$\text{по породі} - l_{\text{заб}}^p = 2,5 - 6 \cdot 0,25 = 1,2 \text{ м}.$$

Довжина внутрішньої забойки всіх шпурів відповідає вимогам ПБ [15]. Згідно ПБ для шпурів довжиною більш 1,0 м довжина забойки повинна бути більш 0,5 м.

Визначимо кількість шпурометрів на заходку:

по вугіллю –  $2,2 \cdot 12 = 26,4$  шп.м;

по породі –  $2,5 \cdot 30 = 75$  шп.м.

Організація праці в підготовчому вибої – комплексна бригада.

Прохідницький цикл при проведенні бремсбергу складається з наступних робочих процесів:

буріння шпурів по вугіллю і породі;

заряджання і підривання шпурів;

провітрювання і приведення вибою в безпечний стан;

навантаження вугілля і породі;

кріплення виробки кріпленням КПС та анкерами;

настилання рейкового шляху;

нарощування скребкового конвеєра;

нарощування вентиляційних труб;

обладнання водовідливної канавки.

Визначаємо обсяг робіт і трудомісткість прохідницького циклу, використовуючи ЕНЧ [8] по кожному процесу.

Обсяг робіт на буріння шпурів по вугіллю:  $V_{б.ш}^y = 13,2$  м.

Обсяг робіт на буріння шпурів по породі:  $V_{б.ш}^п = 75$  м.

Обсяг робіт на навантаження вугілля:  $V_{п.в} = S_y \cdot l_{зах} = 9$  м<sup>3</sup>.

Обсяг робіт на навантаження породі:  $V_{п.п} = S_п \cdot l_{зах} = 16,8$  м<sup>3</sup>.

Кріплення вибою кріпленням КПС:  $V_{кр.до} = n_k \cdot l_{зах} = 1,25 \cdot 2 = 2,5$  рами,

де  $n_k$  – щільність установки кріплення, рам/м.

Обсяг робіт на буріння шпурів під анкери:  $V_{б.ш}^a = 12,5 \cdot 2,5 = 31,25$  м.

Анкери встановлюються між рамами кріплення КПС (крок 0,8 м) по 5 штук у кожному ряді. На 1 м виробки необхідно  $5/0,8=6,25$  анкерів довжиною 2,5 м.

Кріплення вибою анкерним кріпленням:  $V_{кр.а}=n_a \cdot l_{зах}=6,25 \cdot 2=12,5$  анкерів, де  $n_a$  – кількість анкерів на 1 м виробітки, анк/м.

Настилення рейкового шляху:  $V_{р.п}=l_{зах}=2,0$  м.

Нарощування скребкового конвеєра:  $V_{н.до}=l_{зах}=2,0$  м.

Нарощування вентиляційних труб:  $V_{р.п}=l_{зах}=2,0$  м.

Обладнання водовідливної канавки:  $V_{к}=l_{зах}=2,0$  м.

Розрахунок трудомісткості й комплексної норми виробітку наведений у табл. 2.6. На підставі даних розрахунку приймаємо ланку із шести чоловік. Коefіцієнт виконання норми виробітку обчислюється по формулі:

$$k_H = \Sigma T_p / T, \quad (2.48)$$

і дорівнює  $k_H = \Sigma T / T = 6,88 / 6 = 1,15$ .

Комплексна норма виробітку обчислюється по формулі:

$$N_k = l_{зах} / \Sigma T_p, \quad (2.49)$$

і дорівнює  $N_k = l_{зах} / \Sigma T_p = 2,0 / 6,88 = 0,29$  м/чол.

Комплексна розцінка за 1 м виробки визначається по формулі:

$$R_k = \Sigma Z_{пл} / l_{зах}, \quad (2.50)$$

і дорівнює  $R_k = 203,1 / 2 = 101,55$  грн/м.

Розраховуємо нормативну чисельність електрослюсарів по технічному обслуговуванню і ремонту прохідницької ділянки. Для визначення нормативу чисельності за основний фактор прийнята сумарна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування й ремонту обладнання, яке перебуває у роботі. Розрахунок виконаний відповідно ЕНЧ [22] і наданий у табл. 2.7.

Таблиця 2.6

## Розрахунок комплексної норми й розцінки

Найменування робіт	Од- вим	Обсяг робіт на цикл	Норма виробітку			Трудомісткість, чол.зм	Тарифна ставка, грн	Сума прямої оплати праці, грн	Підстава для встановлення норми виробітку
			по збірнику	поправочний коефіцієнт	установлена норма виробітку				
Буріння шпурів по вугіллю	м	26,4	184,30	1,00	184,30	0,143	29,52	4,23	ЕНЧ§7 табл. 7 1в
Буріння шпурів по породі	м	75	130,70	1,10	143,77	0,522	29,52	15,40	ЕНЧ§7 табл. 7 5в
Навантаження вугілля	м <sup>3</sup>	9	55,50	1,00	55,50	0,162	29,52	4,79	ЕНЧ§16 табл. 19 1в
Навантаження породи	м <sup>3</sup>	16,8	26,30	1,00	26,30	0,639	29,52	18,86	ЕНЧ§16 табл. 19 3в
Кріплення кріпленням КПС	рам	2,5	1,15	1,00	1,15	2,174	29,52	64,17	ЕНЧ§25 табл. 29 16б
Буріння шпурів під анкери	м	31,3	103,70	1,10	114,07	0,274	29,52	8,09	ЕНЧ§7 табл. 7 5в
Кріплення анкерами	анк.	12,5	19,80	1,00	19,80	0,631	29,52	18,64	ЕНЧ§27 табл. 31 1а
Настилання рейкового шляху	м	2	7,05	0,90	6,35	0,315	29,52	9,30	ЕНЧ§34 табл. 41 3е
Нарощування скребкового конвеєра	м	2	4,38	1,00	4,38	0,457	29,52	13,48	ЕНЧ§33 табл. 40 2б
Нарощування вентиляційних труб	м	2	90,00	1,00	90,00	0,022	29,52	0,66	ЕНЧ§32 табл. 39 5в
Обладнання водовідливної канавки	м	2	17,25	1,00	17,25	0,116	29,52	3,42	ЕНЧ§31 табл. 37 1в
Комплексна норма й розцінка					0,17	5,855	29,52	172,84	
Комплексна норма й розцінка з урахуванням коефіцієнта на зарядження, підривання й провітрювання				0,85	0,145	6,888	29,52	203,34	ЕНЧ, п. 8, "Загальна частина"

Розрахунок нормативної трудомісткості планового технічного  
обслуговування обладнання прохідницької ділянки

№	Найменування обладнання	Марка обладнання	Чисельність одиниць обладнання	Нормативна трудомісткість чол. годин	
				на одиницю	на все обладнання
1	Породонавантажувальна машина	2ПНБ-2	1	3873	3873
2	Бурильна установка	БУР-2	2	1940	1940
3	Скрібковий конвеєр	СР-70	2	1350	1350
4	Канатна дорога	ДКН4-2	2	995	1990
					9153

Нормативна чисельність електрослесарей на роботі визначається по формулі:

$$H_{\text{ч}} = \frac{k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot \sum T_{\text{об}}}{357 \cdot t_{\text{см}}}, \text{ чол} \quad (2.51)$$

де  $k_1$  – коефіцієнт, що враховує участь на паях дільничних електрослюсарів у технічному огляді й ремонті обладнання;

$k_2$  – коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування й ремонт пускової і захисної апаратури, а також гнучких кабелів;

$k_3$  – коефіцієнт, що враховує непланові ремонти обладнання, які виконуються ремонтними й черговими електрослюсарями ділянки;

$t_{\text{см}}$  – тривалість робочої зміни на підземних роботах, годин.

$$H_{\text{ч}} = \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 9153}{357 \cdot 6} = 4 \text{ чол.}$$

Чисельність електрослюсарів за списком:

$$Ч_{\text{эл.сп.}} = 4 \cdot 1,81 = 7 \text{ чол.}$$

Визначимо коефіцієнт, що враховує час на заряджання, підривання шпурів і провітрювання вибою по формулі:

$$k_{\text{п.г}} = (T_{\text{ц}} - T_1) / T_{\text{ц}}, \quad (2.52)$$

де  $T_1 = t_{3,y} + t_{3,п} + t_{п,y} + t_{п,п}$ ,

$t_{3,y}$ ,  $t_{3,п}$  – час на заряджання шпурів відповідно по вугіллю й породі, годин.

$$t_{3,y} = (N_y \cdot t_{\text{шп}}) / n_3 = 6 \cdot 0,05 / 3 = 0,14 \text{ години.}$$



$t_{\text{шп}}$  – час заряджання одного шпуру,  $t_{\text{шп}}=0,052$  години.

$n_3$  – число робітників, зайнятих на заряджанні.

$$t_{3.п}=(N_{п.т} \cdot t_{\text{шп}})/n_3=30 \cdot 0,05/3=0,54 \text{ години.}$$

$$T_1=0,14+0,5+0,5=1,14 \text{ години.}$$

$$k_{п.г}=(6-1,1)/6=0,82.$$

Визначимо тривалість виконання кожної операції прохідницького циклу по формулі:

$$t_i = \frac{N_i \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{п.г}}{n_{\text{пр}} \cdot k_{\text{н}}}, \quad (2.53)$$

де  $N_i$  – трудомісткість по даному процесу, чол.зм;

$n_{\text{пр}}$  – число прохідників, зайнятих на даному процесі.

Час на буріння шпурів по вугіллю:

$$t_{б.у} = \frac{0,144 \cdot 360 \cdot 0,82}{2 \cdot 1,13} = 18,8 \text{ хв.}$$

Час на буравлення шпурів по породі:

$$t_{б.п} = \frac{0,522 \cdot 360 \cdot 0,82}{2 \cdot 1,13} = 68,2 \text{ хв.}$$

Час на навантаження вугілля:

$$t_{п.у} = \frac{0,162 \cdot 360 \cdot 0,82}{2 \cdot 1,13} = 21,2 \text{ хв.}$$

Час на навантаження породи:

$$t_{п.п} = \frac{0,639 \cdot 360 \cdot 0,82}{2 \cdot 1,13} = 83,5 \text{ хв.}$$

Час на кріплення вибою кріпленням КПС:

$$t_{к.з.р} = \frac{2,174 \cdot 360 \cdot 0,82}{4 \cdot 1,13} = 142 \text{ хв.}$$

Час на буріння шпурів під анкери:

$$t_{б.а} = \frac{0,217 \cdot 360 \cdot 0,82}{2 \cdot 1,13} = 28,3 \text{ хв.}$$

Час на кріплення вибою анкерним кріпленням:

$$t_{\text{к.з.а}} = \frac{0,631 \cdot 360 \cdot 0,82}{2 \cdot 1,13} = 82,4 \text{ хв.}; \quad t_{\text{к.з.а}} = \frac{0,631 \cdot 360 \cdot 0,82}{6 \cdot 1,13} = 27,5 \text{ хв.}$$

Час на настилення рейкового шляху:

$$t_{\text{н.п}} = \frac{0,315 \cdot 360 \cdot 0,82}{4 \cdot 1,13} = 20,6 \text{ хв.}$$

Час на нарощування скребкового конвеєра:

$$t_{\text{н.к}} = \frac{0,913 \cdot 360 \cdot 0,82}{4 \cdot 1,13} = 59,6 \text{ хв.}$$

Час на нарощування вентиляційних труб:

$$t_{\text{н.т}} = \frac{0,022 \cdot 360 \cdot 0,82}{4 \cdot 1,13} = 1,4 \text{ хв.}$$

Час на обладнання водовідливної канавки:

$$t_{\text{у.к}} = \frac{0,116 \cdot 360 \cdot 0,82}{4 \cdot 1,13} = 7,6 \text{ хв.}$$

За отриманим часом на виконання окремих процесів будуюмо графік організації робіт, який наведено на листі 4.

Вартість проведення 1 м штреку визначаємо по елементах витрат на оплату праці, матеріали, відрахування на соцстрахування й амортизацію. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.8-2.11.

Таблиця 2.8

## Розрахунок штату й фонду оплати праці по підготовчій ділянці

Місце і вид роботи	Професія робітника	Одиниці виміру	Обсяг робіт, м/мес	Норма виробітку	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
Проведення штреку	прохідник	м	150	0,3	18	–	6	6	6	32	101,55	15233	6093	3808	2437	27571
Ремонт обладнання	електросл юсар				4	4	–	–	–	7	29,52	2952	1181	–	472	4605
Разом робітники					22	4	6	6	6	39						32176
Начальник ділянки					1	–	1	–	–	1	700	700	700		70	1470
Зам. начальника ділянки					1	–	–	–	1	1	650	650	650		65	1365
Пом. начальника ділянки					1	–	–	1	–	1	630	630	630		63	1323
Механік					1	1	–	–	–	1	650	650	650		65	1365
Гірничий майстер					4	1	1	1	1	7	600	2400	2400		240	5040

Таблиця 2.9

## 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.
Металева арка	ком.	1,25	150	187,5	553,2	103725
Затяжка ж/б	мЗ	0,22	150	33	400	13200
Рейки Р-33	т	0,066	150	9,9	2048	20275
Шпали ж/б	шт.	1,43	150	214,5	45	9653
Труба вентиляційна	м	1	150	150	85	12750
Труби металеві	м	1	150	150	64	9600
Анкера	шт.	6	150	900	35	31500
ВВ	кг	27	150	4050	6,56	26568
Електродетонатори	шт	16	150	2400	0,8	1920
Разом						229191
Невраховані (10%)						22919
Усього						252110

Таблиця 2.10

Розрахунок вартості обладнання й 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.
2ПНБ-2	1	590	590	88,5	678,50	15	101,78	8,48
БУР-2	1	280	280	42	322,00	15	48,30	4,03
СР-70	1	204	204	30,6	234,60	15	35,19	2,93
ВМЦ-8	2	14,2	28,4	4,26	32,66	15	4,90	0,41
ЛГКН	1	9,6	9,6	1,44	11,04	15	1,66	0,14
Разом					1278,80			15,99

Таблиця 2.11

Калькуляція собівартості 1 м по підготовчій ділянці

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1 м, грн.	Питома вага елемента, % до підсумкового
Оплата праці	42739	150	284,93	13,1
Відрахування на соціальне страхування	15813	150	105,42	4,8
Допоміжні матеріали	252110	150	1680,73	77,2
Амортизація	15985	150	106,57	4,9
Разом			2177,65	100,0

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

Транспорт вугілля з очисного вибою буде виробляється за допомогою конвеєрів. З очисного вибою вугілля буде перевантажуватися на скребковий конвеєр, а далі на стрічковий конвеєр.

Визначимо розрахунковий вантажопотік, що надходить на конвеєр:

$$Q_p = \frac{Q_{cm} \cdot k_n}{t_{cm} \cdot k_m}, \text{ т/годину} \quad (2.62)$$

де  $Q_{cm}$  – вантажопотік, що поступає у зміну на конвеєр, т/зм;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності надходження вантажу;

$t_{cm}$  – тривалість зміни, годин;

$k_m$  – коефіцієнт машинного часу ( $k_m = 0,7 \div 0,85$ )

$$Q_p = \frac{1292 \cdot 2}{6 \cdot 0,85} = 506 \text{ т/годину.}$$

По розрахунковому вантажопотоці  $Q_p = 506$  т/годину, вибираємо скребковий конвеєр СП-202В1, а стрічковий ЗЛ100У виходячи з довжини транспортування, кута падіння пласта й  $Q_p$ .

Матеріали і обладнання по ділянці будуть доставлятися у вагонетках і на платформах за допомогою лебідки ЛВ-25.

Для доставки людей до очисного вибою будемо використовувати монорейкову дорогу ДМКУ.

#### 2.4.4. Провітрювання ділянки

При виборі схеми провітрювання виймальної ділянки, першорядне значення мають умови безпеки, а також забезпечення санітарно-гігієнічних умов праці.

Схема провітрювання повинна забезпечувати:

- стійке провітрювання, як при нормальних, так і при аварійних режимах;
- сприятливі умови для порятунку людей і ліквідації аварій;

- максимальне навантаження на очисний вибій;
- скорочення обсягу проведення тупикових виробок за рахунок повторного використання відкаточних виробок у якості вентиляційних.

Вибір схеми провітрювання робимо на основі їх класифікації, наведеної в «Посібнику з проектування вентиляції вугільних шахт» [10]. Схема виймальної ділянки 2-М-Н-в-пт.

Витрата повітря для провітрювання очисних виробок по виділенню вуглекислого газу визначається по формулі:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot S_{\text{оч}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.63)$$

де  $S_{\text{оч}}$  – середнє очікуване виділення газу в очисну виробку,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_{\text{н}}$  – коефіцієнт нерівномірності виділення вуглекислого газу;

$C$  – припустима концентрація вуглекислого газу у вихідному струмені, %;

$C_0$  – концентрація газу у струмені повітря, що поступає на виймальну ділянку, %.

Середню вуглекислотність виймальної ділянки визначаємо по формулі:

$$S_{\text{уч.уг}} = k_{\text{вод}} (S_{\text{оч.уч}} + S_{\text{в.п.уч}}), \quad (2.64)$$

де  $k_{\text{вод}}$  – коефіцієнт, що враховує виділення вуглекислого газу з підземних вод ( $k_{\text{вод}} = 1,22$ );

$S_{\text{оч.уч}}$  – виділення газу з очисного вибою,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$S_{\text{в.п.уч}}$  – виділення газу з виробленого простору,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

Для шахт, що розробляють високометаморфізовані антрацитові пласти з показником метаморфізму  $lg \cdot \rho \leq 2,5$ , виділення газу  $S_{\text{оч.уч}}$  й  $S_{\text{в.п.уч}}$ , визначається по формулах:

$$S_{\text{оч.уч}} = S_{\text{уд.уч}} \cdot l_{\text{оч}} \cdot m_{\text{в}} \cdot k_{\text{д.оч}} \cdot k_{\text{в.п.}}; \quad (2.65)$$

$$S_{\text{в.п.уч}} = \frac{l_{\text{оч}} \cdot m_{\text{в}} \cdot l_{\text{в.п.}}}{3 \cdot 10^4 \cdot lg \rho + 1,9 l_{\text{оч}} \cdot m_{\text{в}} \cdot l_{\text{в.п.}}}, \quad (2.66)$$

де  $S_{\text{уд.уч}}$  – питоме виділення вуглекислого газу з оголеної поверхні пласта в очис-

сному вибої,  $\text{м}^3/(\text{хв. м}^2)$ ;

$$S_{\text{уд. уч}} = (5,5 \cdot \lg \rho + 12,4) \cdot 10^{-4}; \quad (2.67)$$

$k_{\text{д.оч}}$  – коефіцієнт, що враховує продуктивність вибою;

$$k_{\text{д.оч}} = 0,45 \cdot 10^{-3} \cdot A_{\text{оч}} + 0,85 \quad (2.68)$$

$A_{\text{оч}}$  – середньодобовий видобуток з очисного вибою,  $A_{\text{оч}} = 1292$  т;

$k_{\text{в.п}}$  – коефіцієнт, що враховує спосіб виїмки вугілля;

$l_{\text{в.п.}}$  – розмір виробленого простору, що прилягає до вибою по падінню пласта (простяганню пласта)  $l_{\text{в.п.}} = 1000$  м;

$\lg \rho$  – логарифм питомого електричного опору вугілля (за даними геологорозвідки  $\lg \rho = 2,2$ );

$l_{\text{оч}}$  – довжина очисного вибою ( $l_{\text{оч}} = 200$  м).

*Визначимо кількість повітря для провітрювання очисних вибоїв по пл.  $h_8$ :*

$$k_{\text{д.оч}} = 0,45 \cdot 10^{-3} \cdot 1292 + 0,85 = 1,43;$$

$$S_{\text{уд.уч}} = (5,5 \cdot 2,2 + 12,4) \cdot 10^{-4} = 0,0025 \text{ м}^3/(\text{хв. м}^2);$$

$$S_{\text{оч.уч}} = 0,0025 \cdot 200 \cdot 1,0 \cdot 1,43 \cdot 1,0 = 0,81 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$S_{\text{в.п. уч}} = \frac{200 \cdot 1,0 \cdot 1000}{3 \cdot 10^4 \cdot 2,2 + 1,9 \cdot 200 \cdot 1,2 \cdot 1000} = 0,45 \text{ м}^3$$

Середня вуглекислотність виймальної ділянки дорівнює:

$$S_{\text{уд.уг.}} = 1,22(0,81 + 0,45) = 1,54 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря для провітрювання очисного вибою дорівнює:

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot 0,81 \cdot 1,6}{0,5 - 0,05} = 288 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Підривні роботи в очисному вибої не ведуться, отже, немає необхідності в розрахунку по газах, що виділяються при цих роботах.

Кількість повітря по числу людей визначаємо по формулі:

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot n_{\text{чол}} \cdot k_{0,3}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.69)$$

де  $k_{0,3}$  – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягають до простору біля вибою

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 20 \cdot 1,25 = 150 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок кількості повітря по пиловому фактору за умови оптимальної швидкості виконаємо по формулі:

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot V_{\text{опт}} \cdot S_{\text{оч.мін}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.70)$$

де  $V_{\text{опт}}$  – оптимальна швидкість руху повітря у просторі біля вибою,

$$V_{\text{опт}} = 1,6 \text{ м}^3/\text{с};$$

$S_{\text{оч.мін}}$  – мінімальна площа поперечного перерізу очисної виробки у світлі,  $\text{м}^2$ .

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 2,5 \cdot 1,6 \cdot 1,25 = 300 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Зробимо перевірку витрати повітря по мінімальній та максимальній швидкості руху повітря:

$$Q_{\text{оч}} \geq S_{\text{оч.мін}} \cdot k_{\text{оз}} \geq 60 \cdot S_{\text{оч.макс}} \cdot v_{\text{мін}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.71)$$

де  $S_{\text{оч.макс}}$  – максимальна площа поперечного перерізу простору біля вибою очисної виробки,  $\text{м}^2$ .

$$300 \geq 60 \cdot 2,5 \cdot 0,5 \cdot 1,25 = 93,75 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$300 < 60 \cdot 2,5 \cdot 4 \cdot 1,25 = 750 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Умови виконуються.

Визначимо кількість повітря для провітрювання очисних вибоїв по пл.  $h_{10}$ :

$$S_{\text{в.п. уч}} = \frac{200 \cdot 0,9 - 1400}{3 \cdot 10^{-4} \cdot 2,25 + 1,9 \cdot 200 \cdot 0,9 \cdot 1400} = 0,46 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$S_{\text{уд.уч}} = (5,51 \cdot 2,25 + 12,4) \cdot 10^{-4} = 0,0025 \text{ м}^3/(\text{хв} \cdot \text{м}^2);$$

$$S_{\text{оч.уч}} = 0,0025 \cdot 200 \cdot 0,9 \cdot 1,41 \cdot 1 = 0,63 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$S_{\text{уч.уг}} = 1,22(0,63 + 0,46) = 1,33 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = \frac{100 \cdot 0,63 \cdot 1,6}{0,5 - 0,05} = 224 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{оч}} = 60 \cdot 1,56 \cdot 1,25 = 18,7 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Зробимо перевірку витрати повітря по:

– мінімальній швидкості:

$$224 > 60 \cdot 1,56 \cdot 0,5 \cdot 1,25 = 58,5 \text{ м}^3/\text{хв};$$

– максимальній швидкості:

$$224 < 60 \cdot 1,56 \cdot 4,0 \cdot 1,25 = 468 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умови виконуються.



Отже, кількість повітря необхідне для провітрювання очисних вибоїв по пл.  $h_8 - Q_{оч} = 300 \text{ м}^3/\text{хв}$  та по пл.  $h_{10} - Q_{оч} = 224 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

*Визначимо витрату повітря для провітрювання виймальних ділянок по пл.  $h_8$ :*

– по виділенню вуглекислого газу

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot S_{уч} \cdot k_H}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.72)$$

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot 1,54 \cdot 1,6}{0,5 - 0,05} = 555 \text{ м}^3/\text{хв}$$

*Визначимо витрату повітря для провітрювання виймальних ділянок по пл.  $h_{10}$ :*

– по виділенню вуглекислого газу

$$Q_{уч} = \frac{100 \cdot S_{уч} \cdot k_H}{C - C_0} = \frac{100 \cdot 1,33 \cdot 1,6}{0,5 - 0,005} = 473 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Перевіримо витрату повітря по числу людей:

$$Q_{уч} \geq 6 \cdot n_{чол}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.73)$$

– по пласту  $h_8$ :

$$555 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв};$$

– по пласту  $h_{10}$ :

$$473 > 6 \cdot 30 = 180 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умови виконуються.

Визначимо витрати для провітрювання конвеєрного бремсбергу.

Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикових виробок виконується: по газах, що утворяться при підривних роботах; по виділенню вуглекислого газу; по числу людей; по середньої мінімальної швидкості повітря у виробці та по мінімальній швидкості повітря в просторі біля вибою.

Витрату повітря по виділенню вуглекислого газу визначимо по формулі:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot S_{п.уч}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.74)$$

де  $S_{п.уч}$  – виділення вуглекислого газу на ділянці біля вибою

$$S_{п.уч} = 2 \cdot l_T \cdot S_{уд'уч} \cdot k_{обв}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.75)$$

де  $l_T$  – довжина тупикової виробки, м;

$k_{обв}$  – коефіцієнт, що враховує виділення вуглекислого газу з підземних вод ( $k_{вод} = 1,17$  для виробок проведених на вентиляційних горизонтах).

$S_{уд'уч}$  – питома виділення вуглекислого газу з оголеної поверхні пласта у тупиковій виробці,  $\text{м}^3/\text{хв}$ .

$$S_{уд'уч} = (9 \cdot \lg \rho - 0,7) \cdot 10^{-5}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.76)$$

$$S_{уд'уч} = (9 \cdot 2,25 - 0,7) \cdot 10^{-5} = 0,000195 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$S_{п.уч} = 2 \cdot 1400 \cdot 0,000195 \cdot 1,17 = 0,55 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 0,55}{0,5 - 0,05} = 122 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання тупикової виробки по газах, що утворюються при підричних роботах

$$Q_{з.п.} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{в.в} \cdot S^2 \cdot l_n^2 \cdot k_{обв}}{k_{ут.тр}^2}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.77)$$

де  $V_{в.в}$  – об'єм шкідливих газів, що утворюються після вибуху

$$V_{в.в} = 100 \cdot B_{уч} + 40 \cdot B_{пор}, \text{ л} \quad (2.78)$$

де  $B_{уч}$  і  $B_{пор}$  – маса ВВ, що одночасно підриваються по вугіллю й породі відповідно, кг;

$T$  – час провітрювання виробки після підривання;

$S$  – площа поперечного перерізу виробки у світлі,  $\text{м}^2$ ;

$l_n$  – довжина тупикової частини виробки, м;

$k_{обв}$  – коефіцієнт, що враховує приплив води до тупикової виробки;

$k_{ут.тр}$  – коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубах.

$$k_{ут.тр} = k_{ут.тр1} \cdot k_{ут.тр2}, \quad (2.79)$$

де  $k_{ут.тр1}$  – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава;

$k_{\text{ут.тр2}}$  – коефіцієнт витоків повітря для ділянки з поліетиленовим рукавом.

