

**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 переходу геологічного порушення  
комплексно механізованою лавою»**

**Виконала** студент групи ГІР-18дм Стратулат Б.В.  
(підпис)

**Керівник** Діденко М.О.  
(підпис)

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

**Рецензент**  
(підпис) \_\_\_\_\_

Севєродонецьк 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**

**Стратулату Богдану Володимировичу**

1. Тема роботи: Обґрунтування технологічних параметрів побудови вугільної шахти в заданих гірничо-геологічних умовах з детальною розробкою основного питання: «Розробка заходів щодо переходу геологічного порушення комплексно механізованою лавою»

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

2. Строк подання студентом роботи: 10.01.20 р.

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

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

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

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

## 6. Консультанти розділів:

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

## 7. Дата видачі завдання 07.10.19

**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

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

Студент

\_\_\_\_\_

Стратулат Б.В.

Керівник проекту

\_\_\_\_\_

Діденко М.О.

### Анотація

*Дипломний проект:* 148 стор., 26 табл., 12 рис., 23 джерел.

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

*Мета розробки проекту:* вибір способу підготовки та технологічної схеми ведення очисних робіт по пл.  $l_1$ , пл.  $l_2$  та пл.  $l_6$ , вибір і обґрунтування способів охорони і підтримки підготовчих виробок, розробка заходів щодо переходу через геологічне порушення розривного типу очисним вибоєм, обладнаним механізованим комплексом без його перемонтажу, розрахунок показників економічної ефективності виробництва.

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

В проекті надано прогноз гірничо-геологічних умов розробки пл.  $l_1$ , пл.  $l_2$  та пл.  $l_6$ . Описані межі шахти, підраховані запаси шахтного поля, визначена проектна виробнича потужність блоку та планові навантаження на розроблювані пласти. Детально розглянуті такі питання: розкриття і підготовки шахтного поля, технологічна схема розробки пластів, вибір та обґрунтування параметрів підтримки підготовчих виробок, розробка заходів щодо ведення аварійно-рятувальних робіт. У дипломному проекті передбачається застосування погоризонтної підготовки шахтного поля, в очисних вибоях – застосування механізованого комплексу МКД-90, у підготовчих виробітках – застосування комбайного способу проведення за допомогою комбайну КСП-32.

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

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

## Зміст

Вступ	6
1. Геологічна частина проекту	7
1.1 Геологія родовища	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля	12
2. Технологічна частина проекту	18
2.1 Розробка основних напрямків технічного переоснащення шахти	18
2.2 Технологічні схеми очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи	18
2.3 Розкриття, підготовка та системи розробки вугільних пластів	22
2.4 Паспорт виїмкової ділянки, проведення і кріплення підземних виробок	30
2.5 Магістральний транспорт	82
2.6 Провітрювання шахти	83
2.7 Стаціонарні установки	93
2.8 Технологічний комплекс поверхні шахти	110
2.9 Охорона праці	112
2.10 Охорона навколишнього середовища	120
2.11 Заходи цивільної оборони	125
3. Основна частина проекту. Підвищення якості вугілля, що видобувається	130
3.1 Характеристика геологічних порушень	130
3.2 Розташування вибою лави відносно геологічного порушення та технологія ведення робіт при розвороті вибою в плоскості пласта	131
3.3 Параметри та показники схеми розвороту	132
3.4 Визначення добового навантаження на лаву	133
4. Техніко-економічна частина проекту	135
4.1 Капітальні витрати на технічне оснащення шахти	135
4.2 Економічна ефективність виробництва	136
4.4 Ефективність інвестиційного проекту	141
Висновок	142
Список літератури	147

## Вступ

Основними рисами сучасного стану гірничодобувної промисловості, як однієї з ведучих галузей народного господарства, є її величезні виробничі потужності і високий науково-технічний рівень виробництва.

У цих умовах різко зростають вимоги до якнайшвидшого впровадження в промисловість новітніх досягнень науки і техніки, до удосконалювання планування, організації і методиці виконання робіт.

Одним з важливих ланок комплексу гірничодобувного підприємства, як у період його будівництва, так і експлуатації є маркшейдерська служба. Методи і результати маркшейдерських робіт широко використовуються при розвідки родовищ, будівництві метрополітенів, тунелів і інших споруджень.

У зв'язку зі створінням автоматизованих систем керування маркшейдерська служба одержала можливість використовувати ЕОМ.

Під маркшейдерським забезпеченням геологорозвідувальних і гірських робіт варто розуміти маркшейдерську геометричну основу і документацію для рішення відповідальних інженерних задач на гірському підприємстві і виконання оперативних виробничих робіт.

До основних інженерних задач, що вимагають, маркшейдерського забезпечення відносяться:

- створення інженерних проектів і реалізація їх у виробництві;
- проведення виробок і безпечно виконання гірських робіт відповідно до проектних рішень і гірничогеологічних умов;
- перспективне і поточне планування гірських робіт;
- оперативний підрахунок запасів корисної копалини, що забезпечує повноту витягу запасів з надр і необхідна кількість сировини, що добувається;
- охорона покладів корисної копалини, гірничих виробок і споруджень, а також природних об'єктів.

## 1. Геологічна будова шахтного поля

### 1.1. Загальні відомості про шахту

Шахта розташована у Луганському геолого-промисловому районі Донбасу, на території Луганської області. В районі шахти є розвинута мережа залізниць, автомобільних доріг місцевого і державного призначення – Кишинів-Волгоград.

Джерелом водопостачання служить водопровід діаметром 500 мм ПО «Луганськводпром»

Шахта розташована в районі, електропостачання якого забезпечує Луганська філія ТОВ «Луганське енергетичне об'єднання». Електропостачання шахти здійснюється від ПС 35/6кВ, розташованої на центральній промплощадці шахти.

Після збагачення на ЦЗФ вугілля використовується у теплоенергетичних цілях.

## 1.2 Геологічна будова шахтного поля

### 1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові поля шахти приймають участь відкладення кам'яновугільного і крейдяного, а також палеогенового і четвертного періодів. Кам'яновугільні відкладення представлені свитами середнього карбону – С<sub>2</sub><sup>6</sup>. Літологічно кам'яновугільні відкладення характеризуються чергуванням пісковиків, аргілітів, алевролітів, прослоєв вапняка і кам'яного вугілля.

Літолого–стратиграфічна характеристика кам'яновугільних відкладень наведена в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого–стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Світа	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркі- руючі гори- зонти
		Піс- ко- вик, м/%	алевроліт м/%	аргіліт м/%	вапняк м/%	вугілля м/%		
С <sub>2</sub> <sup>6</sup>	262	47,0	112,0	88,3	7,2	7,5	l <sub>6</sub> <sup>H</sup>	L <sub>1</sub> , L <sub>2</sub> L <sub>3</sub>
		17,9	42,8	33,7	2,7	2,9	l <sub>1</sub>	L <sub>4</sub> L <sub>5</sub> L <sub>6</sub>
							l <sub>2</sub>	L <sub>7</sub>

### 1.2.2 Тектоніка

Розривна тектоніка родовища представлена диз'юнктивами, які є переважно, природними межами шахтного поля. До них відносяться насуви:

№2 є північною межею шахтного поля, площина зміщувача його падає в південно-східному напрямі під кутом 30-60 градусів, амплітуда зсуву досягає 20 м.

Насув Північний обмежує поле в його південній частині. Він характеризується субширотним простяганням. Падіння зміщувача північне, кути падіння біля виходу на поверхню карбону 70-75 градусів, з переходом в донну частину улоговини зменшуються до 30-15 градусів. Стратиграфічна амплітуда зсуву складає 20-80 м.

В межах шахтного поля виявлен також супутник Північного насува (насув № 7), який має субширотне простягання, північне падіння і амплітуду не більше 5-10м.

Таким чином, шахтне поле характеризується відносно сприятливими тектонічними умовами.



### 1.2.3. Вугленосність

Загальна характеристика вугленосності наведена в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пластів, м		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	Від - до середня	Від - до середня			
$l_1$	$\frac{0,64-1,6}{0,91}$	$\frac{0,63-1,55}{0,86}$	$\frac{35}{100}$	проста	Відносно-витриманий
$l_2$	$\frac{0,60-1,05}{0,73}$	$\frac{0,52-0,90}{0,69}$		складна	Відносно-витриманий
$l_6^H$	$\frac{1,3-1,98}{1,60}$	$\frac{1,12-1,69}{1,47}$		складна	Витриманий

### 1.2.4. Якість вугілля

Вугільні пласти шахтного поля відносяться до газових (Г). Характеристика їх наведена в таблиці 1.4. Ступінь збагачування по вивчених пластах легка та середня.

Таблиця 1.4 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показника якості					
	Зольність $A^{daf} \%$	Вологість $W_{tr} \%$	Сірчаність $Std \%$	Вихід летючих речовин $V_{daf} \%$	Віща теплотворна спроможність $Q_{sdaf}, \text{ккал/кг}$	Мазкі вугілля
$l_1$	13.0	9.4	3.7	41.5	7993	Г
$l_2$	12.4	8.7	2.9	40.0	7974	Г
$l_6$	13,0	7,4	3,3	40,6	7877	Г

### 1.2.5. Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних, палеогенових, верхньокрейдяних і кам'яновугільних відкладень.

В обводненні гірських виробок в основному беруть участь води кам'яновугільних відкладень. В обводненні пласта  $l_1$  бере участь пісковик  $l_1S_1L_2$ , що залягає в покрівлі потужністю від 3.5 до 18.20 м.

В обводненні пласта  $l_2$  бере участь пісковик  $l_2S_1L_2$ , що залягає в покрівлі потужністю від 4 до 13,6 м.

По пласту  $l_6$  в обводненні виробок братимуть участь водоносні горизонти, приурочені до вапняка  $l_6SL_7$ . Вапняк  $L_7$  обводнюватиме виробки після обвалення покрівлі. В очисних вибоях спостерігатиметься капіж і струмені з притоком до  $10 \text{ м}^3/\text{г}$ . В похилих підготовчих виробках можливо надходження води з пісковіку основної підшови пласта до  $5 \text{ м}^3/\text{г}$ . Відведення шахтних вод, здійснюється в річку Біла. Передбачається обеззаражування шахтної води перед скиданням в гідрографічну сіть на бактерицидній установці «Водограй-100С».

Після відстоювання шахтної води у відстійнику і її обеззаражування передбачається і використання даної води на зрошування і пожежегасіння в гірничих виробках та на центральній промплощадці.

Мінералізація шахтних вод при повній відробці запасів очікується по рядка  $4,3\text{-}5,2 \text{ г}/\text{дм}^3$ . Потрібне очищення води.

Шахтні води по своєму складу хлоридно-сульфатно-натрієві і сульфатно-хлоридно-натрієві,  $\text{pH}=7,3.8$ , загальна жорсткість до  $20.25 \text{ мг}/\text{дм}^3$ .

В технічному відношенні води вспінюючі, корозуючі, володіють сульфатною агресивністю по відношенню до нессульфатостійких бетонів, по відношенню до сталевих конструкцій – середньо агресивні.

Середньорічна притока води в шахту складає  $Q_{\text{норм}} - 226 \text{ м}^3/\text{год}$ ;  
 $Q_{\text{макс}} - 240 \text{ м}^3/\text{год}$ .