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,15 \cdot 1,13 = 1,3;$$

$$V_{\text{в.в.}} = 100 \cdot 12 \cdot 40 \cdot 36 = 2640 \text{ л}$$

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{2640 \cdot 14^2 \cdot 500^2 \cdot 0,6}{1,3^2}} = 293 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Витрата повітря по числу людей дорівнює:

$$Q_{\text{з.п.}} = 6 \cdot n_{\text{чол.з.п}} = 6 \cdot 6 = 36, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.81)$$

Розрахунок витрати повітря по мінімальній швидкості руху у виробці

$$Q_{\text{з.п.}} = 60 \cdot V_{\text{з.мін}} \cdot S = 60 \cdot 0,25 \cdot 14 = 210 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.82)$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості у просторі біля вибою

$$Q_{\text{з.п.}} = 20 \cdot V_{\text{з.мін}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.83)$$

де  $V_{\text{з.мін}}$  – мінімально припустима швидкість повітря у просторі біля вибою, виходячи з вологості  $\varphi$  і температури повітря  $t$ , м/с.

– вологість повітря  $\varphi = 80-85 \%$ ;

– температура повітря:

$$t_{\text{в}} = t_{\text{п}} - (2 \div 3), \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.84)$$

$$t_{\text{п}} = \frac{H - H_{\text{п}}}{H_{\text{г}}} + 7,9, \text{ } ^\circ\text{C} \quad (2.85)$$

де  $H_{\text{п}}$  – глибина зони постійних температур, м;

$H_{\text{г}}$  – геометричний градієнт, м/град.

$$t_{\text{п}} = \frac{1100 - 25}{32} + 7,9 = 41,5^\circ\text{C}.$$

$$t_{\text{в}} = 41,5 - 2,5 = 39^\circ\text{C},$$

що перевищує припустиму по ПБ температуру  $t = 26^\circ\text{C}$ . Для зниження температури будемо застосовувати повітроохолоджувальну установку типу ПКХУ, що дозволить знизити температуру до  $23^\circ\text{C}$ .

$$Q_{\text{з.п.}} = 20 \cdot 0,25 \cdot 14 = 70 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Кількість повітря необхідне для провітрювання вибою виробки становить  $293 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Повинна виконуватися умова

$$Q_{\text{п}} \leq Q_{\text{зп}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.86)$$

$$122 \text{ м}^3/\text{хв} < 293 \cdot 1,3 = 351 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Умова виконується.

При проведенні виробки будемо застосовувати нагнітальний спосіб провітрювання з гнучкими вентиляційними трубами.

У зв'язку з необхідністю подачі великої кількості повітря на велику відстань, приймаємо для зменшення витоків й опору трубопроводу комбінований трубопровід.

Аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу визначимо по формулі:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}}(l_{\text{тр1}} + 20d_{\text{тр1}} \cdot n_1 + 10d_{\text{тр1}} \cdot n_2) + r_{\text{трк}}(l_{\text{тр2}} + 20d_{\text{тр2}} \cdot n_1 + 10d_{\text{тр2}} \cdot n_2), \text{ к}\mu \quad (2.87)$$

де  $r_{\text{тр}}$  – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря,  $\text{к}\mu/\text{м}$  ( $r_{\text{тр}} = 0,0053 \text{ к}\mu/\text{м}$  по [9]);

$l_{\text{тр1}}$  – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тр1}}$  – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$n_1$  и  $n_2$  – число поворотів трубопроводу на  $90^\circ$  і  $45^\circ$ ;

$r_{\text{трк}}$  – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом,  $\text{к}\mu/\text{м}$ ;

$l_{\text{тр2}}$  – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{тр2}}$  – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0053(400+0+0) + 0,00153(1000+20 \cdot 1 \cdot 1+0) = 3,68 \text{ к}\mu.$$

Подача вентилятора визначається по формулі:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}} = 293 \cdot 1,3 = 380,9 \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.88)$$

Тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід (депресія трубопроводу) визначається по формулі:

$$h_B = Q_B^2 R_{\text{тр.г.}} \cdot \left( \frac{0,59}{k_{\text{тр.ут}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа} \quad (2.89)$$

$$h_B = 6,35^2 \cdot 3,68 \left( \frac{0,59}{1,3} + 0,41 \right)^2 = 111 \text{ даПа}$$

По додатку 1 з [9] по розрахованим значення  $Q_B$  й  $h_B$  вибираємо вентилятор ВМ-6. Для визначення подачі  $Q_{B,p}$  й  $h_{B,p}$  обраного вентилятора на графік аеродинамічної характеристики вентилятора нанесемо аеродинамічну характеристику трубопроводу. Дані для побудови характеристики трубопроводу наведені в табл. 2.12.

Таблиця 2.12

Дані для побудови аеродинамічної характеристики трубопроводу

$Q_{з.п.}, \text{ м}^3/\text{хв}$	1	2	3	4	5	6	7
$k_{\text{ут.тр.}}, \text{ дои/м}$	1,11	1,14	1,18	1,22	1,26	1,31	1,35
$Q_B, \text{ м}^3/\text{хв}$	1,11	2,28	3,54	4,88	6,3	7,86	9,45
$h_B, \text{ даПа}$	4	16	38	70	112	168	235

Виходячи зі схеми, наведеної на рис. 2.6, приймаємо  $Q_{B,p} = 6,45 \text{ м/с}$ ,  $h_{B,p} = 116 \text{ даПа}$ .

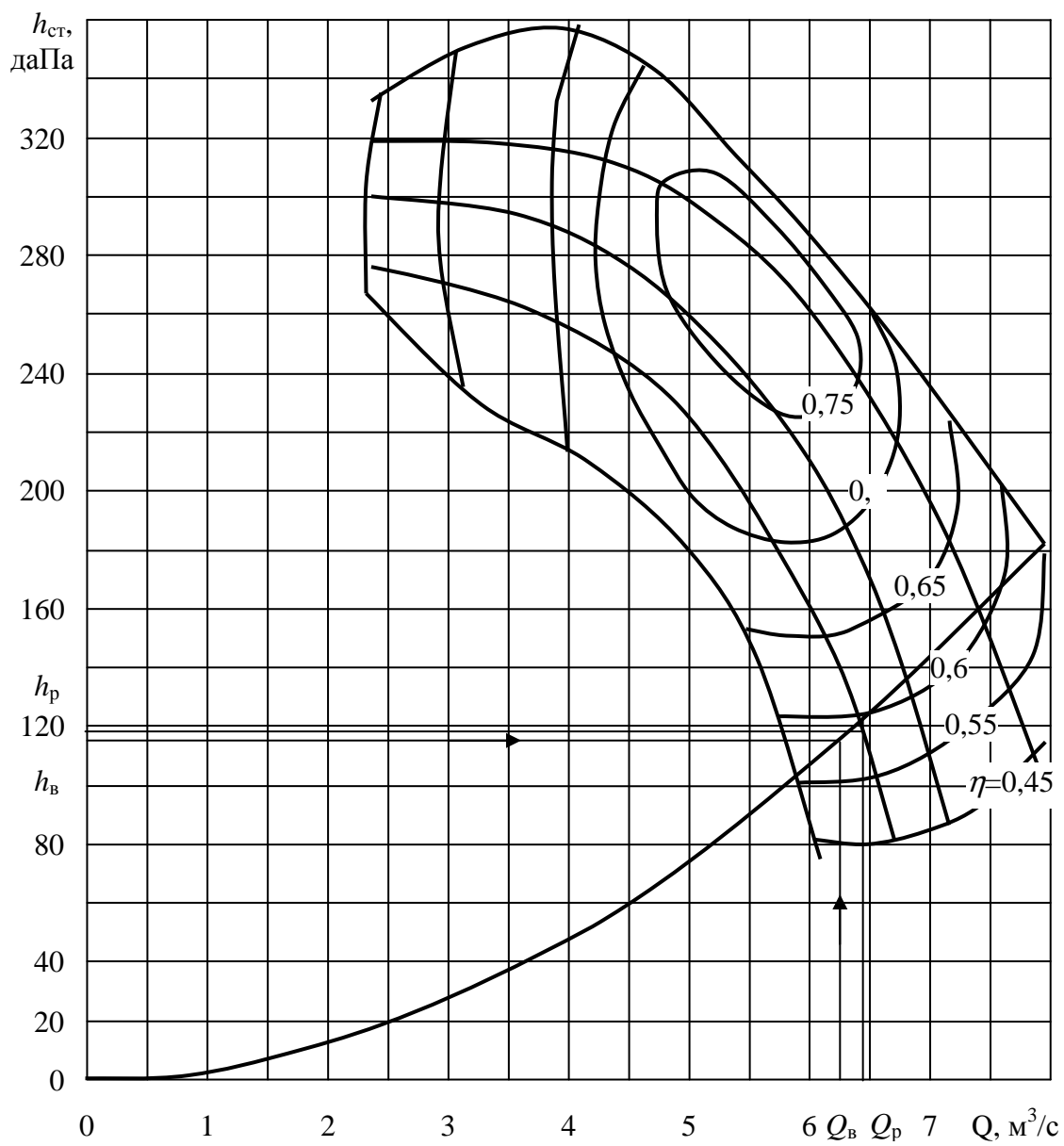


Рисунок 2.6 – Визначення режиму роботи вентилятора

#### 2.4.5. Електропостачання ділянки

Схема електропостачання ділянки – радіальна (рис. 2.7).

Для постачання електричних механізмів і пересувних струмоприймачів прийнята напруга 660 В. Електрообладнання, що використовується на ділянці наведене в табл. 2.13.

Таблиця 2.13

#### Струмоприймачі ділянки

Найменування струмоприймачів	Тип двигуна	$m$ , шт	$P_{ні}$ , кВт	$P_{п}$ , кВт	$L_k$ , $\mu$	$\cos\phi$	$S_{ні}$ , А	$S_{пн}$ , А	$S_{н}$ , А	$k_{з.і}$
Комбайн К103	ЕКВ 3,5-90	2	90	180	240	0,85	91	340	680	0,9
Конвеєр СП202(1)	2ЕДКОФ250 L4	1	55	55	240	0,92	61	412	412	0,9
Конвеєр СП202(2)	2ЕДКОФ250 L4	1	55	55	35	0,92	61	412	412	0,9
ВСП (1)	A <sub>i</sub> У225М4	1	55	55	240	0,85	61	412	412	0,9
ВСП (2)	A <sub>i</sub> У225М4	1	55	55	35	0,85	61	412	412	0,9
СНТ-32 (1)	ВРПВ-225М	2	55/5,5	60,5	10	0,9	68	454	454	0,9
СНТ 32 (2)	ВА <sub>i</sub> У-100М2	2	55/5,5	60,5	12	0,9	68	454	454	0,9
КСП	2ЕДКОФ250 LA	1	55	55	65	0,91	61	412	412	0,9
ІУЦНС-13	ВРПВ-180М <sub>2</sub>	1	30	30	14	0,85	32	224	224	0,9

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

До установки прийнята підстанція КТПВ 400/6-0,69.

Відповідно до ПБ всі струмоприймачі ділянки, що зазначені у табл. 2.15, приєднані до загальної мережі заземлення. Загальна мережа заземлення створена шляхом безперервного електричного з'єднання між собою всіх металевих оболонки і заземлюючих жил кабелів незалежно від величини їх наружи до головних і місцевих заземлювачів (рис. 2.8).

Головний заземлювач розташований у водозбірнику гор. 960 м, другий розміщений у зумпфі допоміжного ствола. Вони виконані зі сталеві смуги товщиною 6 мм і розміром 3×0,5 м.

Відвід від головних заземлювачів виконаний у вигляді сталеві смуги з перерізом 100 мм<sup>2</sup>.

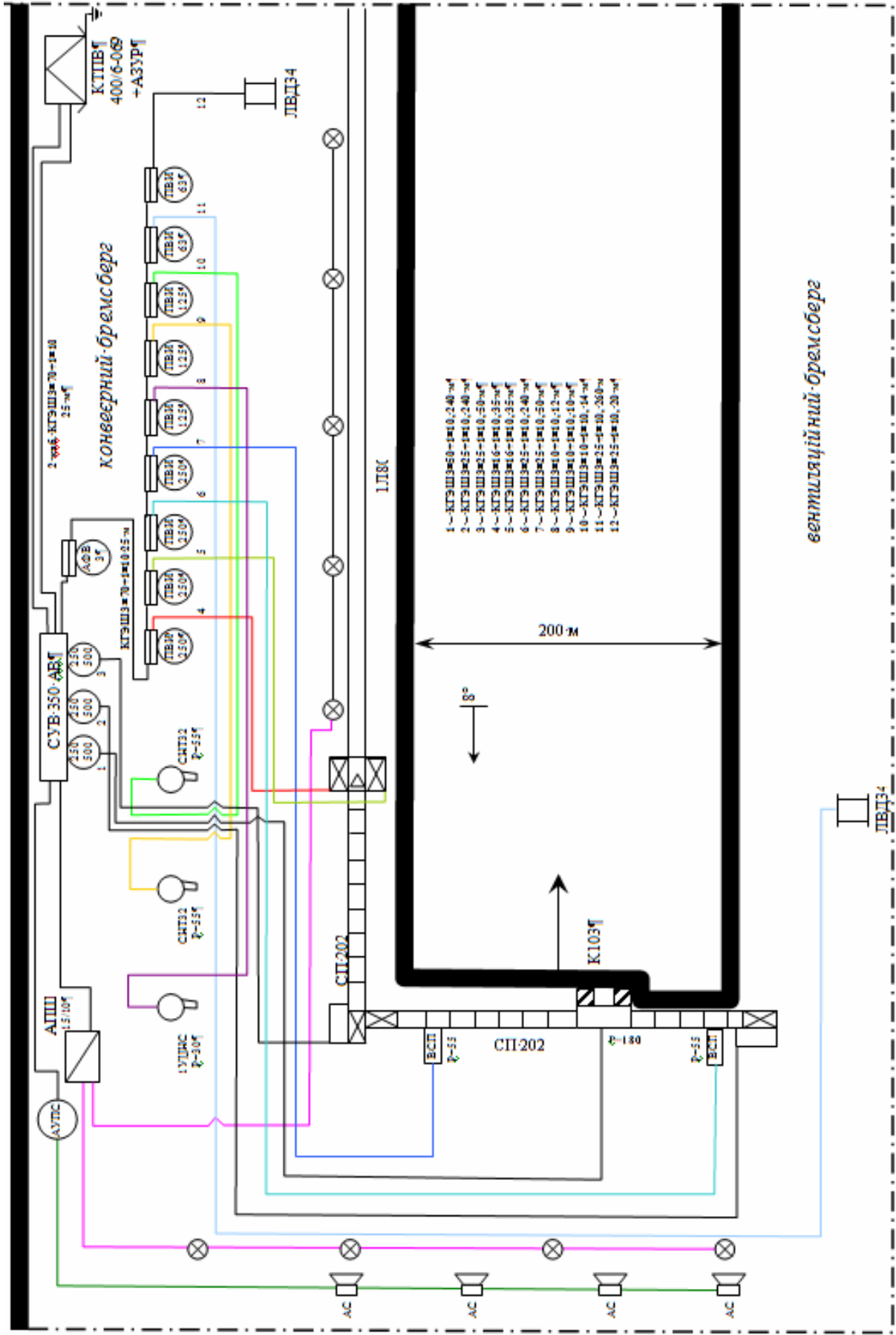
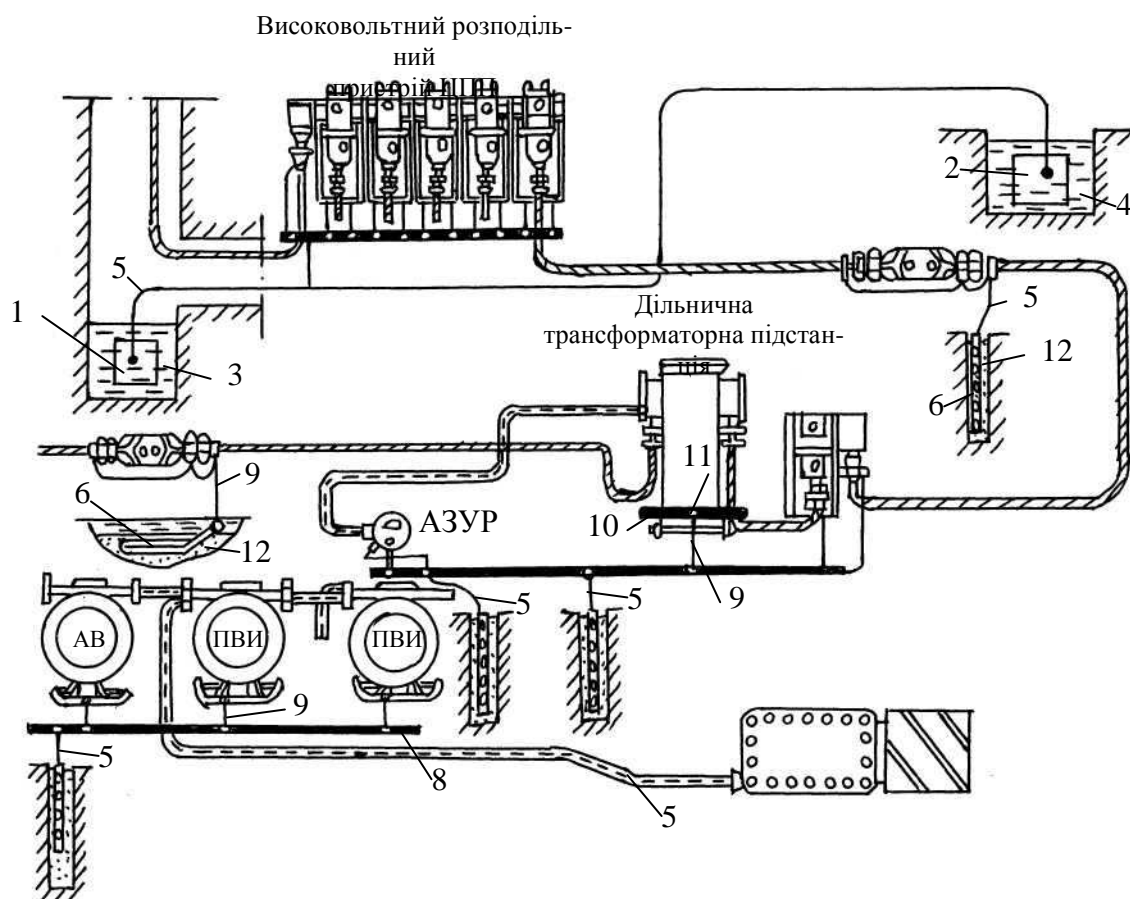


Рисунок 2.7 – Схема електропостачання ділянки





1, 2 – головні заземлювачі; 3 – зумпф; 4 – водозбірник г. 960 м; 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

Рисунок 2.8 – Схема шахтної мережі заземлення

Оскільки припливу води не передбачається, місцеві заземлювачі електрообладнання дільниці, що розташовані у конвеєрному бремсбергу, 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 шпуром 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 СП 202, 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 витoku струму при ушкодженні ізоляції кабельної мережі й електрообладнання здійснюється загальнодільничним реле витoku типу АЗУР.

Реле витoku 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.

#### 2.4.6. Заходи щодо охорони праці й безпеки робіт

Пласти, що розроблюються, не газові, безпечні по пилу й самозайманню вугілля.

Пункти виміру температури та вологості розташовані у конвеєрному бремсбергу та штреку у двох місцях з кожної сторони виробки на відстані від стінки на  $0,3$  ширини виробки ( $B$ ) і на висоті виробки ( $H$ ), у вентиляційному штреку температура вимірюється у трьох місцях, однаково віддалених друг від друга та від бічних стійок на відстань  $0,25B$  та на висоті від підосви га  $0,5H$ . Біля вибою тупикових виробок температура вимірюється у 3 місцях на відстані до 5 м від кінця вентиляційного трубопроводу.

Заходи безпеки при веденні очисних робіт:

- всі роботи повинні виконуватися відповідно до паспорта очисних робіт;
- у випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу повинні бути вжиті заходи по попередженню обвалень покрівлі;
- у процесі роботи повинна провадитися перевірка стійкості покрівлі й вибою;
- повинна бути обладнана лінія гучномовного зв'язку.

Заходи безпеки при пересуванні людей по виробках:

– на діючих шахтах перевезення людей обов'язкове: по похилих виробках, якщо різниця між відмітками початкового й кінцевого пунктів більше 25 м по горизонтальним – якщо відстань до місця робіт становить 1 км і більше;

– для перевезення людей по горизонтальних і похилих виробках повинні застосовуватися засоби призначені й допущені у встановленому порядку для цих цілей;

– при пересуванні людей у пасажирських вагонетках по горизонтальних виробках, швидкість руху не повинна перевищувати 20 км/год.

Заходи безпеки при підричних роботах:

– після підричних робіт зміст шкідливих газів не повинен перевищувати 0,008 % по обсягу при перерахуванні на окис вуглецю;

– час провітрювання – 30 хвилин;

– при заряджанні шпурів робітники не зайняті на цій роботі віддаляються на безпечну відстань, на підходах до місця ведення підричних робіт встановлюються пости охорони, при веденні підричних робіт обов'язкове застосування звукових сигналів.

Заходи безпеки при роботі машин і механізмів:

– частини обладнання, що рухається, повинні бути обгороджені, при неможливості огороження, повинна передбачатися сигналізація.

Виймальна ділянка обладнується протипожежним захистом, призначеним для гасіння пожежі водою. У гірничих машин, апаратури й обладнання, а також у місцях перевантаження гірської маси обладнуються пункти із засобами пожежогасіння (пісок, порошкові вогнегасники).

## 2.5 Магістральний транспорт

Шахта віднесена до категорії негазових по метану й безпечних по пилу, вугілля не схильне до самозаймання. Вугілля, що видобувається з лав пласта  $h_8$  транспортується по ярусним штрекам конвеєрами типу 1Л-80 і 2ЛТ-80, 1Л-100, СП-202 на бремсберг і вантажнолюдський хідник (у східній частині шахтного поля). Далі по східному польовому штреку конвеєрами 2ЛУ-120 вугілля доставляється на конвеєрний квершлаг і конвеєром 1ЛУ-120 закачується у вугільний бункер горизонту 960 м. Вугілля з лав пласта  $h_{10}$  стрічковими конвеєрами доставляється на гезенк, звідки подається стрічковим конвеєром 2ЛУ-120 на східний польовий конвеєрний штрек пласта  $h_8$  і по викладеному вище транспортному ланцюжку доставляється на горизонт 960 м у бункер. Порода від проведення похилих і горизонтальних виробок доставляється у вагонетках канатним відкочуванням на основні горизонтальні виробки й далі контактними електровозами К-14 у вагонетках ВД-3,3 до породного бункера. Вугілля, що видобувається попутно, за допомогою електровозів К-14 і вагонеток ВД-3,3 доставляється у яму попутного видобутку, звідки подається на конвеєр 1ЛУ-120 і далі на східний польовий конвеєрний штрек, обладнаний 2ЛУ-120. Матеріали й обладнання доставляється з поверхні по клітьовому стволу, а далі по квершлагах, відкаточних штреках і вантажнолюдським хідникам пластів  $h_8$ ,  $h_{10}$  у вагонетках до виймальних ділянок. По хідникам матеріали та обладнання доставляється монорейковою дорогою типу ДМКЦ-1 і підйомними машинами Ц2×1,5. Для допоміжних робіт на ділянці по видобутку вугілля застосовуються лебідки ЛВ-25. Доставка людей від двору біля ствола горизонту 960 м до вантажнолюдських хідників здійснюється електровозним транспортом у складі з 4 вагонеток ВЛ-18 і далі монорейковою дорогою. Необхідна кількість контактних електровозів КР14-900, визначена методом їх розміщення по штреках, становить шість штук, усього шахті необхідно 13 електровозів КР14-900. На рис. 2.9 представлена схема підземного транспорту по гірничим виробкам шахти.

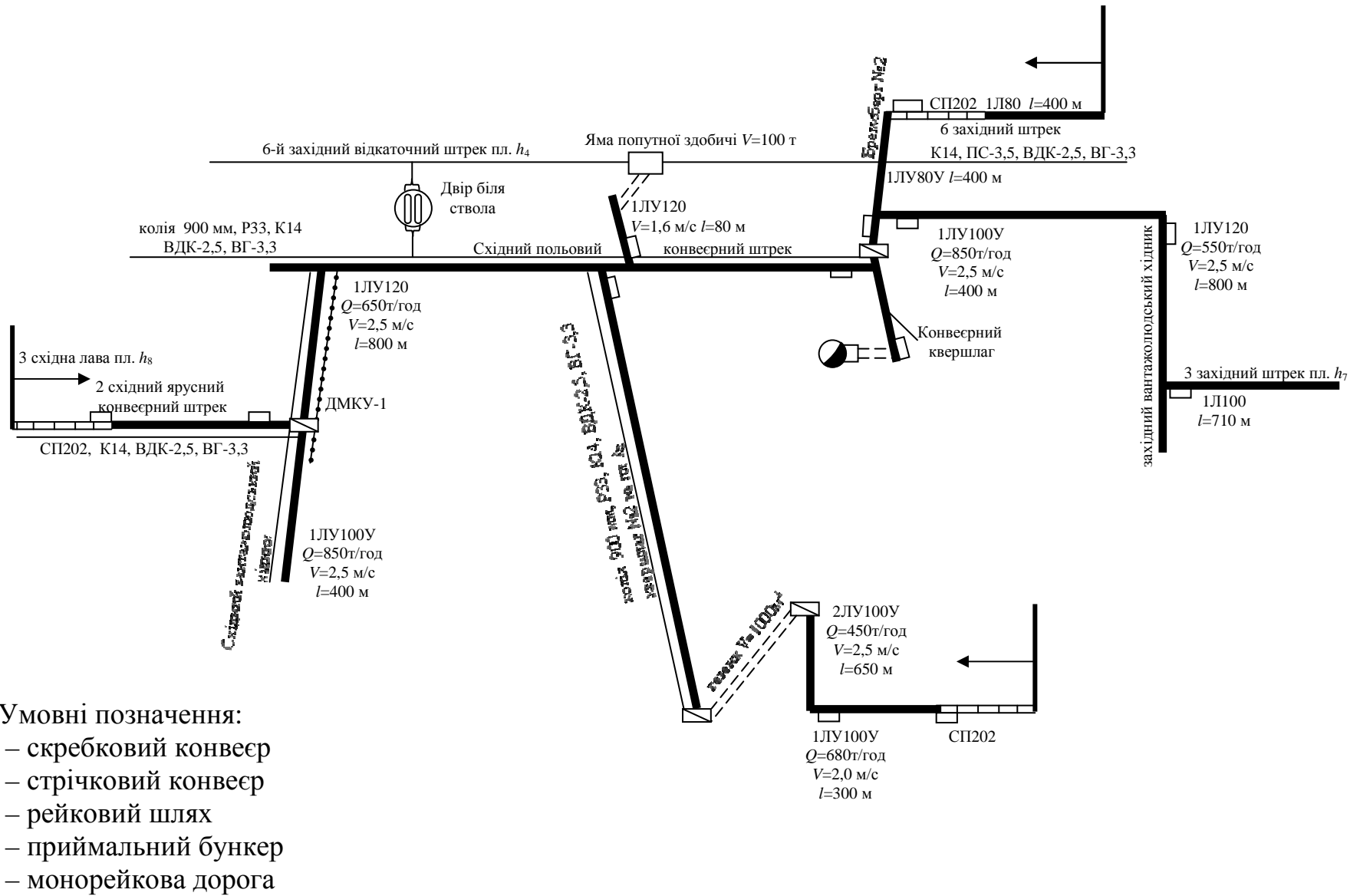


Рисунок 2.9 – Схема транспорту шахти за проектом

## 2.6. Провітрювання шахти

### 2.6.1. Розрахунок витрати повітря для провітрювання шахти в цілому

Для провітрювання шахти приймаємо усмоктувальний спосіб і центрально-віднесену схему. Схема провітрювання шахти наведена на листі графічної частини дипломного проекту.

Витрата повітря для провітрювання шахти в цілому визначається по формулі:

$$Q_{\text{ш}} = 1,1(\sum Q_{\text{уч}} + \sum Q_{\text{т.в.}} + \sum Q_{\text{поч.в.}} + \sum Q_{\text{под.в.}} + \sum Q_{\text{к}} + Q_{\text{ут}}), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.90)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок;

$\sum Q_{\text{уч}}$  – витрата повітря для провітрювання виймальних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{\text{т.в.}}$  – витрата повітря, що подається до всасів ВМП для відособленого провітрювання тупикових виробок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{\text{поч.в.}}$  – витрата повітря для відособленого провітрювання виробок, що гасять,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{\text{под.в.}}$  – витрата повітря для відособленого провітрювання виробок, що підтримуються,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{\text{к}}$  – витрата повітря для відособленого провітрювання камер,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{\text{ут}}$  – витоки повітря через вентиляційні спорудження, розташовані за межами виймальних ділянок.

У зв'язку з тим, що на шахті працюють два вентилятори, витрати повітря будемо визначати по групах виробок, які провітрюються окремими вентиляторами, а загальну витрату повітря для шахти розраховуємо як суму отриманих результатів.

Вентилятор, що встановлений на скіповому стволі, працює для провітрювання очисних і підготовчих вибоїв пл.  $h_8$ , а також виробок біляствольного двору горизонту 960 м.

Вентилятор встановлений на вентиляційному стволі №1 провітрює очисні й підготовчі виробки пл.  $h_{10}$  та біляствольний двір гор. 690 м.

Кількість повітря, яке необхідне для провітрювання ділянок, що погашають, визначимо по формулі:

$$\sum Q_{\text{поч.в}} = \sum_{i=1}^{n_{\text{уч}}} Q_{\text{уч.п}_i}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.91)$$

де  $Q_{\text{уч.п}_i}$  – витрата повітря для провітрювання  $i$ -ї ділянки, що погашається,  $\text{м}^3/\text{хв}$ .

Відповідно до календарного плану відробки пластів  $h_8$  і  $h_{10}$  по кожному з них будемо одночасно погашатися по 2 виймальні ділянки. Через відсутність даних про виділення газів  $Q_{\text{уч.п}}$  приймаємо рівним  $0,5 Q_{\text{уч.}}$ , тобто:

$$- \text{для пласта } h_{10} - \sum Q_{\text{поч.в}} = 2 \cdot 0,5 \cdot 473 = 473 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$- \text{для пласта } h_8 = \sum Q_{\text{поч.в}} = 2 \cdot 0,5 \cdot 555 = 555 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Кількість повітря для провітрювання виробок, що підтримуються, не визначаємо, тому що немає таких виробок, які не використовуються для подачі свіжого повітря на виймальні ділянки.

Кількість повітря для провітрювання складу ВМ визначається по формулі:

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot V_{\text{к}}, \quad (2.92)$$

де  $V_{\text{к}}$  – сумарний об'єм виробок складу ВМ,  $\text{м}^3$ .

$$Q_{\text{к}} = 0,07 \cdot 670 = 47 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Кількість повітря для провітрювання камер для машин й обладнання визначається по формулі:

$$Q_{\text{к}} = \frac{16,7 \cdot \sum_{i=1}^n N_{\text{уч.і}} (1-n_i) \cdot k_{з_i} + 0,8 \cdot \sum_{i=1}^n N_{\text{ми}}}{26-t_{\text{вх}}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.93)$$

де  $N_{\text{у}}$  – потужність електроустановки в камері, кВт;

$\eta$  – коефіцієнт корисної дії електроустановки,  $\eta = 0,86$ ;

$k_3$  – коефіцієнт, що враховує тривалість роботи електроустановки протягом доби, приймаємо  $k_3 = 1$ ;

$N_{\text{т}}$  – потужність трансформатора, встановленого у камері, кВт;

$t_{\text{вх}}$  – температура повітря у виробці перед камерою в найбільш теплий місяць

року,  $t_{\text{вх}} = 16^{\circ}\text{C}$ .

– для пл.  $h_{10}$ :

$$Q_{\text{к}} = \frac{16,7 \cdot 3 \cdot 400(1-0,86) + 0,8 \cdot 630}{26-16} = 331 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

– для пл.  $h_8$ :

$$Q_{\text{к}} = \frac{16,7 \cdot 2 \cdot 300(1-0,86) + 0,8 \cdot 630}{26-16} = 190 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Тоді:

$$Q_{\text{к}}^{h_{10}} = 47 + 331 = 378 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$Q_{\text{к}}^{h_8} = 190 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витоки повітря через вентиляційні спорудження, які встановлені у виробках за межами виймальних ділянок, розраховуються по формулі:

$$Q_{\text{ут.ш}} = \sum Q_{\text{ут.г}} + \sum Q_{\text{ут.г}} + \sum Q_{\text{ут.заг}} + \sum Q_{\text{ут.кр.}} + \sum Q_{\text{ут.дв}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.94)$$

де  $\sum Q_{\text{ут.г}}$  – витоки повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички, визначені відповідно з табл. 8.2 [9];

$\sum Q_{\text{ут.заг}}$  – витоки повітря через завантажувальні пристрої, визначені відповідно з табл. 8.4 [9];

$\sum Q_{\text{ут.дв}}$  – витоки повітря через перемички з дверима, визначені відповідно з табл. 8.3 [9];

$\sum Q_{\text{ут.кр}}$  – витоку повітря через кросинги.

Витоки повітря через вентиляційні спорудження, що встановлені у виробках складуть:

– по пл.  $h_8$   $Q_{\text{ут.ш}} = 60 \cdot 25 \cdot 2 \cdot 150 + 7 \cdot 96 = 2475 \text{ м}^3/\text{хв};$

– по пл.  $h_{10}$   $Q_{\text{ут.ш}} = 50 \cdot 25 + 2 \cdot 150 + 15 \cdot 96 = 2990 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Витрата повітря для вентилятора встановленого:

– на скіповому стволі, що обслуговує пл.  $h_8$ :

$$Q_{\text{ш}}^{\text{с.с.}} = 1,1(2 \cdot 555 + 2 \cdot 381 + 555 + 0 + 190 + 2472) = 5598 \text{ м}^3/\text{хв};$$

– на вентиляційному стволі, що обслуговує пл.  $h_{10}$ :

$$Q_{\text{ш}}^{\text{в.с.}} = 1,1(3 \cdot 473 + 3 \cdot 381 + 473 + 0 + 378 + 2990) = 7043 \text{ м}^3/\text{хв.}$$



Подача вентиляційної установки визначається по формулі:

$$Q_v = Q_{\text{ш}} \cdot k_{\text{ут.вн}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.95)$$

де  $Q_{\text{ш}}$  – витрата повітря, що надходить із шахти до даного вентилятора,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$k_{\text{ут.вн}}$  – коефіцієнт зовнішніх витоків.

Подача вентиляторів дорівнює:

– у скіповому стволі –  $Q_{\text{ш}}^{\text{с.с}} = 1,25 \cdot 5598 = 6998 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;

– у вентиляційному стволі –  $Q_{\text{в}}^{\text{в.с}} = 1,3 \cdot 7043 = 9162 \text{ м}^3/\text{хв}$ .

Подача з урахуванням резерву дорівнює ( $Q_{\text{в.р}} = Q_{\text{в}} \cdot 1,14$ ):

$$Q_{\text{в.р}}^{\text{с.с}} = 1,14 \cdot 6998 = 7977 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$Q_{\text{в.р}}^{\text{в.с}} = 1,14 \cdot 9162 = 10445 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

### 2.6.2. Розрахунок депресії шахти

Розрахунок депресії шахти робимо для найбільш віддалених виймальних ділянок пл.  $h_8$  і пл.  $h_{10}$ , починаючи з устя повітряподаючого ствола й закінчуючи каналами вентиляційних установок.

Регулювання подачі повітря в шахті й розподіл його по вентиляційній мережі здійснюється шляхом збільшення аеродинамічного опору окремих гілок мережі виробок, а саме установкою вентиляційних дверей, вентиляційних вікон і глухих перемичок.

Розрахунок депресії проводимо по формулі:

$$k = \frac{k_{\text{н.р.в}} \cdot \alpha \cdot P_{\text{в}} \cdot l_{\text{в}} \cdot Q_{\text{р}}^2}{S^3}, \text{ даПа} \quad (2.96)$$

де  $k_{\text{н.р.в}}$  – коефіцієнт, що враховує нерівномірність розподілу повітря по мережі гірничих виробок,  $k_{\text{н.р.в}} = 1,563$ ;

$\alpha$  – коефіцієнт, аеродинамічного опору,

$P_{\text{в}}$  – периметр виробки, м;

$l_{\text{в}}$  – довжина виробки, м;

$Q_{\text{р}}$  – розрахункова витрата повітря по виробках напрямку, що розглядається  $\text{м}^3/\text{с}$ ;

$S$  – площа поперечного перерізу виробки у світлі,  $\text{м}^2$ .

Розрахунок депресії вентилятора з урахуванням природної тяги виконаємо по формулі:

$$H_B = h_{ш} \pm h_e, \text{ даПа} \quad (2.97)$$

де  $h_e$  – депресія природної тяги, що визначається по формулі:

$$h_e = \frac{P_0 \cdot H}{100} \cdot (a_1 - a_2), \text{ даПа} \quad (2.98)$$

де  $H$  – глибина ствола, м;

$a_1$  й  $a_2$  – коефіцієнти, що визначаються відповідно з формулами:

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T'_{cp}}; \quad a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T''_{cp}}, \quad (2.99)$$

де  $R$  – газова постійна, приймається  $R=29,67$ .

$T'_{cp}$  і  $T''_{cp}$  – відповідно середні значення температур у повітряподаючому і вентиляційному стволах.

Середнє значення температури повітря у повітряподаючому стволі визначається по формулі:

$$T'_{cp} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, ^\circ K \quad (2.100)$$

де  $t_1$  – температура повітря у верхній частині повітряподаючого ствола, для літа  $(+25 \div 30)^\circ C$ ; для зими  $+2^\circ C$ ;

$t_2$  – температура повітря в дворі біля ствола, що визначається по формулі:

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6^\circ C \quad (2.101)$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від пори року й рівний для зими  $A = 432$  і літа  $A = 1470$ .

Середнє значення температури повітря у вентиляційному стволі;

$$T''_{cp} = \frac{t_3 + t_4}{2} + 273, ^\circ K \quad (2.102)$$

де  $t_3$  – температура повітря в дворі біля вентиляційного ствола, що залежить від температури гірських порід, °С;

$t_4$  – температура повітря у верхній частині вентиляційного стовбура, °С;

$$t_3 = 10 + \frac{H - h_{\text{п}}}{H_{\text{г}}} + t_0, \text{ °С} \quad (2.103)$$

де  $h_{\text{п}}$  – глибина залягання зони постійних температур,  $H_{\text{п}} = 25$  м;

$H_{\text{г}}$  – геометрична ступінь,  $H_{\text{г}} = 32$  м/°С

$t_0$  – різниця між температурою повітря й порід (у зимовий час  $t_0 = 5-10^\circ\text{С}$ , у літнє  $t_0 = 3-5^\circ\text{С}$ ).

Температура повітря у верхній частині вентиляційного ствола обчислюється по формулі:

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \quad (2.104)$$

Зробимо розрахунок природної тяги для літніх умов:

– для пласту  $h_8$ :

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{1100}{3,42}} - 19,6 = 22,8^\circ\text{С};$$

$$T'_{\text{ср}} = \frac{25 + 22,8}{2} + 273 = 296,9^\circ\text{К};$$

$$t_3 = 10 + \frac{960 - 25}{32} - 3 = 36,2^\circ\text{С};$$

$$t_4 = 36,2 - 0,5 \cdot \frac{960}{100} = 31,4^\circ\text{С};$$

$$T''_{\text{ср}} = \frac{36,2 + 31,4}{2} + 273 = 306,8^\circ\text{К};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 269,9} = 0,154; \quad a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 306,8} = 0,149;$$

$$h_{\text{е.л}} = \frac{760 \cdot 1100}{100} (0,154 - 0,149) = 41,8 \text{ даПа}$$

– для пласту  $h_{10}$

$$t_2 = \sqrt{1470 + \frac{960}{3,42}} - 19,6 = 22,2^\circ\text{C}$$

$$T'_{\text{cp}} = \frac{25 + 22,2}{2} + 273 = 296,6 \text{ }^\circ\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{690 - 25}{32} - 3 = 27,8^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 27,8 - 0,5 \cdot \frac{690}{100} = 24,4^\circ\text{C};$$

$$T''_{\text{cp}} = \frac{27,8 + 24,4}{2} + 273 = 299,1^\circ\text{K}.$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 296,6} = 0,155; \quad a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 299,1} = 0,153;$$

$$h_{\text{е.л.}} = \frac{760 \cdot 960}{100} (0,155 - 0,153) = 14,44 \text{ даПа.}$$

Аналогічно зробимо розрахунок природної тяги для зимових умов:

– для пласту  $h_8$

$$t_2 = \sqrt{432 + \frac{1100}{3,42}} - 19,6 = 7^\circ\text{C};$$

$$T'_{\text{cp}} = \frac{2 + 7}{2} + 273 = 277,5^\circ\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{960 - 25}{32} - 5 = 34,2^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 34,2 - 0,5 \cdot \frac{960}{100} = 29,4^\circ\text{C};$$

$$T''_{\text{cp}} = \frac{34,2 + 29,4}{2} + 273 = 304,8^\circ\text{K}$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 277,5} = 0,165; \quad a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 304,8} = 0,15;$$

$$h_{\text{е.з}} = \frac{760 \cdot 1100}{100} (0,165 - 0,15) = 125,4 \text{ даПа.}$$

– для пласту  $h_{10}$

$$t_2 = \sqrt{432 + \frac{960}{3,42}} - 19,6 = 7^\circ\text{C};$$

$$T'_{\text{cp}} = \frac{2+7}{2} + 273 = 277,5^\circ\text{K};$$

$$t_3 = 10 + \frac{690-25}{32} - 5 = 25,8^\circ\text{C};$$

$$t_4 = 25,8 - 0,5 \frac{690}{100} = 22,4^\circ\text{C};$$

$$T''_{\text{cp}} = \frac{25,8 + 22,4}{2} + 273 = 297,1^\circ\text{K};$$

$$a_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 277,5} = 0,165; \quad a_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,67 \cdot 297,1} = 0,154;$$

$$h_{\text{е.з.}} = \frac{760 \cdot 960}{100} (0,165 - 0,154) = 80,3 \text{ даПа.}$$

Зробимо розрахунок депресії шахти.

Депресія напрямку визначається по формулі:

$$h_{\text{H}} = h_{\text{к.в}} + h_{\text{п.в}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к}}, \quad (2.105)$$

де  $h_{\text{к.в}}$  – депресія каналу вентиляційної установки  $h_{\text{к.в}} = 0,11 \cdot h_{\text{п.в}}$ ;

$h_{\text{п.в}}$  – депресія підземних виробок, що визначається по формулі:

$$h_{\text{п.в.}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + h_3 + \dots + h_n), \text{ даПа} \quad (2.106)$$

$h_1, h_2, h_3, \dots, h_n$  – депресії окремих виробок, розташованих у гілці мережі;

$h_{\text{к}}$  – депресія повітрянагрівачів, даПа;

$h_{\text{к.к}}$  – депресія каналу повітрянагрівальної установки, даПа.

Результати розрахунок депресії підземних виробітків зводимо в табл. 2.14. З якої виходить:

$$h_{\text{п.в.}}^{h_8} = 1,1 \cdot 473 = 520,6 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{к.в.}}^{h_8} = 0,11 \cdot 520,6 = 57,2 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{H.}}^{h_8} = 520,6 + 57,2 = 577,5 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{п.в.}}^{h_{10}} = 1,1 \cdot 342,7 = 376,9 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{к.в.}}^{h_{10}} = 0,11 \cdot 376,9 = 41,4 \text{ даПа};$$

$$h_{\text{H.}}^{h_{10}} = 376,9 + 41,4 = 418,3 \text{ даПа.}$$

Таблиця 2.14

## Розрахунок депресії шахти

Виробка	$a \times 10^{-4}$	$l, \text{ м}$	$P, \text{ м}$	$S$	$S_3$	$Q, \text{ м}^3/\text{з}$	$H, \text{ даПа.}$	$V, \text{ м/с}$
Клітьовий ствол 1-2	9	690	25	50,2	126506	376	17,35	7,5
Клітьовий ствол 2-3	9	270	25	50,2	126506	374	6,72	7,5
Відкаточний штрек 3-4	14	200	14,44	14	2744	100	14,73	7,1
Відкаточний штрек 4-5	14	200	14,44	14	2744	33,3	1,63	2,4
Відкаточний штрек 5-6	14	250	14,44	14	2744	58,3	6,26	4,2
Ухил 6-7	15	800	14,44	14	2744	61,6	23,96	4,4
Ухил 7-8	15	1400	14,44	14	2744	58,9	38,34	4,2
Вентиляційний штрек 8-9	14	2400	14,44	14	2744	58,9	61,34	4,2
Вентиляційний штрек 9-10	14	2800	12,2	14	2744	41,8	36,04	3,0
Вентиляційний штрек 10-11	14	200	14,44	14	2744	23,7	0,83	1,7
Збійка 11-12	14	10	12,2	10	1000	23,7	0,10	2,4
Польовий штрек 12-13	14	5400	14,44	14	2744	42,2	70,85	3,0
Збійка 13-14	14	10	12,42	10	1000	42,2	0,30	4,2
Вентиляційний ухил 14-15	14	1400	14,44	14	2744	26,9	7,46	1,9
Дренажний штрек 15-16	14	1300	14,44	15	3375	116,7	105,96	7,8
Вентиляційний західний ухил 16-17	14	700	18,7	23,5	12978	188	49,88	8,0
Західний відкаточний штрек 17-18	14	400	18,98	24,2	14172	193,4	28,05	8,0
Скіповий ствол 18-19	9	960	25	50,2	126506	230	9,03	4,6
Разом:							473,30	
Конвеєрний квершлаг 4-4'	15	500	14,94	15	3375	66,6	14,73	4,4
Конвеєрний квершлаг 4'-2	15	800	14,94	15	3375	63,5	21,42	4,2
Ухил 20-21	14	1400	17,2	20	8000	119	59,67	6,0
Вентиляційний штрек 21-22	14	3800	14,44	14	2744	59,1	97,78	4,2
Вентиляційний штрек 22-23	14	200	14,44	14	2744	44,4	2,90	3,2
Збійка 23-24	14	10	12,2	10	1000	44,4	0,34	4,4
Польовий штрек 24-25	14	4000	15,44	16	4096	44,8	42,37	2,8
Збійка 25-26	14	10	14,94	15	3375	89,6	0,50	6,0
Вентиляційний ухил 26-27	14	1370	17,24	20	8000	89,6	33,18	4,5
Вентиляційний ухил 27-28	14	1400	18,1	22	10648	12,6	0,53	0,6
Хідник 28-29	14	2000	15,44	16	4096	63,2	42,16	4,0
Квершлаг 29-30	14	600	15,63	17	4913	72,1	13,89	4,2
Вентиляційний ствол 30-31	9	690	17,7	25	15625	145,7	14,93	5,8
Разом:							342,70	

Мінімальна депресія вентилятора визначається по формулі:

$$H_{в. \min} = h_{ш. \min} - h_{е.з}, \text{ даПа} \quad (2.107)$$

для пл.  $h_8$  –  $H_{в. \min} = 577,5 - 125,4 = 452,1$  даПа

для пл.  $h_{10}$  –  $H_{в. \min} = 418,3 - 80,3 = 338$  даПа.

Максимальна депресія вентилятора визначається по формулі:

$$H_{в. \max} = h_{ш. \max} - h_{е.л}, \text{ даПа} \quad (2.108)$$

для пл.  $h_8$  –  $H_{в. \max} = 577,5 - 41,8 = 535,7$  даПа;

для пл.  $h_{10}$  –  $H_{в. \max} = 418,3 - 14,4 = 403,9$  даПа.

### 2.6.3. Вибір вентилятора головного провітрювання

У даний час вентиляційна установка головного ствола обладнана двома вентиляторами ВЦД-47У, швидкість обертання робочого колеса становить 500 об/хв, продуктивність – 251 м<sup>3</sup>/с. Вентиляційний стовбур обладнаний одним вентилятором ВОД-30, швидкість обертання робочого колеса – 500 об/хв, продуктивність 204,2 м<sup>3</sup>/с.

Як показали проведені розрахунки витрати повітря й депресії шахти після проведення технічного переоснащення, вентиляційна установка головного ствола повинна забезпечувати подачу  $Q_B = 133$  м<sup>3</sup>/с, при  $h=452-534$  даПа, вентиляційна установка вентиляційного ствола –  $Q_B = 174$  м<sup>3</sup>/с, при  $h=338-404$  даПа.

Визначимо характеристики вентиляційної мережі шахти по рівняннях:

$$h_{\max} = R_{\max} \cdot Q_B^2; \quad (2.109)$$

$$h_{\min} = R_{\min} \cdot Q_B^2, \quad (2.110)$$

де  $R_{\max}$  й  $R_{\min}$  – відповідно максимальне й мінімальне значення опору вентиляційної мережі, кμ.

$$R_{\max} = h_{\max} / Q_B^2; \quad R_{\min} = h_{\min} / Q_B^2, \quad (2.111)$$

$$\text{для пласта } h_8 - R_{\max} = 534 / 133^2 = 0,03 \text{ кμ}; \quad R_{\min} = 452 / 133^2 = 0,026 \text{ кμ};$$

$$\text{для пласта } h_{10} - R_{\max} = 404 / 174^2 = 0,0133 \text{ кμ}; \quad R_{\min} = 338 / 174^2 = 0,0111 \text{ кμ}.$$

Задаючись значеннями  $Q$  знаходимо  $h_{\max}$  і  $h_{\min}$ .

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.15-2.16.

Таблиця 2.15

Характеристика зони вентиляторного режиму для пл.  $h_8$

$Q, \text{ м}^3/\text{с}$	20	50	100	125	150	175	200
$h_{\max}$	12	75	300	469	675	918	1200
$h_{\min}$	10	65	260	406	589	796	1040

Таблиця 2.18

Характеристика зони вентиляторного режиму для пл.  $h_{10}$

$Q, \text{ м}^3/\text{с}$	50	75	100	125	150	175	200	250
$h_{\max}$	33,3	74,8	133	208	299	407	532	830
$h_{\min}$	27,5	62	110	172	248	337	440	688

Зіставлення характеристик вентиляційної мережі шахти з робочими областями вентиляторів ВОД-30 і ВЦД-47У показало, що вентилятор ВОД-30 не зможе забезпечити розрахункові параметри провітрювання.

Зі зведеного графіка областей промислового використання вентиляційних установок знаходимо, що в даних умовах провітрювання мережі виробок пл.  $h_{10}$  може забезпечити вентилятор ВЦД-47У.

Характеристика вентилятора наведена на рис. 2.11.

Перетинання характеристик вентиляційної мережі шахти з верхньою границею промислового використання вентилятора ВЦД-47У дає максимально можливу продуктивність вентилятора для заданих умов.

$$Q_{\max}^{h_8} = 175 \text{ м}^3/\text{с}; \quad Q_{\max}^{h_{10}} = 270 \text{ м}^3/\text{с}$$

Резерв продуктивності вентилятора дорівнює:

$$Q_{\%} = \left( \frac{Q_{\max}}{Q} - 1 \right) \cdot 100. \quad (2.112)$$

$$Q_{\%}^{h_8} = \left( \frac{175}{133} - 1 \right) \cdot 100 = 31,5 \% > 20 \%;$$

$$Q_{\%}^{h_{10}} = \left( \frac{270}{174} - 1 \right) \cdot 100 = 55 \% > 20 \%;$$

Запас продуктивності вентиляторів достатній. Згідно ПБ головні вентиляційні установки повинні складатися не менш чим із двох самостійних вентиляційних агрегатів, при чому один з них повинен бути резервним. Вентилятори повинні бути одного типу й розміру. Головні вентиляційні установки повинні забезпечувати реверсування вентиляційного струменя, що надходить у виробки. Приймаємо у якості вентиляційних установок скіпового й вентиляційного стволів по два вентилятори ВЦД-47У на кожний. Двигуни кожного вентилятора залишаємо колишніми, тобто СДВ-16-41-12, 1250 кВт, 500 об/хв, 6 кВ.

Вентиляційні установки повинні оглядатися не рідше одного разу за добу працівниками спеціально призначеними головним механіком шахти. Результати оглядів заносяться в «Книгу огляду вентиляційних установок і перевірки ревер-



сування». Не рідше одного разу в 2 роки повинна провадитися ревзія й налагодження вентиляційних установок спеціалізованою організацією.