### 1.2.6. Гірничо-геологічні умови

Гірничо-геологічні умови розробки вугільних пластів складні, у зв'язку з нестійкими і дуже нестійкими вміщуючими породами. При потужності до 0,5 м аргіліти і алевроліти характеризуються як дуже нестійкі, здатні утворювати «помилкову» покрівлю і ґрунт. За даними «Геологічного звіту про детальну розвідку кам'яного вугілля на ділянці Сутоган Пологий 1-2.» після посадки покрівлі пласта  $L_6$  або після її обвалення до вапняку  $L_7$  можливі прориви води з дебітом до 150 м<sup>3</sup>/г, тривалістю 2-3 дні, а також можливий прорив в місцях флексурних перегинів в зоні підвищеної тріщинуватості з первинною притокою до 150 м<sup>3</sup>/г.

Проходження гірничих вироблень з підривакою порід покрівлі і підшви вугільних пластів здійснюватиметься в силікозонебезпечних умовах.

Природна метаносність вугільних пластів не перевищує 10 м<sup>3</sup>/т с.б.м. Шахта віднесена до свержкатегорійних по метану. Середня абсолютна метаносність складає 19,01 м<sup>3</sup>/хв. Газоносність вміщуючих порід незначна, в зонах впливу тектонічних порушень досягає 0,3 м<sup>3</sup>/т порід.

Випадків суфлярних виділень метану не зареєстровано.

Вугільні пласти і пісковики в межах поля шахти не викидонебезпечні, вугілля не схильне до самозагорання, не небезпечні по гірських ударах. Вугільний пил всіх пластів вибухонебезпечний.

По ступеню метаморфізму, вугілля пластів відноситься до газових.

Проходження гірничих виробок з підривкою порід покрівлі і підшви вугільних пластів здійснюватиметься в силікозонебезпечних умовах.

Геотермічний градієнт на глибинах 500-1000 м в середньому складає 2,0 °С на 100 м, геотермічний ступінь – 50 м<sup>0</sup>/°С. Температура порід +26 °С наголошується на відмітці мінус 600 м. З цих глибин необхідні заходи з охолодження та кондиціонування повітря

Таким чином можна зробити висновок, що по геологічній будові, витриманості, потужності і морфології вугільних пластів родовище віднесено до II групи складності.

### 1.3 Границі й запаси шахтного поля

Межі по доробці пластів  $l_1, l_2, l_6$ :

Прийняти слідуєчі межі:

по пл.  $l_1$  – нижня межа – ізогипса -835м;

верхня межа- продольне тектонічне порушення по ізогіпсі -650м, що складає відстань по падінню – 3000м, по простиланню – 4500м.

По пл.  $l_2$  – нижня межа – ізогіпса -800м;

верхня межа - продольне тектонічне порушення по ізогіпсі -600м, що складає відстань по падінню – 2950м, по простиланню – 4500м.

По пл.  $l_6$  – у зв'язку з тим, що центральна частина пласта відпрацьована західними та східними лавами з горизонту ізогіпси -634м до горизонту ізогіпси -500м, згідно з цим запаси будуть вийматися від ізогіпси -634м до ізогіпси -700м та від ізогіпси -500м до продольного порушення.

Для підрахунку запасів по пласту  $l_6$  розбиваємо на декілька блоків. У межах вказаних меж не всі пласти мають видержану потужність, кут падіння пластів змінюється від  $0^0$  до  $17^0$ . Ділянка по пласту  $l_6$ , що знаходиться проміж Білоріченськом північним надвігом та межею розшарування пласта нами віднесена до забалансових із-за складності структури пласта, де нижня пачка вугілля досягає мінімальної потужності 0,6м.

Підлік запасів проводимо по середньому арифметичному використовуючи формулу:

$$Q_{\text{ср.ар.}} = (S_{\Gamma} / \cos \delta_{\text{ср.}}) \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (1.1.)$$

де  $S_{\Gamma}$  – горизонтальна площа залишившихся балансових запасів,  $\text{м}^2$ ;

$\delta_{\text{ср.}}$  - середній кут падіння пласта, градус;

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

$\gamma$  - середнє значення об'ємної маси вугілля,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

Результати підрахунку запасів по вказаним пластам зводимо у таблицю 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{пох.}}$ $\text{м}^2$	$m_{\text{ср.н.}}$ м	$\gamma$ $\text{т}/\text{м}^3$	Q т	Помітки
Балансові запаси					
$l_1$	13500000	0,91	1,36	16707600	
$l_2$	13275000	0,73	1,36	13179420	
$l_6$	Бл,1	12965000	1,6	1,36	28211840
	Бл,2	2250000	1,48	1,36	4528800
	Бл,3	2214000	1,5	1,36	4516560
$l_6$	Бл,4	4095000	1,55	1,36	8632260
			Разом:	$\Sigma 75776480$	
Забалансові запаси					
$l_6$	3850000	0,68	1,36	3560480	
			Разом:	3560480	
Усього геологічних запасів:				$\Sigma 79336960$	

$S_{\text{пох.}}$  – похила площа залишившихся запасів по пластам.

Розрахуємо промислові запаси шахти:

$$Q_{\text{пр.}} = Q_{\text{бал.}} - \sum (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ тис. т.} \quad (1.2.)$$

де  $\Pi_1$  – втрати у целіках під вентиляційні стовбури та свердловини, т.