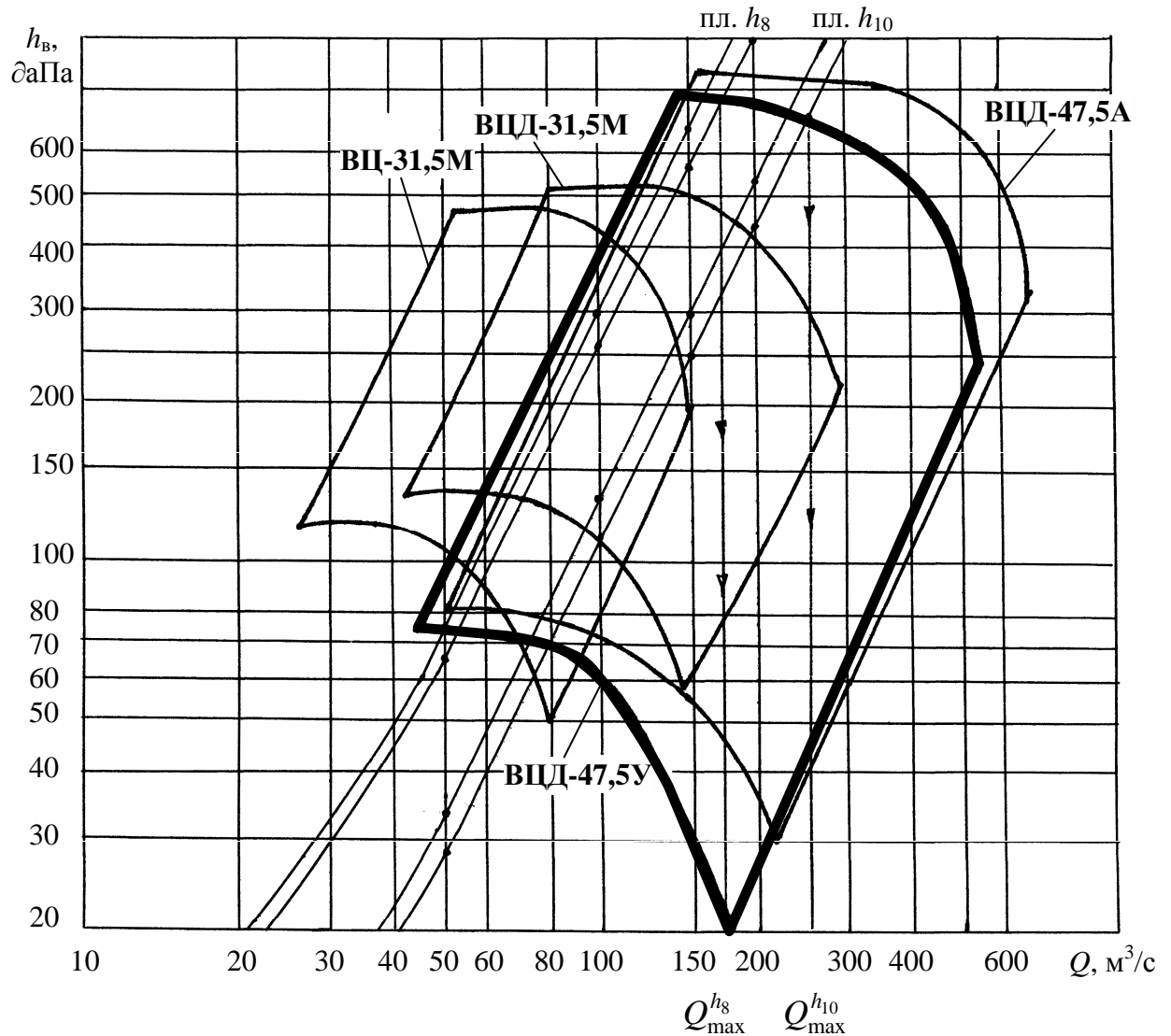


Рисунок 2.10 – Зіставлення робочої області вентилятора ВЦД-47,5У з характеристиками вентиляційної мережі виробок по пластам  $h_8$  та  $h_{10}$

Кожна вентиляційна установка повинна бути обладнана апаратурами дистанційного управління й контролю. Зупинка вентиляційної установки або зміна режиму її роботи, крім аварійних випадків, може проводитися лише за письмовим наказом директора або головного інженера шахти з повідомленням начальника вентиляційної служби шахти або особи його що заміняє.

## 2.7. Стаціонарні установки

### 2.7.1. Головна підйомна установка

Розрахунок головної скіпової підйомної установки виконаємо для наступних умов: річний видобуток шахти  $A_{\text{год}}=1500$  тис.т; глибина шахти  $H_{\text{ш}}=960$  м.

Висота підйому визначається по формулі:

$$H=H_{\text{ш}}+h_{\text{зар}}+h_{\text{п}}, \text{ м} \quad (2.113)$$

Висота підйому при глибині завантаження  $h_{\text{зар}}=25$  м і висоті прийомного бункера над рівнем землі  $h_{\text{п}}=25$  м дорівнює:

$$H=960+25+25=1100 \text{ м}$$

#### 2.7.1.1. Вибір скіпа

Годинна продуктивність підйомної установки визначається по формулі:

$$A_{\text{час}} = \frac{C \cdot A_{\text{год}}}{N \cdot t}, \text{ т/год} \quad (2.114)$$

де  $C$  – коефіцієнт нерівномірності роботи і резервів підйомної установки, згідно правил технічної експлуатації  $C=1,5$ ;

$N$  – кількість робочих днів у році,  $N=300$ ;

$t$  – число годин роботи піднімальної установки в добу,  $t=18$  год.

$$A_{\text{час}} = \frac{1,5 \cdot 1500000}{300 \cdot 18} = 416,7 \text{ т/год.}$$

Оптимальна вантажопідйомність скіпа визначається по формулі:

$$m_{\text{опт}} = A_{\text{час}} \cdot \frac{4 \cdot \sqrt{H} + t_{\text{п}}}{3600}, \text{ т} \quad (2.115)$$

де  $t_{\text{п}}$  – пауза між підйомами, с.

$$m_{\text{опт}} = 416,7 \cdot \frac{4 \cdot \sqrt{1100} + 25}{3600} = 16,1 \text{ т}$$

По  $m_{\text{опт}}=16,1$  т вибираємо скіп типу СН (скіп неперекидний) багатоканатного підйому.

Технічні характеристики скіпа:

тип	1СН25-2
ємність, м <sup>3</sup>	25
вантажопідйомність по вугіллю, т	20
маса скіпа з підвісними пристроями, т	21,2
висота у положенні загрузки, м	12,8
довжина розвантажувальних кривих, м	2,4

Визначаємо кількість циклів підйому в годину по формулі:

$$n_{\text{ц}} = \frac{1000 \cdot A_{\text{час}}}{m_{\Gamma}} \quad (2.116)$$

$$n_{\text{ц}} = \frac{1000 \cdot 416,7}{20000} = 20,8, \text{ приймаємо } n_{\text{ц}} = 21 \text{ цикл.}$$

Тривалість циклу підйому визначається по формулі:

$$T_{\text{ц}} = \frac{3600}{n_{\text{ц}}}, \text{ с} \quad (2.117)$$

$$\text{і дорівнює } T_{\text{ц}} = \frac{3600}{21} = 172 \text{ с.}$$

Час руху підйомної судини визначається по формулі:

$$T = T_{\text{ц}} - t_{\text{п}}, \text{ с} \quad (2.118)$$

$$T = 172 - 25 = 147 \text{ с.}$$

Середня швидкість підйому

$$V_{\text{ср}} = \frac{H}{T}, \text{ м/с} \quad (2.119)$$

$$V_{\text{ср}} = \frac{1100}{147} = 7 \text{ м/с}$$

Орієнтовна максимальна швидкість підйому:

$$V_{\text{max}} = \alpha \cdot V_{\text{ср}}, \text{ м/с} \quad (2.120)$$

де  $\alpha$  – множник швидкості; для неперекидних скіпів приймається  $\alpha = 1,2$ .

$$V_{\text{max}} = 1,2 \cdot 7 = 8,4 \text{ м/с}$$

### 2.7.1.2. Висота копра багатоканатного підйому

Висота копра визначається по формулі:

$$h_k = h_b + h_c + h_n + D_{ш} + 1, \text{ м} \quad (2.121)$$

де  $h_b$  – висота бункера,  $h_b = 23$  м;

$h_n$  – висота перепідйому,  $h_n = 3,0$  м;

$h_c$  – висота скіпа,  $h_c = 12,8$  м;

$D_{ш}$  – діаметр шківа,  $D_{ш} = 2,0$  м

$$h_k = 23 + 12,8 + 3,0 + 2 + 1 = 44 \text{ м}$$

Приймаємо стандартну висоту копра – 44 м.

### 2.7.1.3. Вибір підйомного каната

Масу 1 м каната визначаємо по формулі:

$$m_k = \frac{m_r + m_c}{\left( \frac{\sigma_{вр}}{n \cdot \rho_o \cdot g} - H_o \right) \cdot n_k}, \text{ кг/м} \quad (2.122)$$

де  $\sigma_{вр}$  – тимчасовий опір розриву матеріалу дротів каната. Приймаємо  $\sigma_{вр} = 1700 \cdot 10^6$  Па;

$n$  – запас міцності каната. Згідно ПБ  $n = 4,5$ ;

$\rho_o$  – умовна щільність матеріалу каната,  $\rho_o = 9400$  кг/м<sup>3</sup>;

$g$  – прискорення вільного падіння,  $g = 9,81$  м/с<sup>2</sup>;

$H_o$  – довжина відвисання каната, м;

$n_k$  – кількість канатів.

$$H_o = H_{ш} + h_k + h_{зар}, \text{ м} \quad (2.123)$$

де  $h_{зар}$  – висота завантажувального пристрою в шахті,  $h_{зар} = 25$  м.

$$H_o = 960 + 44 + 25 = 1029 \text{ м.}$$

$$m_k = \frac{20000 + 21200}{\left( \frac{1700 \cdot 10^6}{4,5 \cdot 9400 \cdot 9,81} - 1029 \right) \cdot 4} = 2,5 \text{ кг/м.}$$

По  $m_k$  приймаємо стандартний канат двійної звивки ЛК-РО, у якого  $m_{k(ст)}=5,895$  кг/м,  $d_k=36,5$  мм;  $F_{раз}=1010000$  Н/мм<sup>2</sup>.

$$m_{k(ст)} \geq m_k \quad (2.124)$$

$5,94 > 2,5$  – умова виконується.

Тому що глибина шахти більш 600 м, перевірку будемо проводити по перемінному запасу міцності.

Визначимо дійсний запас міцності каната по формулі:

$$z_{\min} = \frac{F_{раз}}{(m_r + m_c + m_{k(ст)}) \cdot H_0} \geq 4,5; \quad (2.125)$$

$$z_0 = \frac{F_{раз}}{(m_r + m_c) \cdot g} \geq 9,5. \quad (2.126)$$

$$z_{\min} = \frac{1010000 \cdot 4}{(20000 + 21200 + 4 \cdot 5,895 \cdot 1029) \cdot 9,81} = 6,3 > 4,5;$$

$$z_0 = \frac{1010000 \cdot 4}{(20000 + 21200) \cdot 9,81} = 10,0 > 9,5$$

Умови виконуються. Отже, канати можуть бути прийняті до навішення. Для зрівноважування статичного моменту на валу двигуна, а також для забезпечення необхідного зчеплення каната зі шківом тертя приймаємо 2 врівноважуючі канати масою 11,5 кг кожний.

#### 2.7.1.4. Вибір підйомної машини

Діаметр канатоведучого шківа визначимо по формулі:

$$D_{ш} \geq 95 \cdot d_k \quad (2.127)$$

$$D_{ш} = 95 \cdot 0,0365 = 3,475 \text{ м}$$

Максимальний статичний натяг каната:

$$T_{ст.макс} = (m_r + m_c + m_{k(ст)}) \cdot H_0 \cdot g, \text{ Н} \quad (2.128)$$

$$T_{ст.макс} = (20000 + 21200 + 4 \cdot 5,895 \cdot 1029) \cdot 9,81 = 647983 \text{ Н}$$

Максимальна різниця статичних напружень:

$$F_{\text{ст.маx}}=(k \cdot m_{\Gamma}+(n_{\kappa} \cdot m_{\kappa(\text{ст})}-n_{\kappa, \gamma} \cdot m_{\kappa, \gamma}) \cdot H) \cdot g, \text{ Н} \quad (2.129)$$

$$F_{\text{ст.маx}}=(1,15 \cdot 20000+(5,895 \cdot 4-2 \cdot 11,5) \cdot 1029) \cdot 9,81=231627 \text{ Н}$$

Виходячи з діаметра канатоведучого шківa, максимального статичного навантаження й різниці максимальних статичних напружень вибираємо підйомну машину МК4×4.

### 2.7.1.5. Вибір підйомного двигуна і редуктора

Для відповідності орієнтовної максимальної швидкості підйому необхідна частота обертання ротора приводного двигунам повинна дорівнювати

$$n_{\text{п.дв}}=\frac{60 \cdot V_{\text{маx}}}{\pi \cdot D}, \text{ об/хв} \quad (2.130)$$

$$n_{\text{п.дв}}=\frac{60 \cdot 8,4}{3,14 \cdot 4}=39 \text{ об/хв.}$$

Приймаємо  $n_{\text{п.дв}}=40$  об/хв.

Тоді дійсне значення максимальної швидкості підйому дорівнює

$$V_{\text{маx}}=\frac{\pi \cdot D \cdot n_{\text{п.дв}}}{60 \cdot i}=\frac{3,14 \cdot 4 \cdot 40}{60}=8,5 \text{ м/с.}$$

Орієнтовна потужність підйомного двигуна визначається по формулі:

$$N_{\text{ор}}=\frac{\xi \cdot k \cdot m_{\Gamma} \cdot q \cdot V_{\text{маx}}}{1000 \cdot \eta_{\text{р}}}, \text{ кВт} \quad (2.131)$$

де  $\xi$  – коефіцієнт динамічного режиму,  $\xi=1,3$ ;

$k$  – коефіцієнт, що враховує опір руху рухливих частин установки,  $k=1,15$ ;

$\eta_{\text{р}}$  – коефіцієнт корисної дії редуктора. Приймаємо  $\eta_{\text{р}}=0,97$ .

$$N_{\text{ор}}=\frac{1,3 \cdot 1,15 \cdot 20000 \cdot 9,81 \cdot 8,5}{1000 \cdot 0,97}=2570 \text{ кВт}$$

Приймаємо тихохідний двигун постійного струму з наступними технічними даними:

тип	П2-800-225-8к94
частота обертання, об/хв	$n=40$
номінальний момент, кН·м	774
маховий момент, кН·м <sup>2</sup>	2400
напруга якоря, В	600
струм якоря, А	5770

#### 2.7.1.6. Визначення витрати електроенергії підйомної установки

Корисна енергія за цикл підйому визначається по формулі:

$$W_{\text{пол}} = \frac{g \cdot m_{\Gamma} \cdot H}{3600 \cdot 1000}, \text{ кВт} \cdot \text{год} \quad (2.132)$$

$$W_{\text{пол}} = \frac{9,81 \cdot 20000 \cdot 1029}{3600 \cdot 1000} = 56,1 \text{ кВт} \cdot \text{год}$$

Витрачена енергія за цикл підйому:

$$W = \frac{W_{\text{пол}}}{\eta_y}, \text{ кВт} \cdot \text{год} \quad (2.133)$$

де  $\eta_y$  – коефіцієнт корисної дії підйомної установки,  $\eta_y=0,6$ .

$$W = \frac{56,1}{0,6} = 93,5 \text{ кВт} \cdot \text{год}$$

Витрата електроенергії на 1 т вантажу:

$$l = \frac{W}{m_{\Gamma}}, \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т} \quad (2.134)$$

$$l = \frac{93,5}{20} = 4,67 \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{т}$$

Річна витрата електроенергії:

$$E = l \cdot A_{\Gamma}, \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{рік} \quad (2.135)$$

$$E = 4,67 \cdot 1500000 = 7000 \text{ мВт} \cdot \text{год} / \text{рік}.$$

### 2.7.2. Розрахунок водовідливної установки

Нормальний приплив води в шахту  $Q_n=25800\text{м}^3/\text{добу}$ ; максимальний приплив води  $Q_m=28800\text{ м}^3/\text{добу}$ ; глибина шахти  $H_{ш}=960\text{ м}$ ; кислотність шахтної води  $pH=8$ .

#### 2.7.2.1. Вибір насоса

Визначимо мінімальну подачу насоса по формулі:

$$Q_{\min}^{\text{об}} = \frac{Q_n}{20}, \text{ м}^3/\text{ГОД} \quad (2.136)$$

де 20 – час відкачки добового припливу за правилами безпеки.

$$Q_{\min}^{\text{об}} = \frac{28800}{20} = 1440 \text{ м}^3/\text{ГОД}.$$

Такий приплив води вимагає декілька насосів, що знаходяться в одночасній роботі. Приймаємо два насоси.

Годинна продуктивність одного насоса складе:

$$Q_{\min} = Q_{\min}^{\text{об}} / 2 = 1440 / 2 = 720 \text{ м}^3/\text{ГОД}.$$

Оскільки глибина шахти складає 960м, то для забезпечення напору застосуватимемо східчастий водовідлив з водозбірником на проміжному горизонті. Схема водовідливу приведена на рис. 2.11.

Визначимо орієнтовно напір насоса для першого та другого ступенів водовідливу

$$H_{\text{оп}} = H_{\text{Г}} \left( 1 + \frac{0,1}{\sin \alpha} \right), \text{ м} \quad (2.137)$$

$$H_{\text{Г}} = H_{\text{в.с}} + H_{\text{н}}, \text{ м} \quad (2.138)$$

де  $H_{\text{Г}}$  – геодезична висота нагнітання, м;

$H_{\text{в.с}}$  – висота усмоктування насоса, м;

$H_{\text{н}}$  – висота нагнітання, м ( $H_{\text{н}}^I=270\text{м}$ ;  $H_{\text{н}}^{II}=690\text{м}$  );

$\alpha$  – кут нахилу ствола шахти, град.



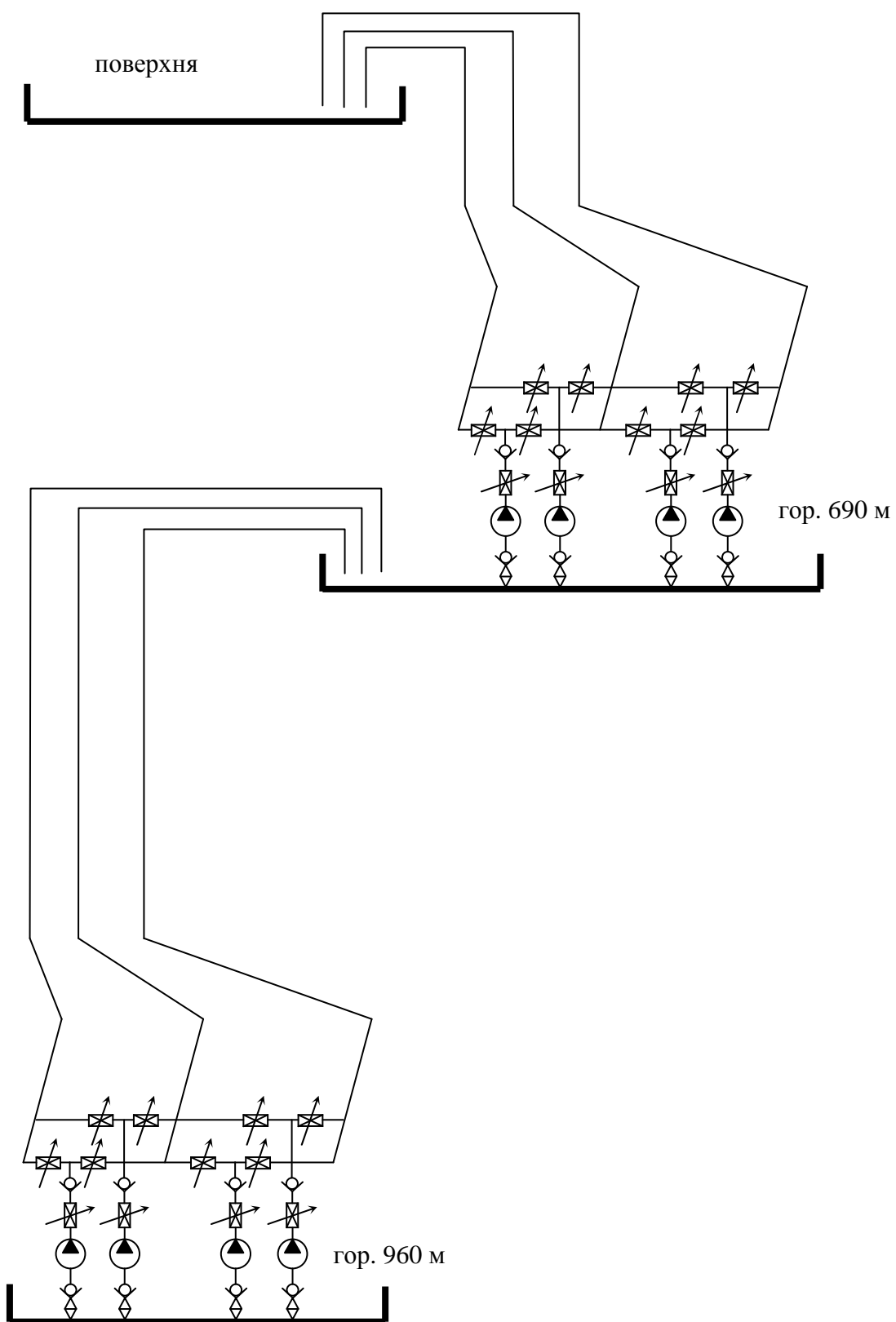


Рисунок 2.11 – Схема шахтного водовідливу

$$H_{\Gamma}^I = 270 + 2,5 = 272,5 \text{ м}$$

$$H_{\Gamma}^{II} = 690 + 2,5 = 692,5 \text{ м}$$

$$H_{\text{оп}}^I = 272,5 \left( 1 + \frac{0,1}{\sin 90^\circ} \right) = 299,75 \text{ м}$$

$$H_{\text{оп}}^{II} = 692,5 \left( 1 + \frac{0,1}{\sin 90^\circ} \right) = 761,75 \text{ м}$$

Приймаємо насоси типу 12МС-7.

Визначимо кількість робочих коліс насосів

$$z = \frac{H_{\text{оп}}}{H_{\text{к}}}, \text{ коліс} \quad (2.139)$$

для I ступені

$$z^I = \frac{299,75}{12} = 2,4$$

для II ступені

$$z^{II} = \frac{761,75}{12} = 6,09$$

Приймаємо  $z^I = 3$  колеса,  $z^{II} = 6$  коліс і відповідно насоси 12МС-7×3 й 12МС-7×6.

Перевіряємо обрані насоси по стійкості роботи

$$H_{\Gamma} \leq 0,95 \cdot H_0, \text{ м} \quad (2.140)$$

$$H_0 = H_{\text{к0}} \cdot z_{\text{к}}, \text{ м} \quad (2.141)$$

$$H_0^I = 130 \cdot 3 = 390 \text{ м}$$

$$272,5 < 0,95 \cdot 390 = 370,5 \text{ м}$$

$$H_0^{II} = 130 \cdot 6 = 780 \text{ м}$$

$$692,5 < 0,95 \cdot 780 = 741 \text{ м}$$

Умови виконуються. Отже, обрані насоси будуть працювати стало.

### 2.7.2.2. Розрахунок трубопроводу

Визначимо внутрішній діаметр нагнітального трубопроводу

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{\text{оп}}}{3600 \cdot \pi \cdot v}}, \text{ м} \quad (2.142)$$

де  $v$  – оптимальна швидкість води по даним ІГМ ім. ММ. Федорова  $v=2,4$  м/с.

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 800}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2,4}} = 0,34 \text{ м}$$

Мінімальна товщина стінки труби

$$\delta_0 = \frac{P_p \cdot d}{2\sigma_{\text{доп}}}, \text{ м} \quad (2.143)$$

де  $P_p$  – розрахунковий тиск води, МПа;

$$P_p = 1,25\rho \cdot g \cdot H_{\text{ор}} \cdot 10^{-6}, \text{ МПа} \quad (2.144)$$

$$P_p^I = 1,25 \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot 299,75 \cdot 10^{-6} = 3,75 \text{ МПа}$$

$$P_p^{II} = 1,25 \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot 761,75 \cdot 10^{-6} = 9,57 \text{ МПа}$$

$\sigma_{\text{доп}}$  – допустиме напруження матеріалу труби;

$$\sigma_{\text{доп}} = 0,4 \cdot \sigma_{\text{врем}}, \text{ МПа} \quad (2.145)$$

$\sigma_{\text{врем}}$  – тимчасовий опір розриву матеріалу труби.

$$\sigma_{\text{доп}} = 0,4 \cdot 350 = 140 \text{ МПа}$$

$$\delta_o^I = \frac{3,75 \cdot 0,34}{2 \cdot 140} = 0,0045 \text{ м}$$

$$\delta_o^{II} = \frac{9,57 \cdot 0,34}{2 \cdot 140} = 0,0116 \text{ м}$$

З урахуванням корозійного зношування товщина стінок сталевих труб

$$\delta = \frac{100 \cdot [\delta_0 + (\delta_n + \delta_{\text{вн}}) \cdot t]}{100 - k_d}, \text{ мм} \quad (2.146)$$

де  $\delta_n$  – швидкість зношування зовнішньої поверхні труб, мм/рік;

$\delta_{\text{вн}}$  – швидкість корозійного зношування внутрішньої поверхні, мм/рік;

$t$  – розрахунковий термін служби труби, років;

$k_{\text{д}}$  – коефіцієнт, що враховує мінімальний допуск товщини стілки труби

$$\delta^{\text{I}} = \frac{100 \cdot [0,0045 + (0,25 + 0,1) \cdot 10]}{100 - 15} = 4,67 \text{ мм};$$

$$\delta^{\text{II}} = \frac{100 \cdot [0,00116 + (0,25 + 0,1) \cdot 10]}{100 - 15} = 4,68 \text{ мм}.$$

Зовнішній діаметр труби

$$d_{\text{н}} = d + 2\delta, \text{ мм} \quad (2.147)$$

$$d_{\text{н}}^{\text{I}} = 340 + 2 \cdot 4,67 = 349,34 \text{ мм}$$

$$d_{\text{н}}^{\text{II}} = 340 + 2 \cdot 4,68 = 349,36 \text{ мм}.$$

За ДСТ 8732-78 приймаємо сталеві безшовні горячокачані труби й виписуємо їх характеристики:  $d_{\text{н.ст}} = 377$  мм;  $\delta = 9$  мм.

Внутрішній діаметр

$$d = d_{\text{н.ст}} - 2\delta, \text{ мм} \quad (2.148)$$

$$d = 377 - 2 \cdot 9 = 359 \text{ мм}$$

Зовнішній діаметр труб усмоктувального трубопроводу

$$d_{\text{нвс}} = d_{\text{н}} + (25 \div 50), \text{ мм} \quad (2.149)$$

$$d_{\text{нвс}}^{\text{I}} = 349,34 + 30 = 379,34 \text{ мм}$$

$$d_{\text{нвс}}^{\text{II}} = 349,36 + 30 = 379,36 \text{ мм}$$

За ДСТ 8732-72 приймаємо труби:  $d_{\text{н.вс.ст}} = 402$  мм;  $\delta = 9$  мм.