по пл. $l_1$ : 
$$\Pi_{111} = S_{\text{ц.}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (1.3.)$$

де  $S_{\text{ц.}}$  – площа целіка у плоскості пласта,  $\text{м}^2$

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

$\gamma$  - середнє значення об'ємної маси вугілля,  $\text{т}/\text{м}^3$ .

$$S_{\text{ц.}} = (650 \cdot 650) + (420 \cdot 420) = 598900 \text{ м}^2$$

$$\Pi_{111} = 598900 \cdot 0.91 \cdot 1.36 = 741198.6 \text{ т.}$$

пл.  $l_2$ : 
$$\Pi_{112} = S_{\text{ц.}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (1.4.)$$

$$S_{\text{ц.}} = (625 \cdot 625) + (410 \cdot 410) = 558725 \text{ м}^2$$

$$\Pi_{112} = 558725 \cdot 0.73 \cdot 1.36 = 554702.2 \text{ т.}$$

пл. $l_6$ : 
$$\Pi_{113} = S_{\text{ц.}} \cdot m_{\text{ср.н.}} \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (1.5.)$$

$$S_{\text{ц.}} = (600 \cdot 600) + (400 \cdot 400) = 520000 \text{ м}^2$$

$$\Pi_{116} = 520000 \cdot 1.6 \cdot 1.36 = 1131520 \text{ т.}$$

$$\Pi_1 = \Pi_{111} + \Pi_{112} + \Pi_{116}, \text{ т.} \quad (1.6.)$$

$$\Pi_1 = 741198.6 + 554702.2 + 1131520 = 2427420.8 \text{ т.}$$

$\Pi_2$  – втрати у бар'єрних целіках;

$$P_2 = l \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т.} \quad (1.7.)$$

де  $l$  – довжина целіка у плоскості пласта, м ( $l=2300\text{м}$ );

$d$  – ширина целіка, вираховується за формулою

$$d = 5 \text{ м} + 0.05H + 0.002L, \text{ м (але не менш 20м),}$$

де  $m$  – виймальна нормальна потужність пласта, м;

$L$  – довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура до целіка, м.

$H$  – глибина целіка від земної поверхні

$$d_1 = 5 \cdot 0.91 + 0.05 \cdot 780 + 0.002 \cdot 2650 = 48.85 \text{ м}$$

$$d_2 = 5 \cdot 0.73 + 0.05 \cdot 750 + 0.002 \cdot 2680 = 46.51 \text{ м}$$

$$d_3 = 5 \cdot 1.6 + 0.05 \cdot 650 + 0.002 \cdot 2700 = 45.9 \text{ м}$$

У зв'язку з тим, що по проекту між шахтами залишен целік шириною 55 – 70м бар'єрний цілик на заході не розраховується в цьому дипломному проекті. На сході технічна межа проходить по вільній ділянці, яка перспективі буде відпрацьована шахтою, у зв'язку з цим по усім з пластам залишимо бар'єрні цілики.

Розрахунки зведемо у таблицю 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
$l_1$	0.91	780	2000	48.85	2650	1.36	128885.84
$l_2$	0.73	750	2000	46.51	2680	1.36	92350.27
$l_6$	1.6	650	2000	45.9	2700	1.36	199756.8
Разом:						$\Sigma 420992.91 \text{ т}$	

Визначимо проектні втрати по геологічним та горно-геологічним ознакам усіх робочих пластів за формулою, т:

$$P_3 = d \cdot l \cdot m \cdot \gamma, \text{ т,} \quad (1.8.)$$

де  $d$  – ширина зони розлому або підвищеної тріщинуватості і обводненості уздовж тектонічного порушення, м;

$l_n$  – довжина тектонічного порушення, м;

$m$  – середня нормальна виймальна потужність пласта, м;

$\gamma$  – середнє значення об'ємної маси вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Розрахунки зведемо у таблицю 1.7.

Таблиця 1.7 – Розрахунок проектних втрат у геологічних порушень.

Індекс пласта	$d_h$ , м	$l_H$ , м	$m$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	$\Pi_2$ , т
$l_1$	43	5800	0.91	1.36	308657,44
$l_2$	40	5760	0.73	1.36	228741,12
$l_6$	40	4500	1.6	1.36	391680
Разом:					$\Sigma 929078,56$ т

Визначимо проектні експлуатаційні втрати:

$$\Pi_4 = \{ Q_{\text{бал.}} - \sum(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3) \} \cdot C, \text{ т,} \quad (1.9.)$$

де  $C$  – коефіцієнт експлуатаційних втрат, приймаємо  $C=0,05$

$$\Pi_4 = \{ 75776480 - \sum (2427420.8 + 420992.91 + 929078,56) \} \cdot 0,05 = 3693750,4 \text{ т.}$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\sum \Pi = (\sum(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4) / Q_{\text{бал.}}) \cdot 100\% \leq 15\% \quad (1.10.)$$

$$\sum \Pi = (\sum(2427420.8 + 420992.91 + 929078,56 + 3693750,4) / 75776480) \cdot 100\% = 9.8\% \leq 15\%$$

$$Q_{\text{пр.}} = 75776480 - \sum (2427420.8 + 420992.91 + 929078,56 + 3693750,4) = 68305,23 \text{ тис. т.}$$

M1:5000

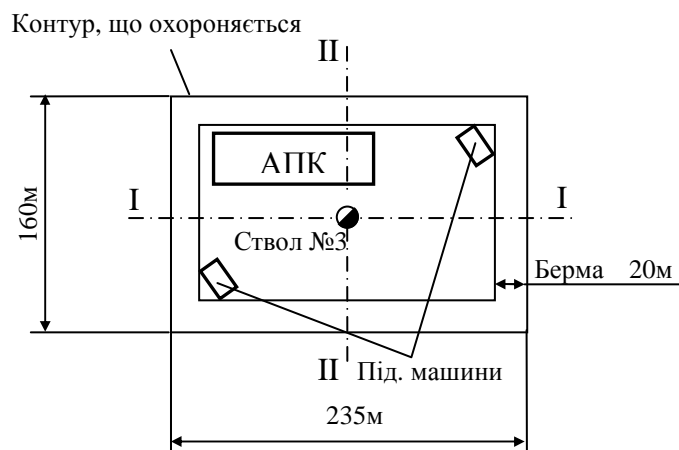


Рисунок 1.1 – Схема побудови контуру, що охороняється, під промисловий майданчик шахти

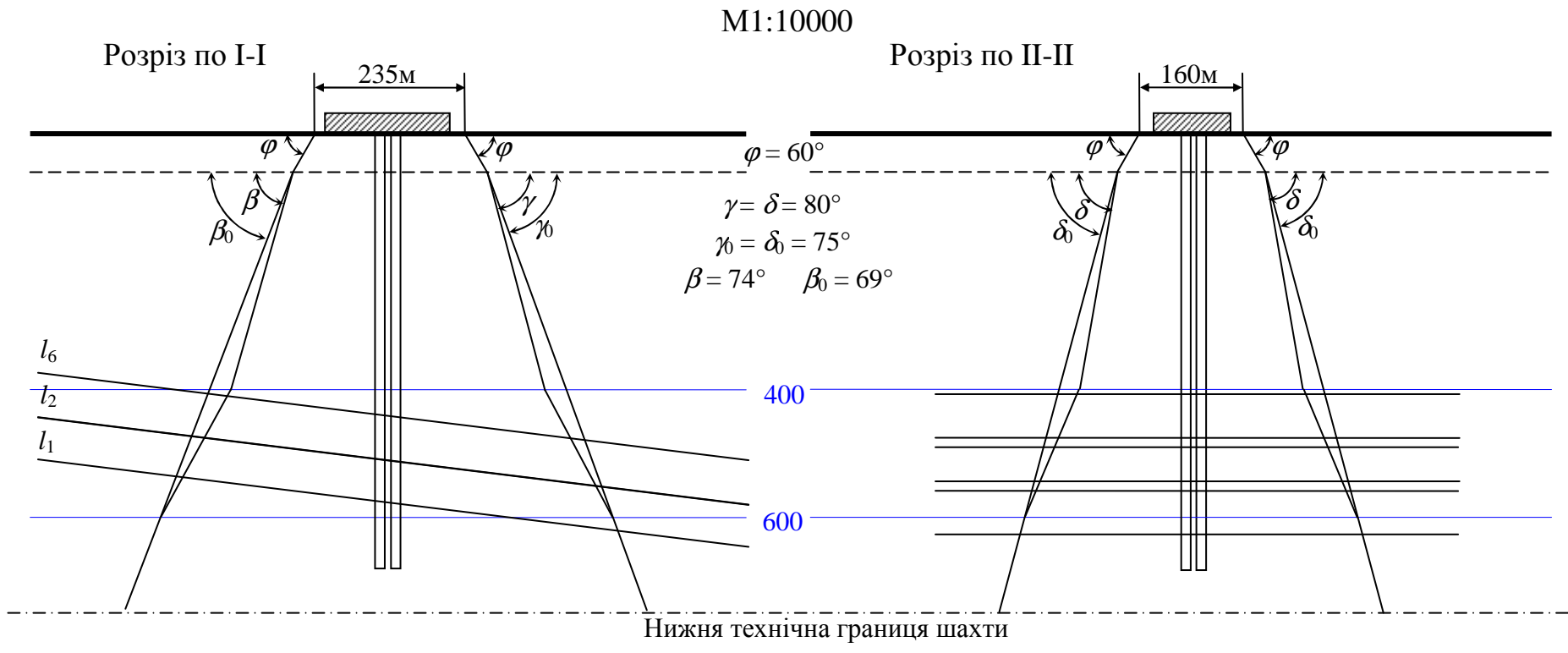


Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти



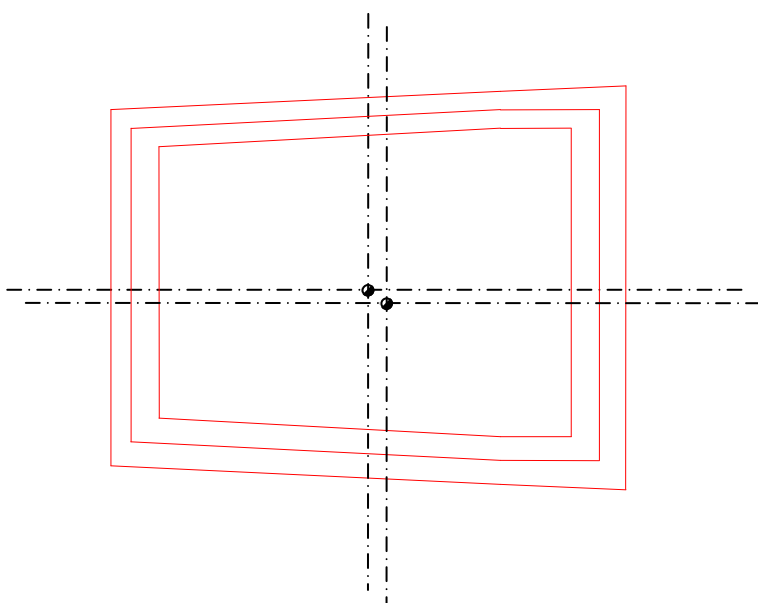


Рисунок 1.2 – Побудова запобіжного цілика для охорони промислового майданчика шахти

## 2. Технологічна частина проекту

### 2.1. Розробка основних напрямків проекту

Задачі по відробці запасів шахтного поля:

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

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

Виходячи з гірничо-геологічних умов залягання пластів, їхньої кількості і проведеного вище аналізу приймаємо до одночасної відробки один пласт  $l_6$ . Для ведення очисних робіт по пласті  $l_6$  приймаємо типову технологічну схему №5 [4]. Виймку вугілля передбачається робити механізованим комплексом ЗКД-90. До складу комплексу входять: механізоване кріплення ЗКД-90, комбайн РКУ13-04, скребковий конвеєр СП-326. Вугілля з лави навантажуються на скребковий конвеєр, а потім на стрічковий конвеєр 1Л100.

Визначимо добове навантаження на очисний вибій пласта  $l_6$  по опору вугілля різанню, організаційному та газовому факторам.