Внутрішній діаметр

$$d_{\text{вс}} = d_{\text{н.вс.ст}} - 2\delta \quad (2.150)$$

$$d_{\text{вс}} = 402 - 9 \cdot 2 = 384 \text{ мм}.$$

Швидкість води в нагнітальному й усмоктувальному трубопроводі

$$v_{\text{н}} = \frac{4Q_{\text{опт}}}{3600 \cdot \pi \cdot d_{\text{н}}^2}, \text{ м/с} \quad (2.151)$$

$$v_H = \frac{4 \cdot 800}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,359^2} = 2,2 \text{ м/с}$$

$$v_{BC} = \frac{4Q_{\text{опт}}}{3600 \cdot \pi \cdot d_{BC}^2} \text{ м/с} \quad (2.152)$$

$$v_{BC} = \frac{4 \cdot 800}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,384^2} = 1,9 \text{ м/с.}$$

Коефіцієнт гідравлічного опору в усмоктувальному і нагнітальному трубопроводах

$$\lambda_{BC} = \frac{0,021}{d_{BC}^{0,3}} = \frac{0,021}{0,384^{0,3}} = 0,0279 \quad (2.153)$$

$$\lambda_H = \frac{0,021}{d_{BC}^{0,3}} = \frac{0,021}{0,359^{0,3}} = 0,0285 \quad (2.154)$$

Втрати напору в усмоктувальному трубопроводі

$$\Delta H_{BC} = \left( \lambda_{BC} \frac{l_{BC}}{d_{BC}} + \sum \zeta_{BC} \right) \frac{v_{BC}^2}{2g} , \text{ м} \quad (2.155)$$

де  $l_{BC}$  – довжина усмоктувального трубопроводу, м;

$\sum \zeta_{BC}$  – сума коефіцієнтів місцевих опорів усмоктувального трубопроводу.

$$\Delta H_{BC} = \left( 0,0279 \cdot \frac{12}{0,384} + 5,5 \right) \frac{1,9^2}{2 \cdot 9,81} = 1,17 \text{ м;}$$

Втрати напору в нагнітальному трубопроводі

$$\Delta H_H = \left( \lambda_H = \frac{l_H}{d} + \sum \zeta_H \right) \frac{v_H^2}{2g} , \text{ м} \quad (2.156)$$

$$l_H = \frac{H_{\Gamma}}{\sin \alpha} + l_1 + l_2 + l_3 , \text{ м} \quad (2.157)$$

де  $l_H$  – довжина нагнітального трубопроводу, м;

$l_1$  – довжина трубопроводу в насосній камері, м;

$l_2$  – довжина трубопроводу в трубному хіднику, м;

$l_3$  – довжина трубопроводу від ствола до місця зливу, м.

$$l_2^I = \frac{272,5}{\sin 90^\circ} + 30 + 100 + 110 = 512,2 \text{ м};$$

$$l_2^{II} = \frac{692,5}{\sin 90^\circ} + 80 + 120 + 120 = 1012,5 \text{ м};$$

$$\Delta H_H^I = \left( 0,0285 \frac{512,5}{0,359} + 19,52 \right) \frac{2,2^2}{2 \cdot 9,81} = 14,85 \text{ м};$$

$$\Delta H_H^{II} = \left( 0,0285 \frac{1012,5}{0,359} + 18,92 \right) \frac{1,9^2}{2 \cdot 9,81} = 24,5 \text{ м}.$$

Сумарні втрати в трубопроводі

$$\Delta H = \Delta H_H + \Delta H_{\text{вс}}, \text{ м} \quad (2.158)$$

$$\Delta H^I = 1,17 + 14,85 = 16,02 \text{ м};$$

$$\Delta H^{II} = 1,17 + 24,5 = 25,67 \text{ м}.$$

Гідравлічний опір трубопроводу

$$a = \frac{\Delta H}{Q_{\text{опп}}^2}, \text{ г}^2/\text{м}^5 \quad (2.159)$$

$$a^I = \frac{16,02}{800^2} = 0,000025031 \text{ г}^2/\text{м}^5; \quad a^{II} = \frac{25,67}{800^2} = 0,000040109 \text{ г}^2/\text{м}^5.$$

Рівняння напірної характеристики трубопроводу

$$H = H_{\Gamma} + a \cdot Q^2 \quad (2.160)$$

Змінюючи значення  $Q$  знаходимо  $H$ . Результати розрахунків представлені в табл. 2.19.

Таблиця 2.19

Результати розрахунків характеристик трубопроводів

$Q$ м <sup>3</sup> /год	0	200	400	600	800	1000	1200
$H^I$ , м	272,5	273,5	276,5	281,5	288,5	297,5	308,5
$H^{II}$ , м	692,5	694	699	707	718,2	732,6	750

Визначимо параметри робочих режимів насосів графічним шляхом. На індивідуальні характеристики насосів наносимо характеристики трубопроводів першого й другого ступенів (рис. 2.12).

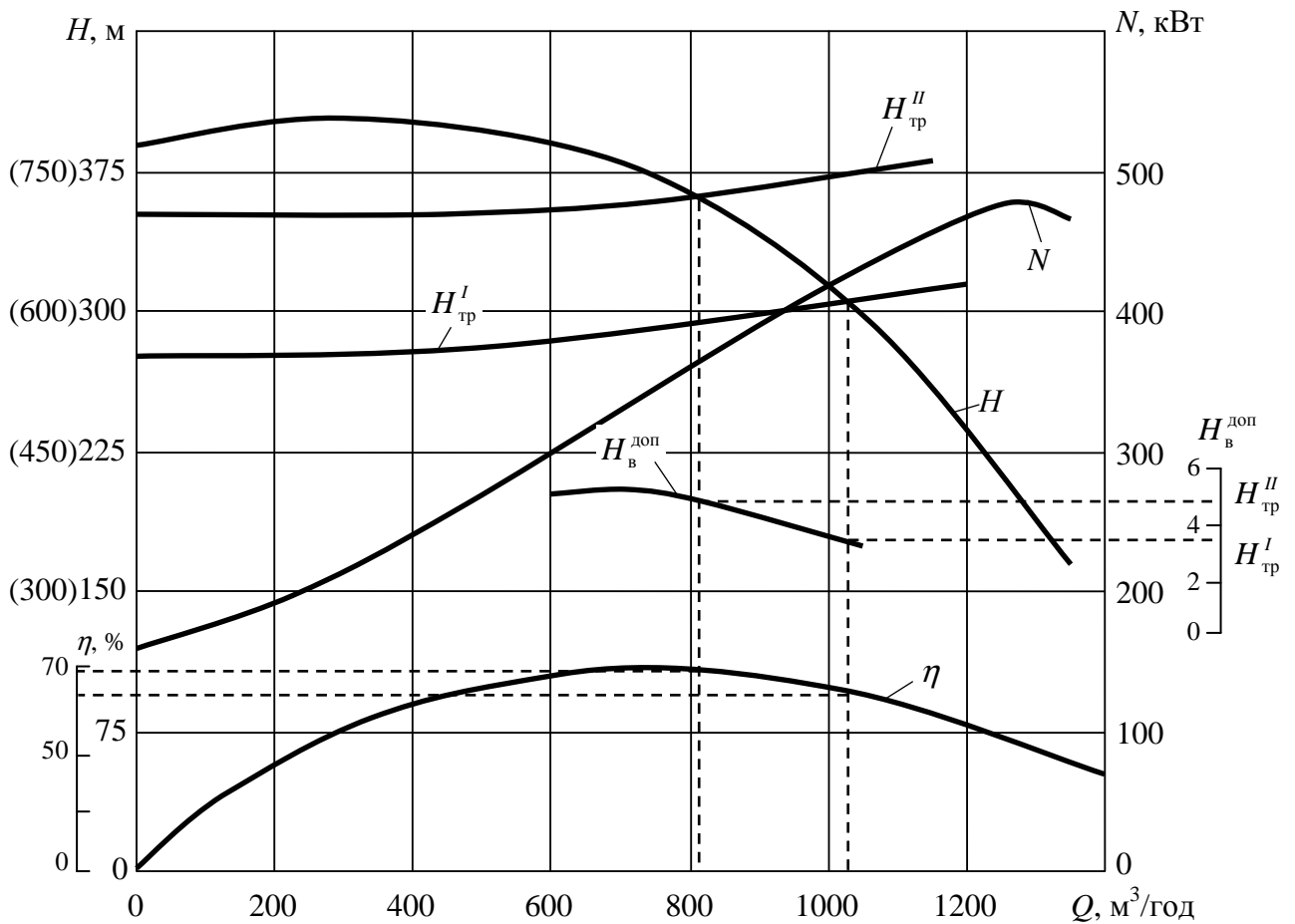


Рисунок 2.12 – Характеристика насоса 12МС-7×3(6)

### 2.7.2.3. Робочі режими насосів

Параметри робочих режимів знаходимо по точці перетинання характеристик насосів і характеристик трубопроводів.

$$Q_{\text{р}}^{\text{I}} = 1040 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{р}}^{\text{II}} = 829 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$H_{\text{р}}^{\text{I}} = 300 \text{ м};$$

$$H_{\text{р}}^{\text{II}} = 720 \text{ м};$$

$$\eta_{\text{р}}^{\text{I}} = 62\%;$$

$$\eta_{\text{р}}^{\text{II}} = 70\%;$$

$$H_{\text{вак.доп}}^{\text{I}} = 3,7 \text{ м};$$

$$H_{\text{вак.доп}}^{\text{II}} = 4,6 \text{ м}.$$

Має виконуватися умова

$$Q_p > Q_{\min} \quad (2.161)$$

$$Q_p^I = 1040 > Q_{\min} = 720 \text{ м}^3/\text{год}$$

$$Q_p^{II} = 829 > Q_{\min} = 720 \text{ м}^3/\text{год}$$

Умова виконується.

#### 2.7.2.4. Перевірка на відсутність кавітації

Вакуумметрична висота усмоктування була прийнята 2,5 м

Дійсна вакуумметрична висота усмоктування

$$H_{\text{вак}} = H_{\text{вс}} + \Delta H_{\text{вс}}, \text{ м} \quad (2.162)$$

$$H_{\text{вак}} = 2,5 + 1,17 = 3,67 \text{ м}$$

$$H_{\text{вак}} = 3,67 < H_{\text{вак.доп}}^I = 3,7 \text{ м}$$

$$H_{\text{вак}} = 3,67 < H_{\text{вак.доп}}^I = 4,6 \text{ м.}$$

Умова безкавітаційної роботи виконується.

#### 2.7.2.5. Визначення потужності двигуна насоса й витрати електроенергії

Необхідна потужність двигуна визначається по формулі:

$$N = \frac{\rho \cdot g \cdot Q_p \cdot H_p}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_p}, \text{ кВт}; \quad (2.163)$$

$$N^I = \frac{1020 \cdot 9,81 \cdot 1040 \cdot 300}{1000 \cdot 3600 \cdot 0,62} = 1398 \text{ кВт};$$

$$N^{II} = \frac{1020 \cdot 9,81 \cdot 829 \cdot 720}{1000 \cdot 3600 \cdot 0,62} = 1867 \text{ кВт.}$$

Приймаємо електродвигуни: ВАО710L4 ( $N_{\text{дв}}=1600\text{кВт}$ ,  $n=1500$  об/хв;  $\eta_{\text{дв}}=95\%$ ;  $U_{\text{дв}}=6\text{кВ}$ ) і ВАОВ004 ( $N_{\text{дв}}=2000\text{кВт}$ ,  $n=1500$  об/хв;  $\eta_{\text{дв}}=95\%$ ;  $U_{\text{дв}}=6\text{кВ}$ ).



Коефіцієнт запасу потужності двигуна

$$k_d = N_{дв} / N \quad (2.164)$$

$$k_d^I = \frac{1600}{1398} = 1,14 > 1,1; \quad k_d^{II} = \frac{2000}{1867} = 1,12 > 1,1.$$

Вимоги ПБ витримуються.

Визначаємо час роботи насосів по відкачці нормального і максимального добового припливів:

$$t_H = \frac{Q_H}{Q_p}, \text{ м} \quad t_M = \frac{Q_M}{Q_p}, \text{ м} \quad (2.165)$$

$$t_H^I = \frac{25800}{2 \cdot 1040} = 12,4 \text{ годин}; \quad t_M^I = \frac{28800}{2 \cdot 1040} = 13,8 \text{ годин};$$

$$t_H^{II} = \frac{25800}{2 \cdot 829} = 15,6 \text{ годин}; \quad t_M^{II} = \frac{28800}{2 \cdot 829} = 17,4 \text{ годин}.$$

Обрані насоси можуть відкачати нормальний і максимальний приплив протягом доби.

Річна витрата електроенергії визначається по формулі:

$$E_{\text{год}} = \frac{\rho \cdot g \cdot Q_p \cdot H_p}{3600 \cdot 1000 \cdot \eta_p \cdot \eta_d \cdot \eta_c} (305 \cdot t_H + 60 \cdot t_M), \text{ кВт} \cdot \text{год/рік} \quad (2.166)$$

$$E_{\text{год}}^I = \frac{1020 \cdot 9,81 \cdot 829 \cdot 720}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,62 \cdot 0,954 \cdot 0,95} (305 \cdot 15,6 + 60 \cdot 17,4) = 17,13 \cdot 10^6 \text{ кВт} \cdot \text{год}$$

$$E_{\text{год}}^{II} = \frac{1020 \cdot 9,81 \cdot 1040 \cdot 300}{3600 \cdot 1000 \cdot 0,7 \cdot 0,954 \cdot 0,95} (305 \cdot 12,4 + 60 \cdot 13,8) = 6,3 \cdot 10^6 \text{ кВт} \cdot \text{год}$$

Річний приплив води:

$$Q_{\text{год}} = (Q_H \cdot 305 + Q_M \cdot 60), \text{ м}^3 \quad (2.167)$$

$$Q_{\text{год}} = (25800 \cdot 305 + 28800 \cdot 60) = 9597000 \text{ м}^3/\text{рік}$$

Питома витрата електроенергії на 1 м<sup>3</sup> води

$$e_{\text{уд}} = \frac{E_{\text{год}}}{Q_{\text{год}}}, \text{ кВт} \cdot \text{год/м}^3$$

$$e_{\text{уд}}^{\text{I}} = \frac{17,13 \cdot 10^6}{9597000} = 1,78 \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{м}^3;$$

$$e_{\text{уд}}^{\text{II}} = \frac{6,3 \cdot 10^6}{9597000} = 0,66 \text{ кВт} \cdot \text{год} / \text{м}^3.$$

Для автоматизації водовідливу приймаємо апаратуру типу ВАВ.

Ємність водозбірника головного водовідливу

$$W = 4Q_{\text{н}} \quad (2.168)$$

$$W = 4 \cdot 1075 = 4300 \text{ м}^3.$$

## 2.8. Технологічний комплекс поверхні

На промисловій площадці шахти розміщені три основних технологічних блоки – головного ствола й збагачувальної фабрики з радіальними згущувачами, запасним складом збагаченого штибу і ямою привізних антрацитів.

Блок головного ствола поєднує: баштовий копер із прийомними бункерами антрациту і породи, пунктом перевантаження вугілля й породи та будинок компресорних станцій холодильних машин і пневмозакладного комплексу.

Блок допоміжного ствола поєднує: баштовий копер з комплексом для обміну вагонеток у клітках, надшахтний будинок із приміщеннями різного призначення, механічні майстерні, матеріальний склад, склад металевого кріплення й обладнання, електропідстанцію та інше.

Блок збагачувальної фабрики запроектований у складі наступних технологічних відділень:

а) дробильно-сортувального, що включає акумулюючі бункери рядового антрациту, бункерів велико-середніх сортів концентрату й бункерів для навантаження дрібної породи в автомашини;

б) збагачувального, що включає мокру класифікацію антрациту по сити діаметром 13 мм на машинні класи, збагачення великих і дрібних класів, зневоднювання продуктів збагачення, вузол зміщення породи зі згущеними й збезводненими флотохвостами;

в) сушильно-флотаційного, що включає флотацію й фільтрацію, готування пульти для флотації, сушіння концентрату класу 0-6 мм;

г) розсортовування й навантаження велико-середніх сортів концентрату у залізно-дорожні вагони, ями привізного антрациту й пункту навантаження концентрату класу 0-6 мм.

Транспорт вугілля на поверхні здійснюється від головного ствола по транспортних галереях стрічковими конвеєрами на збагачувальну фабрику, а відтіля відправляється або безпосередньо в залізничні вагони, або на вугільний склад, а також по галереях на потреби котельні.

Генеральний план поверхні зображений на рис. 2.13.

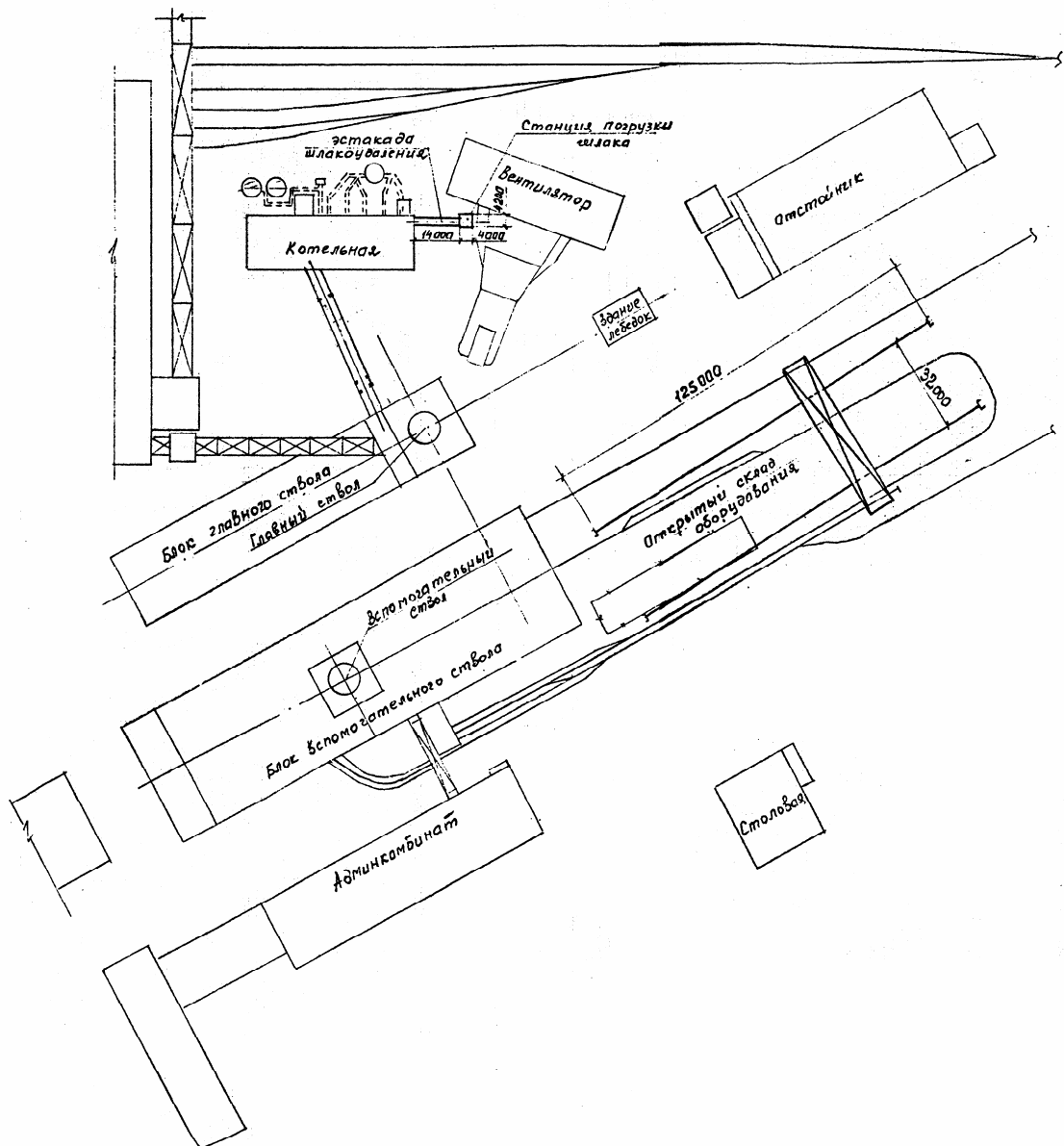


Рисунок 2.13 – Генеральний план поверхні

## 2.9. Охорона праці

*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.

*Для ліквідування підземних пожеж* на початковій стадії передбачене розміщення в гірничих виробках виїмкової ділянки засобів пожежегасіння (вогнегасників, піску и таке інше), а також розміщення в них протипожежного водопроводу відповідно до вимог інструкції з протипожежного захисту вугільних шахт.

*Для локалізації вибухів вугільного пилу* в гірничих виробках шахти встановлюються водяні заслони відповідно до вимог Правил безпеки.

Для підвищення безпеки робіт у вугільних шахтах і поліпшення умов праці робітників, зайнятих на очисних і підготовчих роботах, важливе значення мають заходи щодо зниження запиленості повітря.

Для обезпилювання повітря в очисному вибої має застосовуватися комплекс заходів, що включає попереднє зволоження вугілля в масиві, зрошення під час роботи виїмкового комбайну та в містах перевантаження вугілля, а також очистку повітря, що виходить із вибою. Згідно до „Типовых технологических схем применения средств борьбы с пылью при работе выемочных и проходческих машин” для умов виїмки вугілля з пласту  $h_{10}$  підходять технологічні схеми I-2 і II-5. За цими схемами нагнітання води у вугільний масив буде здійснюватися за допомогою високонапірних насосних установок через свердловини, що пробурені з підготовчих виробок.

Для обезпилювання підготовчої виробки під час її проведення має застосовуватися комплекс заходів, що включає зрошення з подачею зрошувальної рідини на ріжучій інструмент, відсмоктування пилу з його наступним вловлю-

ванням, а також очистку за допомогою водяних завіс вентиляційного струменя, що виходить з виробки. Обезпилювання здійснюється за технологічною схемою IV-1.

Зробимо розрахунок необхідних параметрів для зниження виділення пилу на виймальних і прохідницьких ділянках.

### 2.9.1. Розрахунок параметрів обезпилювання виймкової ділянки

#### 2.9.1.1. Попереднє зволоження вугілля в масиві

Для буріння свердловин використовується буровий станок БС-1М, який дозволяє бурити свердловини діаметром 45 мм довжиною до 100 м. Необхідну довжину свердловини визначаємо за формулою:

$$l_{\text{СКВ}} = \frac{l_1}{2} - 15, \text{ м} \quad (2.169)$$

де  $l_1$  – довжина лави, м.

$$l_{\text{СКВ}} = \frac{200}{2} - 15 = 85 \text{ м.}$$

Свердловини бурять посередині потужності пласту. Відстань між свердловинами приймаємо рівною 20 м, герметизація свердловин здійснюється за допомогою герметизатора „Таурус” на глибині не меншій за 10 м.

Кількість рідини, яку необхідно подавати у свердловину, визначимо за формулою:

$$Q_{\text{СКВ}} = \frac{1,1(l_{\text{СКВ}} - l_{\Gamma})L_{\text{СКВ}} \cdot \gamma \cdot m \cdot q_1}{1000}, \text{ м}^3 \quad (2.170)$$

де  $L_c$  – відстань між свердловинами, м;

$l_{\Gamma}$  – глибина герметизації свердловини, м;

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

$m$  – потужність пласту, м;

$q_1$  – питома витрата рідини, л/т.

Приймаємо  $q_1=30$  л/т;

$$Q_{\text{СКВ}} = \frac{1,1(85 - 10) \cdot 20 \cdot 1,7 \cdot 1,0 \cdot 30}{1000} = 84,2 \text{ м}^3.$$

Тривалість нагнітання рідини у свердловину визначимо за формулою:

$$T = \frac{Q_{\text{СКВ}}}{q_{\text{н}}}, \text{ годин} \quad (2.171)$$

де  $q_{\text{н}}$  – темп нагнітання, м<sup>3</sup>/год; приймаємо рівним подачі насосної установки НВУ-30М, що використовується на шахті для зволоження вугілля в масиві,  $q_{\text{н}}=1,8$  м<sup>3</sup>/год.

$$T = \frac{84,2}{1,8} = 46,8 \text{ години.}$$

Відстань між першою свердловиною та площиною очисного вибою визначимо за формулою:

$$L_3 = T_6 \cdot v_0 + 15, \text{ м} \quad (2.172)$$

де  $T_6$  – тривалість буріння свердловини та нагнітання в неї рідини, доба;  
 $v_0$  – середня швидкість посування очисного вибою, м/добу.

$$T_6 = T_{\text{бур}} + T, \text{ годин} \quad (2.173)$$

де  $T_{\text{бур}}$  – тривалість чистого буріння свердловини.

$$T_6 = 10 + 47 = 57 \text{ годин, приймаємо } T_6 = 2,5 \text{ доби.}$$

$$L_3 = 2,5 \cdot 4 + 15 = 25 \text{ м}$$

Для поліпшення ефективності попереднього зволоження вугілля в масиві, до води необхідно додавати зволожувач „Синтанол”-5 у концентрації 0,2 %. При нагнітанні в одну свердловину 84,2 м<sup>3</sup> води витрата зволожувача на одну свердловину становитиме 168 кг. Тож, дозатор ДСУ-4 з місткістю резервуару 60 л має заправлятися не менше ніж 3 рази протягом буріння свердловини.

#### 2.9.1.2. Зрошення під час роботи комбайна

Відповідно до обраної технологічної схеми П-5 приймаємо питому витрату води на зрошення 30 л/т при тиску перед зрошувачами не менш 12 атм. Для забезпечення таких параметрів зрошення буде використана насосна установка НУМС-200С, що поставляється з комбайном. Живлення установки водою буде здійснюватися безпосередньо від пожежно-зрошувального трубопроводу.

Витрату води, що використовується для зрошення на комбайні, визначимо за формулою:

$$Q_2 = P_k \cdot q_2 \text{ л/хв} \quad (2.174)$$

де  $P_k$  – продуктивність комбайну, т/хв;

$q_2$  – питома витрата води, л/т.

Оскільки середня продуктивність комбайну становить 5 т/хв, а питома витрата води становить 30 л/т, витрата води для зрошування має становити:

$$Q_2 = 5 \cdot 30 = 150 \text{ л/хв.}$$

Відповідно до інструкції по експлуатації комбайна К103 для даних умов роботи рекомендований X варіант набору зрошувачів. При цьому кількість одночасно працюючих на комбайні зрошувачів дорівнює 24 шт. Для установки на шнеках використовуються зрошувачі ПФ-1,6-40, а на корпусі комбайна – КФ-1,6-75.