Навантаження на лаву по опору вугілля різанню визначається по формулі [6]:

$$A_d = 60 \cdot Q_T \cdot k_M \cdot T' \cdot 0,8, \text{т/доб} \quad (2.1)$$

де  $Q_T$  – теоретична продуктивність комбайна, т/хв.;

$k_M$  – коефіцієнт машинного часу;

$T'$  – прийнятий час роботи лави по видобутку вугілля, год;

0,8 – коефіцієнт, що враховує зниження стійкої роботи комбайна.

Коефіцієнт машинного часу приймаємо рівним  $k_M=0,55$ .

$$A_d=60 \cdot 8 \cdot 0,55 \cdot 15 \cdot 0,8=3168 \text{ т/добу.}$$

Відповідно до проведених розрахунків навантажень на ЕОМ (листінг 1,2) навантаження на очисний вибій по організаційно технічному фактору на комплексно механізований очисний вибій робимо по формулі (2.2).

$$A = \frac{n \cdot [T - (T_{nz} + T_n + T_o)] R_n \cdot L \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c}{L_M \left( \frac{1}{V_p} + t_\epsilon \right) + t}, \text{т/добу} \quad (2.2)$$

де  $n$  – число змін по видобутку вугілля за добу;

$T$  – тривалість зміни, хв;

$T_{nz}$  – час на підготовчо-завершальні операції, хв;

$T_n$  – загальний час враховуючих технічних перерв і організаційно технічних простоїв за зміну, хв;

$T_\epsilon$  – час на відпочинок, хв;

$R_n$  – коефіцієнт надійності механізованого комплексу і засобів транспорту на виймальному штреку;

$$R_n = \frac{1}{1 + \left( \frac{1}{R_k} - 1 \right) + \left( \frac{1}{R_{kp}} - 1 \right) + \left( \frac{1}{R_{kl}} - 1 \right) + \left( \frac{1}{R_n} - 1 \right) + n_{\kappa} \left( \frac{1}{R_{ck}} - 1 \right)} \quad (2.3)$$

де  $R_k$  – коефіцієнт готовності комбайна;

$R_{kp}$  – коефіцієнт готовності механізованого кріплення;

$R_{kl}$  – коефіцієнт готовності конвеєра лави;

$R_n$  – коефіцієнт готовності кріпи сполучення з перевантажником;

$n_{\kappa}$  – число конвеєрів на транспортній виробці;

$R_{kc}$  – коефіцієнт готовності стрічкового конвеєра на транспортному виробці;

$$R_n = \frac{1}{1 + \left( \frac{1}{0.94} - 1 \right) + \left( \frac{1}{0.93} - 1 \right) + \left( \frac{1}{0.94} - 1 \right) + \left( \frac{1}{0.94} - 1 \right) + 2 \cdot \left( \frac{1}{0.97} - 1 \right)} = 0.76$$

$L$  – довжина лави, м;

$r$  – ширина захоплення виконавчого органу виймальної машини, м;

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

$m$  – потужність пласта, м;

$C$  – коефіцієнт виймання вугілля у лаві;

$L_m$  – довжина машинної частини лави, м;

$V_p$  – робоча швидкість подачі комбайна, м/хв;

$t_6$  – час на допоміжні операції, віднесені до 1м довжині машинній частині лави, хв;

$t$  – тривалість кінцевих операцій, хв;

$$A = \frac{3 \cdot [360 - (18 + 10 + 15)] \cdot 0,76 \cdot 335 \cdot 1,6 \cdot 0,63 \cdot 1,3 \cdot 0,97}{335 \cdot \left(\frac{1}{2} + 0,1\right) + 60} = 1193 \text{ т/добу}$$

Максимально припустиме навантаження на лаву по газовому фактору розраховуються по формулі [7]:

$$A_{\max} = A_p \cdot \bar{I}_p^{-1,67} \cdot \left[ \frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу} \quad (2.4)$$

де  $C$  – припустима згідно ПБ концентрація метану у вихідній з очисної виробки вентиляційному струмені,  $C=1\%$ ;

$C_o$  – концентрація газу у вентиляційному струмі, що надходить на виймальну дільницю,  $C_o=0,05\%$ ;

$A_p$  – розрахункове навантаження на очисний вибій, т/добу;

$\bar{I}_p$  – середнє абсолютне метановиділення з очисної виробки, м<sup>3</sup>/хв, ( $\bar{I}_p=2,09$  м<sup>3</sup>/хв – пункт 2.4).

$Q_p$  – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розведення метану до припустимих ПБ норм, і розрахована по формулах табл. 7.1 [7]:

$$Q_p = Q_{\text{оч.макс}} \cdot k_{\text{вт.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч.мін}} \cdot V_{\text{макс}} \cdot k_{\text{оз}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.5)$$

де  $S_{\text{оч.мін}}$  – площа поперечного перерізу очисного вибою, м<sup>2</sup>;

$V_{\text{макс}}$  – максимально припустима швидкість руху повітря, м/с;

$k_{\text{оз}}$  – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір;

$$Q_p = 60 \cdot 4,3 \cdot 4,0 \cdot 1,2 = 1238 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Максимальне припустиме навантаження на лаву по газовому фактору дорівнює:

$$A_{\max} = 3168 \cdot 2,09^{-1,67} \cdot \left[ \frac{1238 \cdot (1-0,05)}{194} \right]^{1,93} = 28695 \text{ т/добу}$$

Для подальших розрахунків приймаємо максимальне з розрахованих вище навантажень  $A_0=3168$  т/добу.

Згідно стандартного параметричного ряду промислових потужностей, річну виробничу потужність шахти приймаємо рівної  $A_{ш.р}=750$  тис. т. тобто необхідне добове навантаження шахти складе 2500 т/добу.

Розрахунковий термін служби шахти дорівнює:

$$T_p = \frac{Z_{np}}{A_{ш.р}}, \text{ років} \quad (2.6)$$

$$T_p = \frac{68305,23}{750} = 91 \text{ рік}$$

Враховуючи час на розвиток  $t_{раз}$  і загасання  $t_{зат}$  видобутку, повний термін служби шахти складе:

$$T_{п} = T_p + t_{раз} + t_{зат}, \text{ років} \quad (2.7)$$

$$T_{п} = 91 + 2 + 2 = 95 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти й дільниць приймаємо наступний:

кількість робочих днів у році – 300;

кількість робочих днів у місяці – 25;

тривалість зміни для підземних робітників – 6 годин;

тривалість робочого дня для поверхневих робітників – 8 годин;

режим роботи дільниць – чотирьохзмінний;

кількість змін по видобутку вугілля – 3;

кількість змін по ремонту – 1.

## 2.3 Розкриття, підготовка та система розробки вугільних пластів

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

Від правильного вибору схеми і способу підготовки залежить своєчасна задача в експлуатацію лінії очисних вибоїв, ступінь концентрації гірничого господарства і взаємозв'язок очисних і підготовчих робіт, підземного транспорту й вентиляції.

Виходячи з гірничо-геологічних умов залягання вугільного пласта, вибір засобу підготовки та системи розробки шахтного поля виконуємо засобом техніко – економічного порівняння варіантів.

Породи покрівлі пласта  $l_6$  стійкі, а породи ґрунту не схильні до інтенсивного здійснення, тому застосовуємо підготовку пласта  $l_6$  до виїмки пластівими виробками.

Визначаємо основні параметри підготовки.

Довжину діючої лінії очисних вибоїв знаходимо по формулі [6]:

$$h_d = \frac{A_r \cdot k_{оч} \cdot k_v}{V_{д,р} \cdot \sum p' \cdot c}, \text{ м} \quad (2.8)$$

де  $A_r$  – річна виробнича потужність шахти, т;

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

$k_v$  – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв у загальношахтному видобутку;

$V_{д,р}$  – річне посування діючої лінії очисних вибоїв по шахті, м/рік;

$\sum p'$  – сумарна продуктивність одночасно видобуваємих пластів, т/м<sup>2</sup>;

$c$  – коефіцієнт виймання вугілля у лаві.

Річне посування діючої лінії очисних вибоїв обчислюється по формулі:

$$V_{д,р} = V_d \cdot N \cdot k, \text{ м/рік} \quad (2.9)$$

де  $V_d$  – добове посування очисного вибою, м/добу;

$N$  – число робочих днів за рік;

$k$  – коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов на ритмічність роботи лави.

Добове посування очисного вибою обчислюється по формулі

$$V_d = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{м/добу} \quad (2.10)$$

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

$n_{\text{ц}}$  – кількість циклів по виїмці вугілля за добу.

$$V_d = 0,63 \cdot 6 = 3,8 \text{ м/добу}$$

$$V_{d,p} = 3,8 \cdot 300 \cdot 0,92 = 883,2 \text{ м/рік}$$

Продуктивність видобуваного пласта визначається по формулі

$$p = m \cdot \gamma_{\text{сп}}, \text{т/м}^2 \quad (2.11)$$

де  $m$  – потужність пласта, м;

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

$$p = 1,6 \cdot 1,3 = 2,1 \text{ т/м}^3$$

Довжина діючої лінії очисних вибоїв дорівнює:

$$h_d = \frac{750000 \cdot 1 \cdot 0,9}{883,2 \cdot 2,1 \cdot 0,97} = 335 \text{ м}$$

Приймаємо 1 діючу лаву довжиною 335 м. Згідно "Правил технічної

експлуатації ..." приймаємо одну резервну діючу лаву довжиною 335 м. Загальне число лав по шахті складе  $\Sigma n_{заг}=2$ , а довжина загальної лінії очисних вибоїв дорівнює:

$$h_{заг} = \Sigma n_{заг} \cdot l_{л}, \text{ м} \quad (2.12)$$

$$h_{заг} = 2 \cdot 335 = 670 \text{ м}$$

Визначаємо максимально можливу річну продуктивність шахти, враховуючи одночасну працю діючої та резервної діючої лави

$$A_{ш.р(max)} = \Sigma h_{заг} \cdot V_{д.р} \cdot p \cdot C, \text{ т/рік} \quad (2.13)$$

$$A_{ш.р(max)} = 670 \cdot 883,2 \cdot 2,1 \cdot 0,97 = 1205382,5, \text{ т/рік}$$

Коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти по очисних роботах складе:

$$k_{рез(\phi)} = \frac{A_{ш.р(max)}}{A_{ш.р}} \quad (2.14)$$

$$k_{рез(\phi)} = \frac{1205382,5}{750000} = 1,6$$

Виходячи з гірничо-геологічних умов і вищенаведених розрахунків, приймаємо до одночасного відпрацьовування одну панель, у якій буде розташовано 1 лава.

Розмір панелі по простяганню дорівнює 3960 м [8]. Час відпрацьовування ярусу буде дорівнюватиме:

$$t_{від} = S_{кр.н} / L_o, \text{ міс} \quad (2.15)$$



де  $S_{кр.п}$  – розмір крила панелі по простяганню, м;  
 $L_0$  – місячне посування очисного вибою, м/міс.

$$T_{від} = 3960/80 = 49,5 \text{ міс}$$

Час на підготовку ярусу складе:

$$t_{нід} = t_{я.ш} + t_{р.п} + t_m + t_{рез}, \text{ міс} \quad (2.16)$$

де  $t_{я.ш}$  – час на проведення ярусного штреку міс;

$$t_{я.ш} = S_{к.п} / V_{я.ш}, \text{ міс} \quad (2.17)$$

$V_{я.ш}$  – швидкість проведення ярусного штреку, м/міс;

$$t_{я.ш} = 3960/150 = 26,4 \text{ міс}$$

$t_{р.п}$  – час на проведення розрізної печі, міс;

$$t_{р.п} = l_l / V_{р.п}, \text{ міс} \quad (2.18)$$

$l_l$  – довжина лави, м;

$V_{р.п}$  – швидкість проведення розрізної печі, м/міс.

$$t_{р.п} = 335/150 = 2,2 \text{ міс}$$

$t_m$  – час на монтаж комплексу, приймаємо  $t_m = 1,5$  міс;

$t_{рез}$  – час на резерв, приймаємо  $t_{рез} = 1,0$  міс.

$$t_{\text{нiо}}=26,4+2,2+1,5+1,0=31,1 \text{ мiс}$$

Як видно з проведених обчислень час на відпрацьовування верхнього ярусу менше часу підготовки нижнього на 5 місяців. Отже, до початку робіт у верхніх ярусах, повинні бути пройдені ярусні штреки в нижніх на довжину  $5 \cdot 150=750$  м.