Добова витрата води на зрошення становитиме:

$$Q_{\text{сут}} = A \cdot q_2, \text{ л} \quad (2.175)$$

де  $A$  – добовий видобуток вугілля, т.

$$Q_{\text{сут}} = 1135 \cdot 30 = 34050 \text{ л або } 34,1 \text{ м}^3.$$

Застосування зволоження вугілля в масиві та зрошування під час роботи комбайну дозволить забезпечити остаточну запиленість повітря на рівні:

$$C = \frac{1000 \cdot q_{\text{пл}} \cdot v \cdot 16,7 \cdot K_m \cdot K_{\text{п}} \cdot P_k}{W} \cdot K_d \cdot K_c \cdot K_v, \text{ мг/м}^3 \quad (2.176)$$

де  $q_{\text{пл}}$  – питома пиловиділення пласту, г/т;

$v$  – швидкість руху повітря в очисному вибої, м/с;

$P_k$  – продуктивність комбайну, т/м<sup>3</sup>;

$\omega$  – кількість повітря, що проходить вибоєм, м<sup>3</sup>/хв;

$K_m$  – показник зведеного ступеню дрібнення;

$K_{\text{п}}$  – показник, що враховує залежність питомого пиловиділення від компонування комбайну;

$K_d$  – коефіцієнт, що враховує верхню межу розмірів пилу;

$K_c$  – коефіцієнт, що враховує наявність заходів щодо обезпилювання:

$$K_c = (1 - \mathcal{E}_1)(1 - \mathcal{E}_2), \quad (2.177)$$

де  $\mathcal{E}_1$  – ефективність зволоження вугілля в масиві;

$\mathcal{E}_2$  – ефективність зрошування на комбайні.

$$K_c = (1 - 0,6)(1 - 0,83) = 0,068$$

$K_v$  – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху повітря в очисному вибої.

$$C = \frac{1000 \cdot 120 \cdot 1,6 \cdot 16,7 \cdot 0,0345 \cdot 1,1 \cdot 5}{253} \cdot 1,34 \cdot 0,068 \cdot 1,0 = 219 \text{ мг/м}^3$$

У зв'язку з перевищенням рівня припустимої концентрації пилу необхідно обов'язкове застосування протипилових респіраторів.

2.9.1.3. Обезпилювання вентиляційного струменя, що виходить із очисного вибою

Для обезпилювання вентиляційного струменя і зменшення пиловідкладення на вентиляційному штреку за 10-20 м від виходу з очисного вибою встановлюються дві однорядні водяні завіси, відстань між якими має становити 3-5 м. Витрата води завісою:

$$Q_3 = W \cdot q_3, \text{ л/хв} \quad (2.178)$$

де  $W$  – кількість повітря, що проходить через очисної вибій і водяну завісу, м<sup>3</sup>/хв;

$q_3$  – питома витрата води для очищення повітря від пилу, л/м<sup>3</sup>. приймаємо  $q_3 = 0,1 \text{ л/м}^3$ .

$$Q_3 = 502 \cdot 0,1 = 50 \text{ л/хв.}$$

Така питома витрата води може бути забезпечена водяною завісою ВЗ-2, що складається з трьох зрошувачів типу ПФ-5.0-165.

Добова витрата води двома завісами визначається за формулою:

$$Q_{\text{сут}} = 2 \times Q_3 \cdot T, \text{ л} \quad (2.179)$$

де  $T$  – тривалість роботи завіси протягом доби, хв.

$$T = A/P_K, \text{ хв.} \quad (2.180)$$



$$T = \frac{1135}{5,0} = 227 \text{ хв.}$$

$$Q_{\text{сут}} = 2 \times 50 \cdot 227 = 22700 \text{ л або } 22,7 \text{ м}^3.$$

#### 2.9.1.4. Обезпилювання перевантажувального пункту очисного вибою

Для зрошення використовуються два зрошувачі типу ПФ-5,0-75, які забезпечують добову витрату води.

$$Q_{\text{сут}} A \cdot q, \text{ л} \quad (2.181)$$

де  $A$  – добовий видобуток вугілля з очисного вибою, т;

$q$  – питома витрата води, л/т.

Відповідно до технологічної схеми П-5 питома витрата води повинна становити 5 л/т.

$$Q_{\text{сут}} = 1135 \cdot 5 = 5675 \text{ л або } 5,7 \text{ м}^3.$$

Схема розміщення обладнання для обезпилювання виймальної ділянки наведена на рис. 2.14.

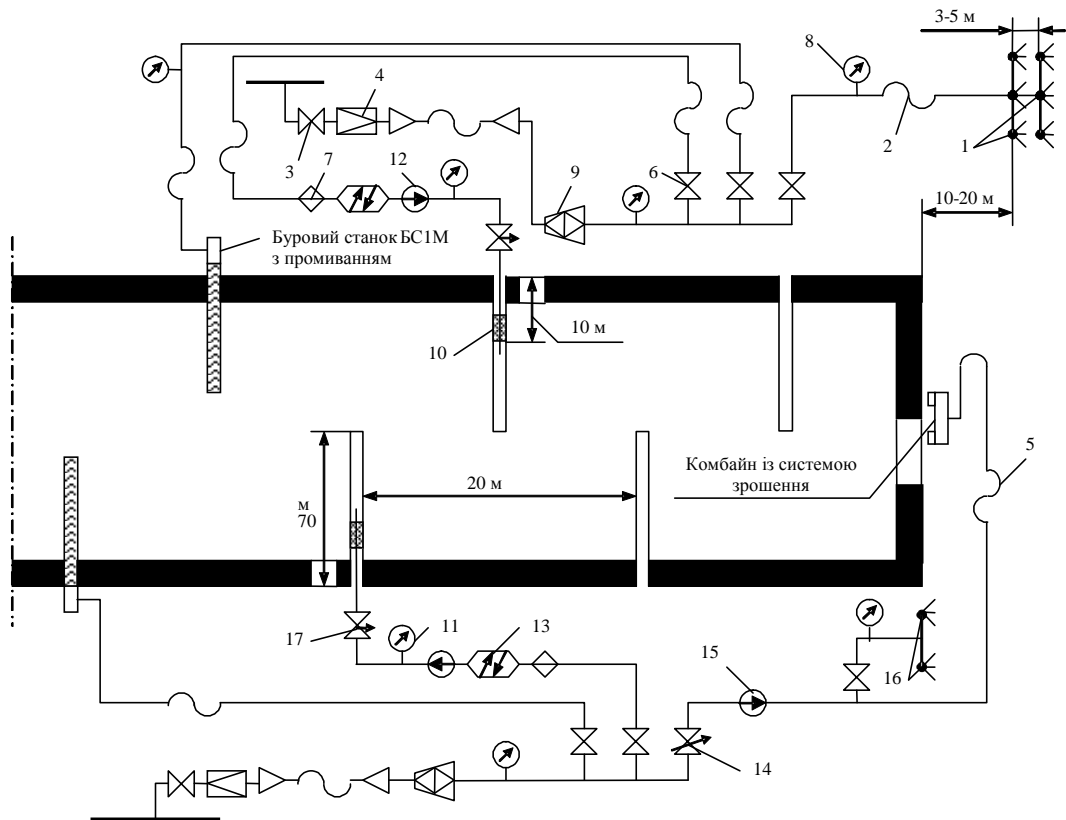


Рисунок 2.14 – Схема розташування обладнання для обезпилення ділянки

## Перелік обладнання для обезпилення виїмкової ділянки

№	Обладнання	Марка	Од. вим.	К-сть
1	Водяна завіса	ВЗ-2	комплект	1
2	Рукав 25/50	ТУ38-40512-72	м	20
3	Вентиль фланцевий	ЗКБ-10	шт.	2
4	Клапан редуційний штрековий	КРШ	шт.	2
5	Вибійний трубопровід	ВЗК 32/30	комплект	1
6	Кран прохідний муфтовий	КПМ-25	шт.	6
7	Дозатор зволожувача	ДСУ-4	шт.	2
8	Манометр 0-40	МГ	шт.	5
9	Фільтр штрековий	ФШ-200	шт.	2
10	Гідрозатор	„Таурус” 45	шт.	2
11	Манометр 0-400	МТ	шт.	2
12	Насосна установка	НВУ-30М	шт.	2
13	Витратомір	СРВД-20	шт.	2
14	Вентиль електромагнітний	ВЭГ-3Д	шт.	1
15	Насосна установка	НУМС-200С	шт.	1
16	Система зрошення		шт.	1
17	Вентиль розвантажний		шт.	2

## 2.9.2. Протипожежний захист і план ліквідації аварії

Для гасіння пожеж у гірничих виробках ділянки протипожежно-зрошувальний трубопровід обладнується пожежними кранами, які розміщуються в місцях, обумовлених вимогам ПБ. Крім пожежних кранів у приводних головок стрічкових конвеєрів встановлюються автоматичні протипожежні установки типу УВПК. На вентиляційному штреку на відстані 50-100 м від виходу з лав, встановлюються автоматичні протипожежні установки УВЗ-2М. Витрата води на гасіння пожежі в гірничих виробках прийнята :

- на один пожежний став – 50 м<sup>3</sup>/годину;
- на протипожежну водяну завісу – 50 м<sup>3</sup>/година.

У таблиці 2.22 представлена одна з позицій плану ліквідації аварії при пожежі в східному конвеєрному ходці № 5 пл.  $h_{10}$ . Позиція представлена російською мовою (мовою оригіналу).

Таблица 2.22

Восточный конвейерный ходок №5 от 314 лавы пл.  $h_{10}$  до восточного разведочно-дренажного штрека пл.  $h_{10}$ .  
 Восточный разведочно-дренажный штрек пл.  $h_{10}$  от восточного конвейерного ходка №5 до восточного конвейерного ходка №4 пласта  $h_{10}$ .

Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственный за исполнение мероприятий	Пути и время вывода людей	Пути движения отделений ГВГСС и задания
1. Вызвать 2 взвод 5 ГВГСО. Обеспечить прибытие на шахту отделений ГВГСС и автомобилей с пожарной техникой, группы РПГ в соответствии с диспозицией выездов ряда на аварии	Горный диспетчер, телефонистка, командир отряда, командир взвода, дежурный у телефона ГВГСС	Находящихся в восточном конвейерном ходке № 5 пл. $h_{10}$ от 314 лавы пл. $h_{10}$ до восточного разведочно-дренажного штрека. От забоя восточного конвейерного ходка №4 за очагом пожара по восточному разведочно-дренажному штреку пл. $h_{10}$ , восточному откаточному штреку, квершлагу №1 на пл. пл. $h_{10}$ к вспомогательному стволу	1-е отделение по вспомогательному стволу гор.960 м, квершлагу №1 на пл. $h_{10}$ , восточному откаточному штреку, восточному конвейерному ходку №5 вниз до очага пожара для вывода людей обратным маршрутом. Проверить состояние вентиляционных сооружений в узле №18
2. Вентиляторы № 1,2,3,5 – работают нормально	Главный механик, горный диспетчер	Время выхода на свежую струю 25 мин.	2-е отделение по вспомогательному стволу на гор. 960м, квершлагу №1 на пл. $h_{10}$ , сбойке №6, восточному конвейерному ходку №35 к очагу пожара для его ликвидации
3. Выключить электроэнергию в ЦПП теплообменников гор. 960 м, ячейки №4, №12 и в ЦПП 690м ячейка «4 ярус»	Главный энергетик, электрослесарь	Находящихся в восточном разведочно-дренажном штреке пл. $h_8$ от ходка №4 до гезенка за очагом пожара на ближайшую свежую струю по наклонному квершлагу №1 на пл. пл. $h_{10}$ гор.960м к вспомогательному стволу	

Продолжение таблицы 2.22

Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственный за исполнение мероприятий	Пути и время вывода людей	Пути движения отделений ГВГСС и задания
4. Оповестить людей об аварии телефонами, находящимися в аварийной и угрожаемых выработках. Вывести людей:	Диспетчер смены, ИТР участков, члены ВГК, главный инженер		3-е отделение по вспомогательному стволу на гор.960 м, квершлагу №1 на пл. $h_{10}$ , наклонному квершлагу на гор.880м, восточному разведочно-дренажному штреку пл. $h_{10}$ до восточного конвейерного ходка №34 пл. $h_{10}$ для вывода людей на ближайшую струю или обратным маршрутом
5.Обеспечить работу подъемов вспомогательного и главного стволов для выезда людей и спуска отделений ГВГСС	Главный механик	Время выхода на свежую струю – 16 мин. Находящихся в грузолодском ходке пл. $h_{10}$ от гор. 880м до завала, от ходка в камеру приводов за очагом жара на грузовой ходок пл. $h_{10}$ и далее к вспомогательному стволу гор. 690м	4-е отделение по вспомогательному стволу на гор.690м, квершлагу №1 на пл. $h_{10}$ , заезду №1, грузовому ходку пл. $h_{10}$ до гор. 880м, обследовав сбойки №2, №3, №4, №5,обходную для вывода июлей обратным маршрутом
6. Подготовить транспортные средства у вспомогательного ствола гор. 960 м для доставки средств пожаротушения, оборудования и отделений ГВГСС по квершлагу №1 на пл. $h_{10}$ , 10 восточному откаточному штреку пл. $h_{10}$ на аварийный участок.	Горный диспетчер, начальник и надзор ВШТ, машинист электровоза	Время выхода на свежую струю – 15 мин. Находящихся в грузолодском ходке пл. $h_{10}$ от завала до гор 690м за очагом пожара по квершлагу №2 на п пл. $h_{10}$ , заезду №2, квершлагу №1 на пл. $h_{10}$ к вспомогательному стволу	
7. Направить с РВП и огнетушителями членов ВГК 314 лавы (пункт ВГК у сопряжения 314 лавы с вспомогательным ходком №5 пл. $h_{10}$ ) к очагу пожара для его тушения	Главный инженер, горный диспетчер, члены ВГК	Время выхода на светлую струю 22 мин.	5-е отделение по вспомогательному . стволу на гор.690 м, трубному ходку, камере теплообменников, квершлагу №2 на пл. $h_{10}$ до грузолодского ходка пл. $h_{10}$ до завала, сбойке №1, грузовову ходку пл. $h_{10}$ , ходку в камеру

## 2.10. Охорона навколишнього середовища

### 2.10.1. Охорона атмосфери

Джерелом забруднення атмосферного повітря шахти є димарі котелень, вентиляторні установки й труби вентиляційної системи навантажувального пункту рядового вугілля.

Зробимо розрахунок об'ємів гранично припустимих викидів шкідливих речовин в атмосферу котельні шахти. Котельня працює на твердому паливі (вугіллі). У результаті спалювання палива в атмосферне повітря викидається: оксид вуглецю ( $CO$ ), діоксид сірки ( $SO_2$ ), діоксид азоту ( $NO_2$ ) і пил.

Максимально можлива фактична концентрація речовини в повітрі на відстані  $X_m$  від джерела забруднення при несприятливих метеорологічних умовах дорівнює:

$$C_m = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n \cdot \eta}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}}, \quad (2.183)$$

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 викидає в атмосферу в одиницю часу ( $M_{CO}=16,7$  г/с;  $M_{SO_2}=11,8$  г/с;  $M_{NO_2}=0,8$  г/с);

$F$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі (приймається рівним для газів  $F=1$ , для пилу 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 ( $H=41$  м);

$\eta$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості, у випадку рівної або слабонересіченої місцевості з перепадом висот, що не перевищує 50 м на 1 км  $\eta=1$ ;

$\Delta T$  – різниця між температурою газоповітряної суміші ( $T_r=114^\circ\text{C}$ ) і температурою навколишнього атмосферного повітря ( $T_b=26^\circ\text{C}$ );

$V_1$  – витрата газоповітряної суміші,  $\text{м}^3/\text{с}$ .

Витрату газоповітряної суміші визначають по формулі

$$V_1 = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot \omega_0}{4}, \quad (2.184)$$

де  $D$  – діаметр устя джерела викиду,  $D=1,2$  м;

$\omega_0$  – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду,  $\text{м}/\text{с}$ .

$$V_1 = \frac{3,14 \cdot 1,2^2 \cdot 5,1}{4} = 5,78 \text{ м}^3/\text{с}. \quad (2.185)$$

Значення коефіцієнтів  $m$  і  $n$  визначаються залежно від параметрів  $f$ ,  $V_m$ ,  $V_m^1$  і  $f_e$ :

$$f = 1000 \frac{\omega_0^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T} = 1000 \frac{5,1^2 \cdot 1,2}{41^2 \cdot 88} = 0,21; \quad (2.186)$$

$$V_m = 0,65 \sqrt[3]{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}} = 0,65 \sqrt[3]{\frac{5,78 \cdot 88}{41}} = 1,5; \quad (2.187)$$

$$V_m^1 = 1,3 \frac{\omega_0 \cdot D}{H} = 1,3 \frac{5,1 \cdot 1,2}{41} = 0,194; \quad (2.188)$$

$$f_e = 800(0,194)^3 = 5,84. \quad (2.189)$$

Коефіцієнт  $m$  при  $f < 100$  визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1\sqrt{f} + 0,34\sqrt[3]{f}}. \quad (2.190)$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1\sqrt{0,21} + 0,34\sqrt[3]{0,21}} = 0,92.$$

Коефіцієнт  $n$  при  $f < 100$  й  $0,5 \leq V_m < 2$  визначається по формулі:

$$1 n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13V_m + 3,13 = 0,532 \cdot 1,5^2 - 2,13 \cdot 1,5 + 3,13 = 1,132.$$

Максимальна концентрація шкідливих речовин в атмосфері дорівнює:

$$C_{\text{MCO}} = \frac{200 \cdot 16,7 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot 1,132 \cdot 1}{41^2 \cdot \sqrt[3]{5,78 \cdot 88}} = 0,26 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=1,0 \text{ мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{MSO}_2} = \frac{200 \cdot 11,8 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot 1,132 \cdot 1}{41^2 \cdot \sqrt[3]{5,78 \cdot 88}} = 0,183 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,5 \text{ мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{MNO}_2} = \frac{200 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot 1,132 \cdot 1}{41^2 \cdot \sqrt[3]{5,78 \cdot 88}} = 0,0124 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,085 \text{ мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{пилу}} = \frac{200 \cdot 4,5 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot 1,132 \cdot 1}{41^2 \cdot \sqrt[3]{5,78 \cdot 88}} = 0,07 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,15 \text{ мг/м}^3\text{)}$$

Відстань  $X_m$  від джерела до місця, де створюється максимальна приземна концентрація шкідливої речовини знаходяться по формулі

$$X_m = \frac{5-F}{4} d \cdot H, \quad (2.191)$$

де  $d$  – коефіцієнт, що визначається для нагрітих і холодних газопилових сумішей при  $0,5 \leq V_m < 2$  з вираження:

$$d = 4,95 \cdot V_m (1 + 0,28 \sqrt[3]{f}). \quad (2.192)$$

$$d = 4,95 \cdot 1,5 \cdot (1 + 0,28 \sqrt[3]{5,84}) = 11,17.$$

Відстань від джерела викиду, на якому приземна концентрація досягає свого максимального значення, дорівнює:

$$X_{\text{м газів}} = \frac{5-1}{4} 11,17 \cdot 41 = 458 \text{ метрів};$$

$$X_{\text{м газів}} = \frac{5-3}{4} 11,17 \cdot 41 = 229 \text{ метрів.}$$

Як видно з наведених вище розрахунків викиди шкідливих речовин не перевищують ПДК.

### 2.10.2. Охорона підземних і поверхневих вод

Основними заходами щодо охорони й раціонального використання водних ресурсів є очищення шахтних вод у відстійниках (біологічних ставках), знезаражування й подальше їх використання замість питної води для виробничо-господарських потреб підприємства.

Шахтні води з головного водовідливу надходять у горизонтальний відстійник. З нього шахтна вода надходить у хлораторне приміщення, далі в ставок-освітлювач і з нього вже викидається у ставок. У зв'язку зі значним змістом зважених часток у шахтній воді головним чином мінерального походження, очищення води на шахті прийняте механічне в горизонтальному відстійнику. Робоча глибина відстійника  $H=1,25$  м. Швидкість руху води не більше 0,5 мм/сек. Час протікання шахтної води через відстійник – не менше 1 години. Відстійник являє собою басейн із двох паралельних відділень довжиною по 18 метрів, розділених вертикальною стінкою. Стінки відстійника виготовлені з бетону із залізною внутрішньою поверхнею. Дно відстійника бетонне. Вода надходить через гребінь ложа, розташованого в товщі стінки. Відстійник оснащений струмененапрямними дошками на початку й кінці відстійника, переливними й грязьовими трубами. Хлораторне приміщення призначене для окисної (хімічної) очищення шахтної води. У ньому токсичні домішки знешкоджуються за допомогою хлору.

Відведення побутових стоків передбачено на існуючі очисні спорудження.

### 2.10.3. Охорона надр

Проектом прийняті наступні заходи, спрямовані на зменшення втрат корисної копалини:

- технологія очисної виїмки без ціликів;
- стовпова система розробки, що забезпечує попередню розвідку виїмкових полів;
- закладка виробленого простору породою лав пл.  $h_8$ ;
- уточнення в процесі експлуатації робочих контурів запасів;



– планомірне відпрацьовування родовища і його частин, що забезпечує досягнення оптимального рівня видобування вугілля з надр.

За даними геологорозвідувальних робіт у вугіллі і породах шахтного поля коштовних мінералів, речовин і металів у концентраціях, що представляють практичний інтерес, не виявлено. Спеціальних заходів щодо запобігання виснаження запасів підземних вод не передбачається.

#### 2.10.4. Рекультивація земель

Рекультивація передбачена на землях, що вилучають для будівництва проектуємих об'єктів й інженерних комунікацій до них.

Родючий ґрунт, що знімається з площадок, які відводяться у постійне користування, використовується для посилення родючості земель.

Проектом передбачена технічна й біологічна рекультивація.

Прокладка комунікацій передбачається, в основному, у смузі залізних й автомобільних доріг.

Для реконструкції ставків-накопичувачів і ставка шахтної води для збільшення їх об'єму обраний варіант нарощування дамб ставків й їх чищення, що веде до незначного вилучення пашні.

#### 2.10.5. Утилізація відходів виробництва

До відходів виробництва по видобутку вугілля відноситься порода від проведення з гірничих виробок. Вона не містить у своїй масі коштовних мінералів, речовин і металів, тому йде на закладку виробленого простору. Відходи чорних, кольорових матеріалів і текстильних матеріалів здають як лом на металургійні підприємства. Шлаки котелень використовується для потреб будівництва.

## 2.11. Заходи цивільної оборони

Згідно до постанови 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 поводженню 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 насе-

лення 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 ш. „Комсомольська" збудована відокремлена захисна споруда третього класу на 1200 чоловік, обладнана 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 в рудниковому дворі горизонту 960 м пристосована 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 шахти 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 0,9х1,3 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 м<sup>2</sup>.

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 м<sup>3</sup> 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:

$225/103,5 = 2,17 \text{ м}$ , що в межах норми (2,15-2,9 м за ДБНВ 2.2.5-97).

Плановане рішення сховища показано на рис. 2.16.

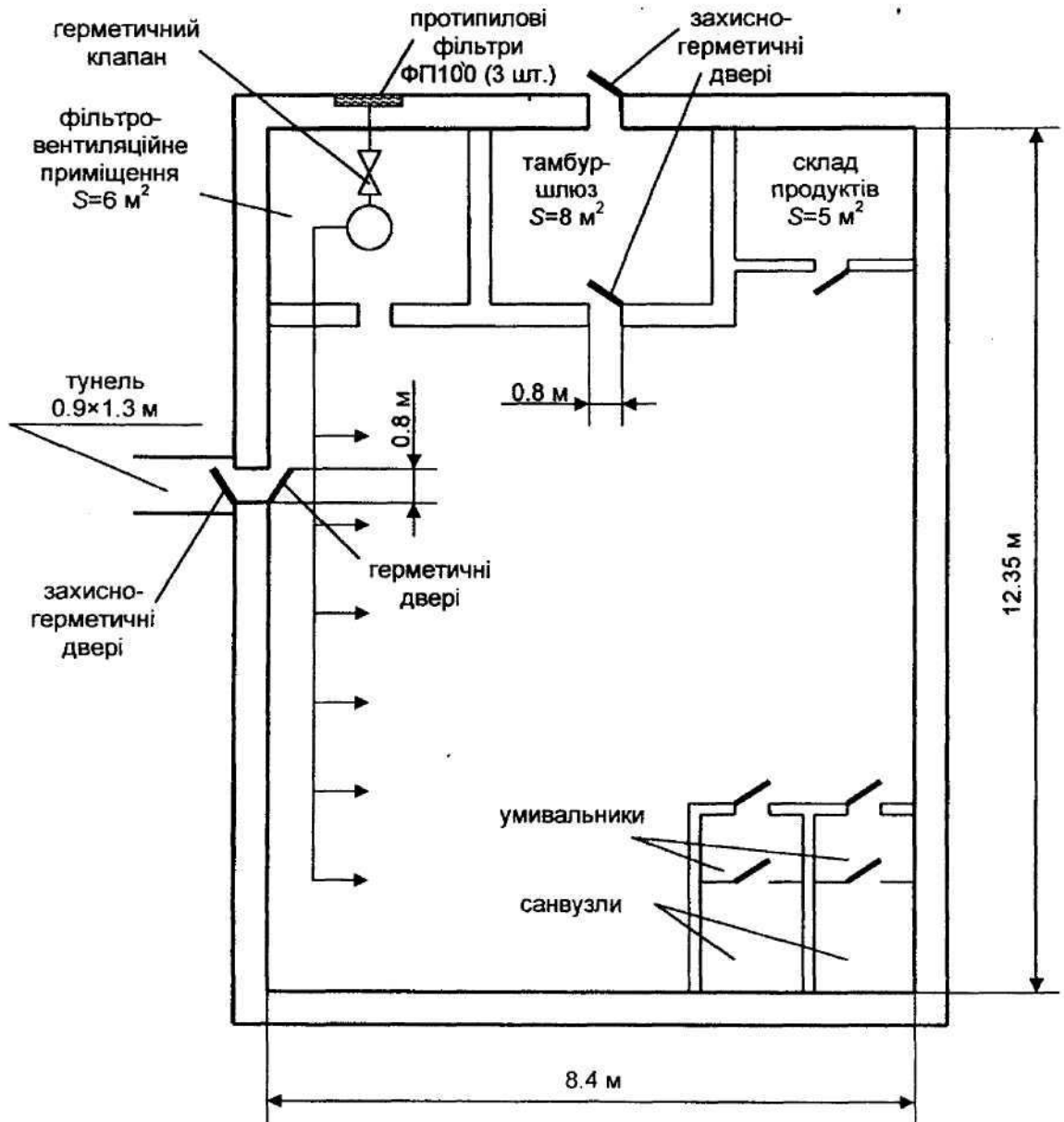


Рисунок 2.16 – Планове рішення сховища для розташування робітників, що обслуговують поверхневий комплекс

### 3. ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

## РОЗРОБКА ЗАХОДІВ ЩОДО ВЕДЕННЯ АВАРІЙНО-РЯТУВАЛЬНИХ РОБІТ У ПІДГОТОВЧИХ ВИРОБКАХ

#### 3.1. Вступ

Вугільна галузь України є основною галуззю, що забезпечує країну енергоносіями і сировиною для металургійної промисловості. Гірничо-геологічні умови більшості вугільних родовищ відрізняються складністю протікання глибинних процесів, у зв'язку, з чим умови праці на вугільних шахтах характеризуються великою кількістю небезпечних і шкідливих виробничих факторів, що істотно впливають на життя і здоров'я працюючих і обумовлюють високий рівень аварійності, травматизму і профзахворювань у галузі. Тільки аварій на підприємствах вугільної галузі відбувається щорічно в середньому близько 100, основними з них є: підземні пожежі, обвалення порід, вибухи газу і вугільного пилу, раптові викиди вугілля і газу, гірські удари. У більшості випадків ці явища супроводжуються загибеллю і травмуванням гірників, приводять до значних матеріальних збитків і подорожчання собівартості вуглевидобутку.

На вугільних шахтах до найбільш небезпечних видів аварій, що супроводжуються численними жертвами і приводять до значних матеріальних збитків, відносяться підземні пожежі, що обумовлено високою пожежонебезпекою вугільних шахт.

Проблема підвищення ефективності боротьби з підземними пожежами здобуває особливу актуальність у Донбасі в зв'язку з ускладненням гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов шахт, веденням очисних і підготовчих робіт на глибоких горизонтах. Значне збільшення газовиділення, гірського тиску, швидкості вентиляційного струменя і температури ускладнює роботи з гасіння пожеж.

Гасіння пожеж у підземних гірничих виробках є надзвичайно складним і небезпечним процесом. Особливу складність представляє процес гасіння розвинених пожеж, що не удалося ліквідувати на початковій стадії безпосереднім впливом на вогнище пожежі вогнегасними засобами. Гасіння таких пожеж

здійснюється ізоляцією або комбінованим способом, причому тривалість гасіння може досягати декількох місяців, а іноді років.

До особливостей розвитку і гасіння пожеж у тупикових виробках відносяться:

- малі швидкості руху повітря, що сприяють утворенню шарових скупчень метану в багатогазних виробках, неповному вигорянню пального навантаження, високої ступеня задимленості і різкі перепади температури повітря по довжині і висоті виробки;

- висока небезпека порушення провітрювання і можливість наповнення палих газів до вибухонебезпечної концентрації при зупинці ВМП і ушкодженні вентиляційного трубопроводу;

- необхідність ведення аварійно-рятувальних робіт тільки з боку вихідного від вогнища пожежі струменя повітря в умовах підвищеної температури і задимленості;

- скорочення швидкості і витрати повітря, що надходить в аварійну виробку, при дистанційній подачі по вентиляційному трубопроводу вогнегасник і інертизуючих матеріалів;

- обмеженість одержання інформації про розміри зони горіння, про газовий склад у ній і в непровітрюваних зонах;

- зміна швидкості і витрати повітря в зоні горіння при перегоранні трубопроводу.

### 3.2. Тактико-технологічна схема гасіння підземної пожежі

У даному підрозділі приведена найбільш характерна тактико-технологічна схема гасіння пожежі в тупиковій виробці великої довжини (рис. 5.1). На схемі гасіння пожежі представлено графічне зображення послідовності виконання робіт (операцій) по гасінню пожежі в залежності від стадії розвитку пожежі і можливих його ускладнень.

Схема складається з трьох частин: частина перша – безпосереднє гасіння пожежі в початковій стадії; частина друга – гасіння розвиненої пожежі, що ускладнилася, активним способом; частина третя – ізоляція пожежі, що усклад-

нилася.

Під початковою стадією пожежі (стадією розгоряння) мається на увазі період горіння від моменту виникнення пожежі до досягнення нею таких розмірів, швидкості поширення полум'я або ускладнень, при яких згасити пожежу шляхом безпосереднього впливу наявними засобами з боку струменя повітря неможливо.

Розвиненою пожежею вважається така пожежа, що за якимись причинами (несвоєчасний початок гасіння, недолік вогнегасних засобів і ін.) розпалюється і поширюється по виробці зі швидкістю більшою, ніж швидкість її безпосереднього гасіння з боку струменя повітря, що надходить, наявними вогнесасними засобами.

Пожежею, що ускладнилась вважається така пожежа, безпосереднє гасіння якої утруднене або стало взагалі є неможливим у силу різних обставин: завалів, порушення провітрювання, перебоїв у подачі води до вогнища пожежі, небезпеки скупчення метану й ін.

У схемі прийнята наступна послідовність виконання робіт (операцій) по гасінню пожежі:

у першу чергу повинні виконуватися роботи, позначені суцільною жирною лінією, розділеною цифровою або буквено-цифровою нумерацією в кружках і робіт, що позначає головний напрямок, на кожному етапі;

в другу чергу виконуються роботи, показані на схемі вище лінії головного напрямку в наростаючій послідовності нагору від цієї лінії. Це, в основному, підготовка робіт головного напрямку (суцільні лінії) і міри безпеки (пунктирні лінії) на даному етапі;

у третю чергу виконуються роботи, перераховані нижче лінії головного напрямку в послідовності, що наростає униз від цієї лінії. Це підготовчі роботи до гасіння пожежі (суцільні лінії) і міри безпеки (пунктирні лінії) на наступних етапах гасіння пожежі.

Роботи головного напрямку повинні виконуватися в послідовності зліва направо у порядку нумерації в кружках. До робіт наступного етапу треба пере-



ходити в тому випадку, якщо на попередніх етапах не удалось згасити пожежу. Якщо немає яких-небудь вогнегасних засобів, передбачених схемою на визначеному етапі гасіння пожежі, наприклад, тонкодисперсного порошку, то цей етап пропускається і виконуються роботи наступного етапу.

У схеми введені поняття «Так» і «Ні» у сполученні зі стрілками, що показують можливі варіанти продовження робіт з гасіння пожежі в залежності від конкретних геологічних умов і сформованої оперативної обстановки.

Термін «Так» означає, що підготовчі роботи, передбачені схемою до вузла, з якого виходить стрілка з цим терміном, удалось виконати. У цьому випадку треба приступити до робіт по гасінню пожежі, на які вказує стрілка з терміном «Так». Термін «Ні» означає, що якісь роботи до вузла, з якого виходить стрілка з цим терміном, виконати не удалось. Тому надалі варто перейти до робіт, на які вказує стрілка з цим терміном. Наприклад, якщо на етапі  $\kappa_1 - \kappa_2$  удалось усунути несправність у системі водопостачання, треба приступити до гасіння пожежі водою (етап  $e_3 - e_4$ ). У протилежному випадку (термін «Ні») треба гасити пожежу тонкодисперсним порошком (етап  $e_1 - e_2$ ).

Схемами передбачена можливість повторення тих самих робіт (операцій) для остаточного придушення вогнища пожежі. Наприклад, якщо при послідовному застосуванні тонкодисперсного порошку і піни (див. рис. 1, частина II, етапи  $v_1 - v_2$  і  $v_2 - v_3$ ) не удалось локалізувати пожежу і тому подальше гасіння пожежі водою (етап  $v_3 - v_4$ ) не дає бажаних результатів (термін «Ні» зі стрілкою, що виходить з вузла  $v_4$ ), можна повторно застосувати тонкодисперсний порошок і піну, після чого остаточного згасити пожежу водою. Якщо і при повторних виконаннях перерахованих операцій усе-таки не вдається локалізувати полум'яне горіння і згасити пожежу, варто перейти до наступного етапу  $v_4 - v_5$ , тобто локалізувати зону горіння водною завісою і приступити до ізоляції пожежі.

У схемах прийняті наступні скорочення і термінологія: ПЛА – план ліквідації аварій; ГІГ – генератор інертного газу; ППУ – порошково-пінна установка; УПВШ-500 – установка пінна високопродуктивна шахтна; УП-500, УП-250

– установка порошкова (на 500 і 250 кг порошку); ОП-500 – вогнегасник пінний; «Вихрь» – пристрій для подачі вогнегасного порошку; «Вьюга» – високопродуктивна пеногенераторная установка; ВМП – вентилятор місцевого провітрювання; ВВР – гвинтовий водорозбризкувач; УВЗ – автоматична водорозбризкуюча установка (установка водяної завіси); УЭШД – рівнемір електронний шахтний дистанційний.

Під терміном «Оцінити можливу газову обстановку в тупиковій частині аварійної виробки» (див. рис. 1, частина II, етапи  $\partial 1 - \partial 2$ ,  $з 1 - з 2$ ) мається на увазі визначення тривалості накопичення метану у виробці при зупиненому ВМП із використанням для цього даних про абсолютну багатогазність виробки, даних по перевірці тривалості загазування тупикових виробок при зупиненому ВМП, що, можливо, маються в ПЛА, і інших даних. Переходити до виконання інших робіт, передбачених цією схемою, необхідно в тих випадках, якщо оцінка газової обстановки дала позитивні результати.

Під оптимальним режимом провітрювання мається на увазі нормальний або реверсивний режим, здійснюваний з обліком метановиділення, теплової депресії, швидкості поширення пожежі по виробленню й іншим факторам.

Під терміном «Перевірити стійкість провітрювання аварійного вироблення» розуміється перевірка раніше виконаних розрахунків стійкості провітрювання і відповідність їх сформованим вентиляційним і тепловим умовам (параметрам). При відсутності раніше виконаних розрахунків їх треба виконати відповідно до рекомендацій ВНИИГД.

Під контролем за розвитком пожежі розуміється визначення довжини зони горіння і швидкості поширення пожежі по виробці візуально або розрахунковим шляхом.

Під оцінкою параметрів водопостачання пожежної ділянки розуміється визначення пропускної здатності пожежно-зрошувального трубопроводу і кількість засобів водяного пожежегасіння (пожежні стовбури, водорозбризкувачі), що даний трубопровід забезпечить витратою води при необхідному тиску.

Під рециркуляцією вентиляційного струменя розуміється рух повітря

(пожежних газів) по замкнутому контуру, що включає аварійну і рівнобіжну виробки.

Схемою передбачене послідовне запровадження в дію різних вогнегасників засобів членами ВГК і відділеннями ВГСЧ, а також виконання інших заходів для гасіння пожежі в залежності від місця його виникнення, стадії розвитку і обстановки, що сформувалася.

Порядок користування схемами в аварійній обстановці наступний.

При виникненні пожежі в шахті необхідно керуватися приведеною на рис. 5.1 тактико-технологічною схемою протягом усього ходу ведення робіт з гасіння пожежі.

Спочатку необхідно прийняти заходи для запровадження в дію силами ВГК усіх наявних у районі пожежі й у прилягаючих виробках засобів пожежегасіння. Головною задачею первісних дій є повне гасіння або максимальна локалізація пожежі в початковій стадії шляхом безпосереднього впливу на вогнище всіма наявними вогнегасними засобами. На досягнення цієї мети (поряд з порятунком людей) повинні бути спрямовані зусилля прибулих першими відділень ВГСЧ.

Після того, як до вогнища пожежі буде спрямована достатня для безпосереднього гасіння пожежі кількість сил і засобів варто розглянути можливі варіанти ускладнення пожежі і приступити до виконання робіт, передбачених на цей випадок схемою гасіння пожежі.

### 3.3. Короткий опис ходу ліквідації аварії

У первісний момент були виконані заходи згідно ПЛА, а саме виведення людей з аварійної й загрожуючої ділянок, гасіння пожежі в 3-м західному бремсбергу. Через відсутність необхідної кількості і справних засобів пожежегасіння (вогнегасників, рукавів зі стволами) ліквідувати пожежу в первісний момент не представилося можливим і пожежа почала розвиватися по ходу руху вихідного струменя повітря. Поширенню пожежі сприяв той факт, що маршрут руху відділень ГВГСС на аварійну ділянку був тривалий. Витрата повітря в аварійній виробці при нормальному вентиляційному режимі передбаченим ПЛА складала

360 м<sup>3</sup>/хв при швидкості повітря 0,57 м/с. Проведені розрахунки показали, що при даній кількості повітря в 3 західному бремсбергу на момент прибуття відділень ГВГСС на гасіння пожежі (через 112 хвилин) пожежа пошириться на 17,4 м зі швидкістю 12,6 м/год. Крім того, пожежа може викликати обвалення гірських порід в аварійній виробці на великому протязі, і роботи з його ліквідації можуть затягтися на тривалий час.

Відповідно до оперативного плану № 1 відділення ГВГСС були спрямовані для установки водяної завіси якнайближче до вогнища пожежі.

Як ускладнення приймаємо, що при гасінні пожежі відбулося обвалення порід покрівлі, виникла погроза повторних обвалень, пожежа почала поширюватися в куполи і порожнечі за кріпленням, що закріплені горючим матеріалом, також існує імовірність перегорання підпірок у пожежно-зрошувальному трубопроводі. Таким чином, гасіння пожежі безпосереднім впливом на нього компактними струменями води стало неможливим.

При обваленнях порід покрівлі, гасіння пожежі активним способом неможливе, а також через обвалення порушилося провітрювання тупикової виробки і виникла погроза вибуху.

Відповідно до оперативного плану № 2 було прийняте рішення припинити роботи з гасіння пожежі і вивести відділення з аварійної виробки на безпечну відстань, а саме у вентиляційний штрек гор. 960 м у сполучення з ухилом.

Були зроблені розрахунки по параметрах ізоляційних вубухостійких перемичок, кількості матеріалів на їх зведення, часу зведення, аналізу випуску парогазової суміші у аварійну ділянку.

За даними розрахунків прийнято ізолювати аварійну ділянку з наступною інертизацією. Вибухостікі гіпсові перемички прийнято зводити в наступних виробках:

1. У польовому штреку гор. 960 м за збійкою №3;
2. У вентиляційному штреку гор. 960 м за збійкою №3;
3. У польовому штреку гор. 960 м у допоміжного ухилу;
4. У вентиляційному штреку гор. 960 м у вантажолюдского ухилу.

Після зведення перемичок зробити запуск парогазової суміші в аварійну виробку генератором інертним газів ГІГ-4, при цьому загальний час роботи ГІГ-4 для створення вибухобезпечної атмосфери складе 60 хвилин, витрата палива 867 кг, тривалість збереження інертного середовища складе 3,6 години.

#### 3.4. Характеристика аварійної ділянки

*Західний бремсберг №3 пласта  $h_{10}$  горизонту 960 метрів*

Кут нахилу виробки, град	5-10
Переріз виробки, м <sup>2</sup>	10,4
Тип кріплення	КПС (СВП-22)
Затяжка покрівлі	дерево
Затяжка боків	дерево
Наявність протипожежного трубопроводу	Ø 100 м
Витрата повітря, м <sup>3</sup> /год	360
Очікуваний приплив води, м <sup>3</sup> /год	2
Довжина тупикової частини: проектна	1300
фактична	630
Наявність апаратури автоматичного контролю	АГЗ «Азот», «Вітер»
Спосіб проведення	БВР
Наявність конвеєра	1Л-80, СП-202
Тип ВМП	ВМ-6

3.5. Розрахунок часу прибуття відділень на аварійну ділянку з метою ліквідації аварії

1. Уточнення обстановки і виклик ВГСЧ диспетчером шахти	10 хв
2. Проходження перших відділень ВГСЧ на шахту	12 хв
3. Одержання завдання на КП	5 хв
4. Проходження відділень до клітьовому ствола і спуск по ньому	10 хв
5. Рух по біляствольному двору	

для посадки в людські вагонетки	2 хв
6. Рух по гірничих виробках у людських вагонетках	24 хв
7. Рух до місця ліквідації аварії пішим ходом	48 хв

$$t_{\text{тр}} = 10+12+5+10+2+24+48=112 \text{ хв}$$

Відділення ВГСЧ прибуде на ліквідацію пожежі через 112 хв.

Від швидкості прибуття відділення на аварійну ділянку залежить дальність поширення пожежі. Виходячи, з цього повинна бути обов'язкова доставка відділень до місця ліквідації аварії за допомогою електровозної відкатки.

## ОПЕРАТИВНИЙ ПЛАН ЛІКВІДАЦІЇ АВАРІЇ №1

Пожежа в 3-му західному бремсбергу горизонту 960 м пл.  $h_{10}$   
(аварія, її місце, дата и час виникнення)

Стан на аварійній дільниці на момент розробки оперативного плану:

Станом на зазначений час всі люди з аварійної та небезпечних дільниць виведені, згідно з ПЛА. Розвідкою на аварійній дільниці встановлено таке: пожежа виникла в 3-му західному бремсбергу пл.  $h_{10}$  на натяжній станції конвеєру. Горить силовий кабель, конвеєрна стрічка, сигнальний кабель та кабель св'язку, а також розсипане вугілля. Вентилятори працюють в нормальному режимі. Електроенергія на аварійну дільницю вимкнена, пожежно-зрошувальний трубопровід під тиском. Відділення ДВГРС виконують гасіння пожежі водою. Члени ДГК доставляють первинні засоби пожежогасіння на аварійну дільницю по свіжому струменю повітря. Склад повітря:  $CO - 0,15 \%$ ;  $Q_2 - 18$ ;  $CH_4 - 0 \%$ ;  $t - 37^\circ$ , задимленість середня.

Для подальшого успішного ліквідування аварії необхідно здійснити такі заходи:

№ п/п	Назва заходу з ліквідації аварії та її наслідків	Строк виконання (дата, час)	Відповідальні за виконання	Відмітка про виконання або причину невиконання задачі
1	2	3	4	5
1	Гасити пожежу водою	Постійно	Кер. ГРР, кер. ГРР в шахті	
2	Забезпечити сталу роботу вентиляторів головного провітрювання в нормальному режимі	Постійно	Відповідальний. кер. по л/а. Головний енергетик	
3	Забезпечити безперебійну роботу підйомів і шахтного транспорту для доставки відділень, необхідних засобів та обладнання	Постійно	Головний механік. Нач. ВШТ	
4	Направити відділення в аварійну виробку для прокладки рукавної лінії та установки ВВР-1 якомога ближче до пожежі для її локалізації	Постійно	Відповідальний кер. по л/а керівник ГРР	

1	2	3	4	5
5	Забезпечити безперервну нормативну подачу води до очагу пожежі для його тушіння і локалізації	Постійно	Відповідальний кер. по л/а головний механік	
6	Виставити пости безпеки з членів ДГК на штреки горизонту 960 м в 15-20 м від сполучень з похилами.	Негайно	Відповідальний кер. по л/а	
7.	З метою розміщення сил і засобів ДВГРС, необхідних для ліквідації аварії і здійснення постійного зв'язку з працюючими підрозділами і КП організувати підземну базу на вентиляційному штреку горизонту 960 м в 15-20 м біля сполучення з 3-ім західним бремсбергом	Негайно	Керівник ГРР в шахті	
8	Організувати бригаду гірників з доставки засобів пожежогасіння з пожежної машини ДВГРС на підземну базу	Негайно	Відповідальний кер. по л/а	
9	Зосередити на підземній базі: - куртки ТК-50 - 15 шт. - ОЕ до Р-50 - 3 контейнера - ОЕ до Р-30 - 3 контейнера - РТ-80 - 1 шт. - ДП-3 - 1 шт. - рукава пожежні - 500 м - газоаналітичний прилад «Пошук»	Після виконання пункту 8	Керівник ГРР	
10	Доставити додатково на підземну базу наступне обладнання: - рукава пожежні - 300 м - вогнегасники ОПШ-10 - 20 шт. - сумку лінійного -2 комплекту - РТ-80 - 4 шт. - ствол РС-70 - 2 шт. - ВВР-1 - 2 шт. матеріал для кріплення	Після виконання пункту 9	Керівник ГРР	



1	2	3	4	5
11	Забезпечити постійне чергування лікаря РПГ на підземній базі	Постійно	Кер. ГРР заст. ком. заг. по ОМС	
12	Забезпечити безперебійний зв'язок працюючих відділень з ПБ за допомогою апаратури «Кварц», «Угольок» і ПБ з КП по телефону	Постійно	Кер. ГРР нач. зв'язку	
13	Розмістити виїзну газоаналітична лабораторію ДВГРС в приміщенні ШГС шахти	Постійно	Кер ГРР	
14	Організувати бригаду слюсарів для забезпечення безперебійної подачі води на аварійну ділянку і ремонту можливих неполадок трубопроводу	Щозміни	Відповідальний кер. по л/а	
15	Проводити контроль кількості повітря надходить на аварійну ділянку	Постійно	Кер ГРР в шахті	
16	При веденні аварійно-рятувальних робіт здійснювати контроль рудникової атмосфери та температури експрес методом	Постійно	Кер ГРР в шахті	
17	Проводити відбір проб рудникової атмосфери в місцях ведення аварійних робіт для оброблення та аналізу в газоаналітичній лабораторії	Кожні 2 години	Кер ГРР в шахті	
18	Групі ОТО, провести розрахунки і видати рекомендації по - визначенню параметрів розвитку пожежі і вибору ефективних засобів його гасіння; - пожежного забезпечення аварійної ділянки і вибору основного напрямку ліквідації аварії; - часу перебування відділень ДВГРС в непридатному для дихання атмосфери і розрахунок теплонакопичення; - параметри застосування порошкових і пінних засобів пожежогасіння	Негайно	Кер ГРР, пом. ком. загону по ОТО	

1	2	3	4	5
19	У разі зміни ситуації негайно доповідати на командний пункт, подальші роботи проводити за знову розроблених заходів і оперативним планам	Постійно	Кер ОТО	
20	Групі ОТО розглянути можливі варіанти ізоляції пожежі і розрахувати безпечні відстані	По команді з КП	Кер ОТО	
21	Групі ДГС: - провести розрахунки по виборі варіантів провітрювання при ізоляції пожежної ділянки; - депресії з пожежної ділянки	По команді з КП		
22	При виконанні робіт, передбачених оперативним планом керуватися вимогами ПБ, Статутом ДВГРС та керівництвом при роботі в «Зоні підвищених температур»	Постійно	Кер ГРР, кер ГРР в шахті	
23	Організувати огляд медичними працівниками ДВГРС відділень, які направляються в ЗПТ перед спуском в шахту	Постійно	Кер ГРР заст. ком. загону по ОМС	
24	Передбачити виклик відділень і генератора інертних газів на випадок ускладнення обстановки та ізоляції аварійної ділянки, з ВГРЗ, згідно диспозиції виїздів	По команді з КП	Кер ГРР	
25	З метою зосередження необхідної кількості матеріалів і устаткування, організувати наземну базу на промисловому майданчику шахти	По команді з КП	Відповідальний кер. по л/а	
26	З даними заходами ознайомити весь особовий склад і всієї виконавців під розпис	При отриманні завдання на КП	Кер. ГРР	

Відповідальний керівник  
робіт по ліквідації аварії:

\_\_\_\_\_

Керівник гірничорятувальних  
робіт:

\_\_\_\_\_

### 3.6. Розрахунок параметрів вільного розвитку пожежі

Переріз виробки  $S = 10,4 \text{ м}^2$ ;

Витрата повітря  $Q = 360 \text{ м}^3/\text{хв}$ ;

Швидкість повітря  $v = 0,57 \text{ м/сек}$ .

Питома витрата повітря на згорання різних матеріалів:

– кабель високовольтний,  $3 \times 50$ , 2 шт –  $40 \text{ м}^3/\text{м}$ ;

– кабель зв'язку –  $15 \text{ м}^3/\text{м}$ ;

– кабель сигналізації –  $15 \text{ м}^3/\text{м}$ ;

– вугілля, що просипалося –  $40 \text{ м}^3/\text{м}$ ;

– конвеєрна стрічка  $b = 1000\text{мм}$  –  $480 \text{ м}^3/\text{м}$ ;

– дерев'яна затяжка покрівлі і боків виробки –  $994,4 \text{ м}^3/\text{м}$ ;

Обсяг для повного вигорання пальних матеріалів, що знаходяться у виробці  $q_0 = 1584,4 \text{ м}^3/\text{м}$ .

Визначимо максимальну швидкість поширення пожежі по формулі:

$$v_{\text{пр}} = \frac{60 \cdot v_c \cdot S}{q_0}, \text{ м/хв} \quad (3.1)$$

де  $v_c$  – швидкість повітряного потоку в аварійній виробці, м/с;

$S$  – переріз виробки у світлі,  $\text{м}^2$ ;

$q_0$  – обсяг повітря необхідного для повного вигорання пальних матеріалів, що знаходяться у виробці,  $q_0 = 1584,4 \text{ м}^3/\text{м}$

$$v_{\text{пр}} = \frac{60 \cdot 0,57 \cdot 10,4}{1584,4} = 0,22 \text{ м/хв}$$

Визначимо швидкість поширення пожежі за час прибуття відділення ВГСЧ до місця ліквідації аварії з урахуванням електровозного відкочування – 112 хв.

$$v = v_{\text{пр}} \frac{\tau}{\sqrt{\tau^2 + b^2}}, \text{ м/хв} \quad (3.2)$$

де  $b$  – параметр, що характеризує швидкість розвитку пожежі,  $b = 40 \text{ м/с}$  [25];

$\tau$  – час дії пожежі, хв.

$$v = 0,22 \cdot \frac{112}{\sqrt{112^2 + 40^2}} = 0,21 \text{ м/хв}$$

Визначаємо дальність поширення пожежі при вільному розвитку:

$$\alpha = v_{\text{пр}} \cdot (\sqrt{\tau^2 + b^2} - b) \quad (3.3)$$

$$\alpha = 0,22 \cdot (\sqrt{112^2 + 40^2} - 40) = 17,4 \text{ м.}$$

### 3.7. Розрахунок гасіння пожежі суцільними водяними струменями

Тиск у пожежно-зрошувальному трубопроводі 7 атмосфер, вище необхідного тиску для нормальної роботи ствола з діаметром насадки  $d = 22$  мм, дорівнює 0,28. Тому довжина активної частини струменя  $l_c$  і дальність ефективної дії дорівнює 12 метрів.

З урахуванням роботи водяної завіси витрата води на гасіння суцільними струменями складе  $Q_{\text{ост}} = 83,2 - 50 = 33,2 \text{ м}^3/\text{ч}$ . По таблиці 10 [25] визначаємо, що при такій витраті оптимальна кількість одночасно працюючих пожежних стволів з діаметром насадки 22 м дорівнює 1.

Інтенсивність подачі води на палаючу поверхню дорівнює  $0,48 \text{ л}/(\text{м}^2 \cdot \text{с})$ .

Визначаємо площу поверхні одночасного гасіння за формулою:

$$S_m = \frac{n \cdot A_n}{I_n}, \text{ м}^3 \quad (3.4)$$

де  $n$  – кількість стволів,  $n = 1$ ;

$I_n$  – інтенсивність подачі води на палаючу поверхню  $I_n = 0,48$ ;

$A_n$  – витрата води одним стволом,  $A_n = 8,8$ ;

$$S_m = \frac{1 \cdot 8,8}{0,48} = 18,3 \text{ м}^3$$

Тому що виробка обладнана стрічковим конвеєром і міжрамний простір затягнутий дерев'яною затяжкою тривалість подачі води на палаючу поверхню приймаємо рівною 10 хв.

Визначаємо довжину заходки одночасного гасіння для дерев'яних елементів кріплення:

$$\Delta l_{\tau} = \Delta l_{\text{м}} \frac{nA_n}{I_n p_3}, \text{ м} \quad (3.5)$$

$$\Delta l_{\tau} = \frac{1 \cdot 8,8}{0,48 \cdot 11,3} = 1,62 \text{ м.}$$

Визначаємо швидкість гасіння пожежі по формулі:

$$v_{\tau} = \frac{nA_n}{I_n p_3 \tau_{\text{н}}}, \text{ м/хв} \quad (3.6)$$

$$v_{\tau} = \frac{1 \cdot 8,8}{0,48 \cdot 11,3 \cdot 10} = 0,16 \text{ м/хв} = 9,7 \text{ м/год}$$

Відповідно до розрахунків швидкість гасіння 9,7 м/год нижче швидкості розвитку пожежі 17,4 м/год. Тому безпосереднє гасіння неефективне.

### 3.8. Визначення вибуховості суміші пальних газів

Вибуховість суміші пальних газів при підземних пожежах визначається за допомогою трикутника вибуховості.

Визначимо сумарну концентрацію пальних газів по формулі:

$$C_r = C_1 + C_2 + C_3; \% \quad (3.7)$$

де  $C_1$ ,  $C_2$ ,  $C_3$  – концентрація метану, оксиду вуглецю і водню відповідно,  $C_1 = 0,1\%$ ,  $C_2 = 1,3\%$ ;  $C_3 = 1,2\%$ .

$$C_r = 0,1 + 1,3 + 1,2 = 2,6 \text{ \%}.$$

Для наочної оцінки вибуховості на рис. 5.2 [25] представлений набір вкладених друг у друга трикутників. Щоб визначити, який із трикутників вибуховості відповідає даній суміші пальних газів, спочатку знаходять (до одної десятої) частку метану й оксиду вуглецю в їх складі по формулі:

$$P_{\text{сн}_4} = \frac{C_1}{C_r}; \quad P_{\text{со}} = \frac{C_2}{C_r}, \quad (3.11)$$

$$P_{\text{CH}_4} = \frac{0,1}{2,6} = 0,03; \quad P_{\text{CO}} = \frac{1,3}{2,6} = 0,5.$$

За значеннями  $P_{\text{CH}_4} = 0,03$  і  $P_{\text{CO}} = 0,5$  знаходимо по [25] відповідний трикутник вибуховості.

За даними аналізу проб повітря наносимо на графік точку суміші паливних  $X$  з координатами: по паливним 2,6 і по кисню 17,2. З'єднуємо її прямими лініями з точками  $A$ ,  $O$  і  $D$  графіка. Ці точки мають координати:  $A(0, 21)$ ,  $O(0, 0)$  і  $D(34, 8)$ . З графіка випливає, що суміш знаходиться за нижньою межею вибуховості і при збільшенні змісту паливних до 6% увійде у вибухонебезпечну зону (по лінії  $x$ ).

Запобігти вибуху суміші паливних газів можна двома способами:

- збільшенням подачі повітря на аварійну ділянку;
- шляхом заповнення ділянки інертними газами.

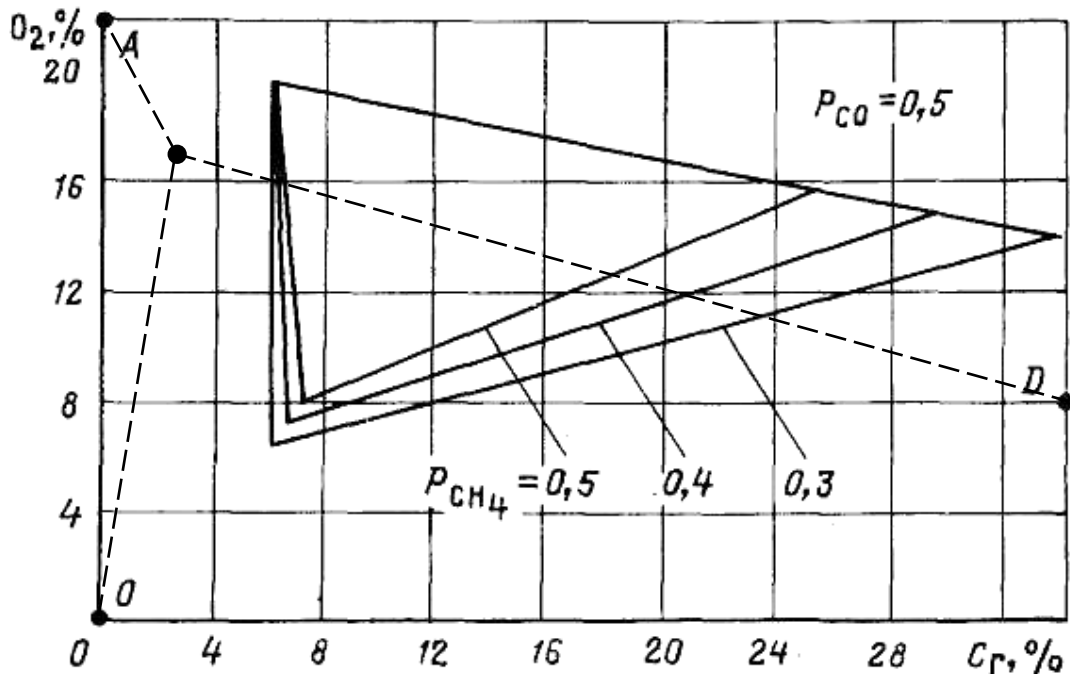


Рис. 5.2 – Оцінка вибуховості суміші паливних газів

## ОПЕРАТИВНИЙ ПЛАН ЛІКВІДАЦІЇ АВАРІЇ №1

Пожежа в 3-му західному бремсбергу горизонту 960 м пл.  $h_{10}$   
(аварія, її місце, дата и час виникнення)

Стан на аварійній дільниці на момент розробки оперативного плану:

Заходи оперативного плану №1, що передбачають гасіння пожежі активним способом, виконано повністю, але пожежу ліквідувати не вдалося.

Ліквідувати відкрите горіння безпосередньою дією на пожежу не можливо через знаходження очага поза межею досяжності. В місці ведіння ГРР на ПК10-12, сталося обвалення порід покрівлі виробки, зменшилася витрата повітря, виникла загроза повторних обвалів. Розборка завалу неможлива через високі температури. Через порушення провітрювання пожежної дільниці є загроза вибуху.

Газовий склад:  $CO - 0,15\%$ ;  $O_2 - 18$ ;  $CH_4 - 0,1\%$ ;  $t - 39^\circ C$ , задимленість середня.

Для подальшого ліквідування аварії необхідно виконати такі заходи:

№ п/п	Назва заходу з ліквідації аварії та її наслідків	Строк виконання (дата, час)	Відповідальні за виконання	Відмітка про виконання або причину невиконання задачі
1	2	3	4	5
1	Припинити роботи з гасіння пожежі і вивести відділення з аварійної виробки на безпечну відстань.	Негайно	Кер. ГРР, рук ГРР в шахте	
2	Визначити місце для зведення ізоляційних вибухостійкого перемичок	Негайно	Кер. ГРР, група ДГС	
3	Надати розрахунки по: - параметри ізоляційних вибухостійких перемичок; - кількості матеріалів на їх зведення; - часу зведення; - аналіз випуску парогазової суміші в аварійну ділянку.	Негайно	Група ОТО	

1	2	3	4	5
4	<p>Організувати підземні бази в місцях зведення перемичок із забезпеченням постів безпеки, а саме:</p> <ol style="list-style-type: none"> <li>1. У польовому штреку гір. 960 м за збійкою №3;</li> <li>2. У вентиляційному штреку гор. 960 м за збійкою №3;</li> <li>3. У польовому штреку гор. 960 м у допоміжного ствола;</li> <li>4. У вентиляційному штреку гор. 960 м в грузо-людському ухилі</li> </ol>	Негайно		
5	Забезпечити підземну базу засобами дистанційного відбору проб і контролю температури повітря в ізолируемую просторі.	Негайно	Кер. ГРР	
6	Вибрати і підготувати місця для зведення вибухостійкого перемичок.	Після виконання п.1	Кер. ГРР в шахте	
7	У місцях ведення ГСР зі зведення перемичок вести постійний контроль за зміною витрати повітря і станом рудничної атмосфери з доповіддю на КП кожні 30 хв	Постійно	Кер. ГРР в шахте	
8	Службі ДГС видати рекомендації по зняттю депресії з аварійної ділянки	Протягом зміни	Пом. ком. загону по ДГС	
9.	Забезпечити безперебійну роботу підйомів і транспортного ланцюжка, для доставки устаткування і матеріалів до місця зведення гіпсових вибухостійкого перемичок	Постійно	Відповідальний кер. по л/а. Гол. механік. Нач. ВШТ	
10	Організувати членами ВГК доставку розрахункової кількості матеріалів для зведення вибухостійкого перемичок до місць їх установки	Після виконання п. 9	Відповідальний кер. по л/а	



1	2	3	4	5
11	Доставити на шахту необхідну кількість установок «Моноліт» і комплектів технологічних труб до них, для заливки перемичок	Негайно	Відповідальний кер. по л/а п.	
12	Доставити установки «Моноліт» до місць зведення перемичок підключити їх до шахтної електромережі та протипожежного трубопроводу	Після виконання п.11	Відповідальний кер. по л/а. Нач. ВШТ	
13	Забезпечити безперебійну подачу води і електроенергії на установки «Моноліт»	Постійно	Гол. механік Гол. енергетик	
14	Звести ізоляційні вибухостійкі перемички в наступному порядку: 1, 2, 3, 4			
15	Передбачити споруди камери вирівнювання у перемички		Відповідальний кер. ГРР Кер. ГРР	
16	Зняти депресію з аварійної ділянки згідно заходів виданих службою ДГС	Після ізоляції	Кер. ГРР в шахте	
17	Доставити в шахту (до місця установки) ГІГ-4 і розрахункову кількість гасу	Негайно	Відповідальний кер. по л/а	
18	Забезпечити присутність відділень ДВГРС із засобами пожежогасіння, на весь час перебування ГІГ-4 і гасу в шахті починаючи зі спуску по стовбуру і до закінчення роботи	Постійно	Кер. ГРР в шахті Кер. ГРР	
19	Транспортування гасу здійснювати вагонетками в бочках пробками вгору, простір між бочками засипати піском на 1/3 висоти вагона	Постійно	Нач. ВШТ	
20	Виключити знаходження на вихідному струмені за генератором людей	Постійно	Кер. ГРР в шахті	

1	2	3	4	5
21	Змонтувати і встановити генератор інертних газів з виробництвом контрольного запуску	Протягом зміни	Відповідальний кер. по л/а Кер. ГРР	
22	Розмістити біля пульта управління ГП-4: - ОПШ - 10 штук; - пожежний ствол з рукавом приєднаний до пожежозрошувального трубопроводу	Постійно	Кер. ГРР в шахті	
23	Запустити в роботу генератор інертних газів ГП-4 на розрахунковий час	По команді з КП	Кер. ГРР в шахті	
24	Закриття отворів в перемичках провести згідно рекомендацій аналітичної групи ОТО	По команді з КП	Кер. ГРР в шахті	
25	При видачі завдань відділенням вказувати на можливі ускладнення під час виконання завдання	Постійно	Кер. ГРР	
26	При виконанні робіт, передбачених оперативним планом, керуватися вимогами «ПБ» і Статутом ДВГРС	Постійно	Відповідальний рук. по л/а	
27	З даними заходами ознайомити всіх виконавців під розпис	Постійно	Ответственный кер. по л/а	
28	Поставити аварійну ділянку на контроль після інертизації простору, що ізолюється		Кер. ГРР	

Відповідальний керівник  
робіт по ліквідації аварії:

\_\_\_\_\_

Керівник гірничорятувальних  
робіт:

\_\_\_\_\_

### 3.9. Ізоляція аварійної ділянки

На шахтах як тимчасові перемички використовуються гіпсові перемички. Перемички зводяться на ділянках виробок з найбільш стійкими породами. Гіпсові перемички призначені для ізоляції ділянок з діючою пожежею. Рекомендується приймати пластифікований або будівельний гіпс не нижче першого сорту. Параметри перемичок вибираються по таблиці [25]. Товщина перемички повинна бути не менш 2,65 м. При такій товщині перемички необхідні наступні матеріали:  $S = 10,4 \text{ м}^2$ ;

сухе гіпсове в'язке – 35,5 т;

дошки стругані 25-35 мм – 0,70 м<sup>3</sup>;

стійки – 0,29 м<sup>3</sup>;

мішковина – 22,1 м<sup>3</sup>.

Температура повітря у виробці 20°C, кут нахилу 0-2°, видимість у виробці – більш 10 м, чисельний склад відділення – 6 чоловік.

*Склад робіт з підготовки місця для перемички.*

Вибір місця зведення перемички у виробці. Збирання лісових і інших матеріалів, демонтаж трубопроводу, кабельних ліній. Послідовний витяг затяжки, частковий випуск і оборка вугілля, породи. Збирання вугілля, породи, штибу, різного сміття з відкиданням на відстань до 3 м.

Приведення місця установки перемички в безпечний стан. При навантаженні вугілля, породи, різних матеріалів і обладнання безпосередньо у вагонетки (площадки) додається відкочування навантажених і підкочування порожніх вагонеток (площадок) на відстань до 20 м, їх зчіпка і розчеплення.

*Організація робіт з підготовки місця для зведення перемички.*

Спочатку у виробці вибирається місце зведення перемички. У цьому місці убираються лісові й інші матеріали, при необхідності демонтується трубопровід, кабельні лінії й інше обладнання. Частково або цілком розбирається затяжка, проводиться частковий випуск породи (вугілля). Місце зведення захищається від породи, вугілля, штибу, сміття. При необхідності підсилюється на-

явне кріплення або встановлюється додаткове. При навантаженні демонтованого обладнання і матеріалів безпосередньо у вагонетки (площадки) проводиться виробляється їх відкочування, зчіпка і розчеплення. Роботи виконуються відділенням ВГСЧ у повному складі.

Визначення витрати матеріалів на спорудження перемичок  $S = 12,8$  і розрахунок норми часу на зведення ізолюючих перемичок зроблене на ЕОМ і представлено в лістингах 3.1 та 3.2.

### Определение расхода материалов на сооружение различных типов перемычек

Площадь поперечного сечения выработки (вчерне), м<sup>2</sup> – 12.8  
 Качество гипса - Строительный

При этих исходных данных  
 толщина перемычки должна быть не менее 2.92 м.

#### Необходимы следующие материалы:

сухое гипсовое вяжущее	47.2 т.
доски строганные, 25-35 мм	0.86 м <sup>3</sup> .
стойки	0.36 м <sup>3</sup> .
мешковина	28.2 м <sup>2</sup> .

#### Расчет нормы времени

Время демонтажа оборудования	0.00 мин.
Время подготовки места и демонтаж оборудования	76.22 мин.
Норма времени на производство 1 м <sup>3</sup> вруба	43.25 мин.
Фактически необходимое время на возведение	394 мин.(6.6 ч.)

-----  
 Суммарное время подготовки места, демонтажа оборудования  
 возведение изоляционного сооружения 470 мин.(7,8 ч.)

Коэффициент, учитывающий видимость и температуру	0.99
Коэффициент, учитывающий угол наклона	1.00
Коэффициент, учитывающий численный состав	0.90
Коэффициент, учитывающий толщину зачистки	1.10
Коэффициент, учитывающий применение ОМ	1.00
Коэффициент, учитывающий состав атмосферы	1.00

### Определение расхода материалов на сооружение различных типов перемычек

Площадь поперечного сечения выработки (вчерне), м<sup>2</sup> – 10.5  
 Качество гипса - Строительный

При этих исходных данных  
 толщина перемычки должна быть не менее 2.92 м.

#### Необходимы следующие материалы:

сухое гипсовое вяжущее	35.3 т.
доски строганные, 25-35 мм	0.70 м <sup>3</sup> .
стойки	0.29 м <sup>3</sup> .
мешковина	23.1 м <sup>2</sup> .

#### Расчет нормы времени

Время демонтажа оборудования	0.00 мин.
Время подготовки места и демонтаж оборудования	67.38 мин.
Норма времени на производство 1 м <sup>3</sup> вруба	43.25 мин.
Фактически необходимое время на возведение	310 мин.(5.2 ч.)

-----  
 Суммарное время подготовки места, демонтажа оборудования  
 возведение изоляционного сооружения 378 мин.(6,3 ч.)

Коэффициент, учитывающий видимость и температуру	0.99
Коэффициент, учитывающий угол наклона	1.00
Коэффициент, учитывающий численный состав	0.90
Коэффициент, учитывающий толщину зачистки	1.10
Коэффициент, учитывающий применение ОМ	1.00
Коэффициент, учитывающий состав атмосферы	1.00

### 3.10. Розрахунок параметрів запуску парогазової суміші

Параметри виробок аварійної ділянки, що підлягають запуску парогазової суміші:

- 3-й західний бремсберг пл.  $h_{10} - l_1 = 630$  м,  $S = 10,4$  м<sup>2</sup>;
- вентиляційний штрек пл.  $h_{10}$  гор. 960 м –  $l_2 = 700$  м,  $S = 12,8$  м<sup>2</sup>;
- польовий штрек пл.  $h_{10}$  гор. 960 м –  $l_3 = 700$  м,  $S = 12,8$  м<sup>2</sup>.

Приймаємо генератор інертних газів ГІГ-4.

Визначаємо ефективну швидкість руху парогазової суміші по виробках:

$$U = \frac{\alpha(0,6 \cdot n \cdot q_{\Gamma} + O_{\text{вз}})}{60(l_1 S_1 + l_2 S_2 + \dots + l_n S_n)}, \text{ м/с} \quad (3.15)$$

де  $\alpha$  – загальна довжина виробок,  $\alpha = 2030$  м;

$l_1, l_2, \dots$  – довжина провітрюваних виробок ділянки, м;

$S_1, S_2, \dots$  – площі поперечного перерізу провітрюваних виробок, м<sup>2</sup>;

$n$  – число генераторів;  $n = 1$ ;

$q_{\Gamma}$  – паспортна подача одного генератора, м<sup>3</sup>/хв.

$$\alpha = 630 + 700 + 700 = 2030 \text{ м}$$

$$U = \frac{2030(0,6 \cdot 1 \cdot 600 + 480)}{60(630 \cdot 10,4 + 700 \cdot 12,8 + 700 \cdot 12,8)} = 1,16 \text{ м/с}$$

На номограмі (рис. 2) [25] за значеннями  $\alpha$  і  $U$  визначаємо час заповнення виробок парогазовою сумішшю  $\tau_n = 60$  хв.

Тому що в ізолюємії ділянці немає очисних виробок, то загальний час роботи ГІГ-4 для створення вибухобезпечної атмосфери на аварійній ділянці  $\tau = \tau_n = 60$  хв.

Визначаємо витрату палива для роботи ГІГ-4 по формулі:

$$q = 0,017 \cdot r_{\tau} \cdot n \cdot \tau, \text{ кг} \quad (3.16)$$

де  $r_{\tau}$  – паспортна витрата палива для генератора (для ГІГ-4 – 850 кг/год);

$n$  – число генераторів;

$\tau$  – час роботи генератора;

$$q = 0,017 \cdot 850 \cdot 1 \cdot 60 = 867 \text{ л}$$

Визначимо тривалість збереження інертного середовища на аварійній ділянці після вимикання генератора:

$$\tau_{\text{ин}} = \frac{(l_1 S_1 + l_2 S_2 + l_k S_k)}{Q_{\text{ут}}}, \text{ хв} \quad (3.17)$$

де  $Q_{\text{ут}}$  – витоки з ізолюваного простору, м<sup>3</sup>/хв.

При виконанні заходів щодо зниження депресії витоки з ізолюваного простору складуть:  $Q_{\text{ут}} = 113$  м<sup>3</sup>/хв. Відповідно збереження інертного середовища буде дорівнювати:

$$\tau_{\text{ин}} = \frac{24472}{113} = 216 = 3,6 \text{ години}$$

Визначаємо відстань по ходу руху парогазової суміші, на якому її температура буде перевищувати температуру повітря при нормальному режимі провітрювання не більше ніж на 20°C.

$$L_{\text{т}} = 22 \frac{n \cdot q_{\text{г}}}{\Pi}, \text{ м} \quad (3.18)$$

де  $\Pi$  – середньозважений периметр виробок, по яких рухається парогазова суміш.

$$\Pi = \frac{(l_1 \Pi_1 + l_2 \Pi_2 + l_k \Pi_k)}{\alpha}, \text{ м} \quad (3.19)$$

де  $\Pi_1, \Pi_2, \dots, \Pi_k$  – периметр виробок по яких рухається парогазова суміш, м<sup>2</sup>:

- 3-й західний бремсберг пл.  $h_{10}$  –  $\Pi_1 = 13,4$ ;
- вентиляційний штрек пл.  $h_{10}$  гор. 960 м –  $\Pi_2 = 13,7$ ;
- польовий штрек пл.  $h_{10}$  гор. 960 м –  $\Pi_3 = 13,7$ .

$$\Pi = \frac{630 \cdot 13,4 + 700 \cdot 13,7 + 700 \cdot 13,7}{2030} = 13,6 \text{ м}$$

$$\alpha_{\text{т}} = 22 \frac{1 \cdot 600}{13,6} = 970,6 \text{ м}$$



#### 4. ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

##### 4.1. Капітальні витрати на технічне переоснащення шахти

Проектом технічного переоснащення шахти передбачається підготовка нового горизонту по пл.  $h_{10}$ . При цьому робіт, зв'язаних з поглибленням діючих стволів і будівництвом об'єктів на рівні земної поверхні, проводити не потрібно. Тому капітальні витрати на проведення технічного переоснащення визначаємо на підставі розрахунку витрат на гірничі роботи й обладнання, необхідних для введення додаткової лінії очисних вибоїв.

Для підготовки пласта  $h_{10}$  до розробки необхідно провести наступні виробітки: вантажний ухил і вантажно-людський хідник загальною довжиною 2600 м; 2 штреки довжиною по 500 м; 2 штреки довжиною по 1000 м; дренажний штрек довжиною 400 м; 2 ухили довжиною 1500 м; 2 хідника довжиною 1500 м, 2 розрізні печі довжиною 190 м.

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).

Таблиця 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
<i>підземні</i>	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
<i>на поверхні</i>	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:

$$ЗП_{\text{м}} = 338000 / 476 = 710,08 \text{ грн.}$$

Середньомісячна зарплата робітника з видобутку вугілля:

$$ЗП_{\text{м}} = 1196700 / 1837 = 651,44 \text{ грн.}$$

Середньомісячна зарплата промислово-виробничого персоналу:

$$ЗП_{\text{м}} = 1390700 / 2029 = 685,41 \text{ грн.}$$

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:

$$\Phi_{\text{отд}} = \frac{A_{\text{г}}}{C_{\text{оф}}}, \text{ т/грн} \quad (6.3)$$

де  $C_{\text{оф}}$  – вартість основних фондів, грн.

$$\Phi_{\text{отд}} = \frac{1200000}{418534960} = 0,0029 \text{ т/грн}$$

Фондоємність визначається по формулі:

$$\Phi_{\text{е}} = \frac{C_{\text{оф}}}{A_{\text{г}}}, \text{ грн/т} \quad (4.4)$$

$$\Phi_{\text{е}} = \frac{418534960}{1200000} = 348,78 \text{ грн/т}$$

Фондоозброєність визначимо по формулі:

$$\Phi_{\text{в}} = \frac{C_{\text{оф}}}{\mathcal{U}_{\text{с}}}, \text{ грн/чол} \quad (4.5)$$

де  $\mathcal{U}_{\text{с}}$  – середня облікова чисельність персоналу підприємства, чол.

$$\Phi_B = \frac{418534960}{2029} = 206276 \text{ грн/чол}$$

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%

Очікуємий економічний ефект від реалізації прийнятих проектних рішень визначимо по формулі:

$$\mathcal{E} = (C_1 - C_2) \cdot A_r, \text{ тис. грн/рік} \quad (6.6)$$

де  $C_1$  і  $C_2$  – фактична й проектна собівартість товарної продукції, грн;

$A_r$  – річний обсяг виробництва продукції, тис. т.

$$\mathcal{E} = (158,63 - 128,63) \cdot 1200 = 36000 \text{ тис. грн/рік}$$

Річний прибуток підприємства, що визначається як надлишок вартості реалізованої продукції над витратами, витраченими на її виробництво:

$$П=(Ц-C_2)/A_r, \text{ тис. грн} \quad (6.7)$$

$$П=(140,00-128,63) \cdot 1200=13644 \text{ тис. грн.}$$

Визначимо строк окупності капітальних вкладень по формулі

$$T=K/П, \text{ років} \quad (6.8)$$

де  $K$  – сума капітальних вкладень на реконструкцію шахти, тис. грн.

$$T=102610/13644=7,5 \text{ років.}$$

Рівень рентабельності виробництва визначимо по формулі

$$Y_p = \frac{П \cdot 100}{C_{\text{оф}}}, \% \quad (6.9)$$

$$Y_p = \frac{13644 \cdot 100}{418534,96} = 3,3\%$$

## СПИСОК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

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 повы-

шения 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. Клюев, 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., Клюев 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. Булат А.Ф., Усаченко В.Б. Анкерные стяжные крепи для большепролетных камер, сооружаемых в толщах эвапоритов // Проблемы и перспективы освоения подземного пространства крупных городов. - Днепропетровск: РИК НГАУ. - 1998. - № 1. - С. 179-183.

36. А.с. 912945 СССР, МКИ Е 21 D 11/14. Опорная рамно-анкерная крепь / М.П. Зборщик, А.Ф. Морозов (СССР). - № 2850684/22-03; Заявл. 13.12.79; Оpubл. 15.03.82, Бюл. № 10.

37. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. - Санкт-Петербург: ВНИМИ, 1991. - 125с.

38. 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.

39. 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 Ладодо ДГМИ, 2000. – С. 61-66.