### 2.3.2 Розкриття шахтного поля

Розкриття шахтного поля може здійснюватися в залежності від гірничо – геологічних умов залягання пластів, та гірничо – технічних умов розробки різними способами. Виходячи з того, що в проекті робиться доробка запасів пл.  $l_6$  шахти, то розкриття залишається таким самим, як і було.

Пласт  $l_6$  шахти розкритий допоміжним вертикальним стовпом №3 до горизонту 805 метрів, горизонтальним квершлагом на горизонті 620 метрів і похилим конвеєрним квершлагом, пройденим із діючого горизонту 569 метрів до горизонту 725 метрів.

Для видачі відпрацьованої струї повітря використовується свердловина № 2 діаметром у світі по 2.6 м. З існуючих розкриваючих виробок, розташованих на старій промплощадці, використовуються вертикальні центрально – здвоєні стволи:

Головний ствол – для видачі вугілля на поверхню;

Допоміжний ствол – для обслуговування горизонту 569 м.

### 2.3.3 Капітальні гірничі виробки

#### 2.3.3.1 Стволи

Згідно зі схемою розкриття шахтного поля ствол №3 розташовано на новій промплощадці в центрі шахтного поля. Стволи №1 та №2 розташовані на старій промплощадці і на північний схід від шахтного поля.

Вертикальний допоміжний ствол, пройдений діаметром 6 метрів із промислової площадки до горизонту 805 метрів. Він обладнаний одноклетевим

із противагою й односкіповим із противагою підйомами для обслуговування горизонтів 620 метрів та 569 метрів по видачі породи, спуску-підйому людей, матеріалів і устаткування, а також подачі до шахти свіжого повітря.

Допоміжний ствол діаметром 6 метрів розташований на старій промплощадці і пройдений до горизонту 681 метр. Обладнаний двоклітевим підйомом з підйимальною машиною типа НКМЗ 2·6·2,4 і двоповерховими клітями на вагонетку ВГ – 3,3, а також односкіповим із противагою породним підйомом, що передбачається використовувати, як аварійно – ремонтний підйом.

Головний ствол №2 діаметром 5,5 метрів розташований на старій промплощадці пройдений до горизонту 569 метрів та обладнаний двома скіпами, в яких видається вугілля.

Стволи мають круглу форму перерізом №1 – 28,4 м<sup>2</sup>, №2 – 23,8 м<sup>2</sup>, №3 – 28,4 м<sup>2</sup>.

Матеріал кріплення стволів – залізобетон.

Скіповий ствол має інспекторський підйом.

Заглиблення стволів не відбувається.

Схема приствольного двору представлена на малюнку 2.1.

### 2.3.3.2 Приствольний двір та головні розкривні виробки

На шахті приствольний двір горизонт 569 м петлевого типу.

Від приствольного двору, вертикального ствола, у південне – західному напрямку на горизонт 569 м пройдено відкотний польовий штрек, який служить для перевезення вантажів. Від польового відкотного штреку горизонту 569 м проведений квершлаг, який розкриває пласт  $l_6$  довжиною 1200 м, перерізом у світі 14,4 м<sup>2</sup>. Пласт  $l_6$  розкриває допоміжний ствол №3. Від нього в північному напрямку пласт  $l_6$  розкриває головний відкотний квершлаг горизонт 620 м довжиною 1600 м і перерізом у світі 14,6 м<sup>2</sup>. Служить для відкати вантажів та людей.

У приствольному дворі горизонту 569 м існують такі виробки: вхідна вітка головного ствола довжиною 180 м, вихідна вітка головного ствола дов-

жиною 90 м, загальна вітка головного ствола довжиною 290 м, гараж зарядна – 110 м, хідник для чистки зумпфа – 55 м, камера опрокида – 25 м, вантажна вітка клетевого ствола – 90 м, вихідна вітка клетевого ствола – 90 м, вихідна вітка допоміжного ствола – 75 м, породний конвеєрний ходок – 140 м, грузова вітка породного підйому – 160 м, камера опрокида – 25 м, порожнякова вітка породного підйому – 260 м, камера очікування – 25 м, заїзд на породний конвеєрний ходок – 65 м.

Маневрові операції в приствольному дворі горизонт 569 м такі: електропотяг у приствольному дворі із суміжним составом проходить по рейковому шляху, обладнаному канатним тягачем ТКО 16 - 80 і зупиняє частину составу з матеріальних вагонеток біля тягача. Друга частина составу з вагонеток навантажених породою, доставляється на скіпову грузову гілку двора.

Відчепившись від состава, електропотяг через з'їзд по обгінному шляху скіпової вантажної вітки й обгінній виробці направляється на клітеву вихідну гілку двора, і розвантажені матеріальні вагонетки слідує назад к скіповій порожняковій вітці. Потім забрав з цієї вітки порожні вагонетки, електропотяг виходить із приствольного двору і слідує до пункту призначення.

Клітеві вихідні гілки дворів оборудуються канатним тягачем ТКС – 16 - 80 і пристроєм для приймання довгомірних матеріалів.



2.4 Паспорт виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею в очисному вибою

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Вугільний пласт  $1_6$  марки Г на підготовчій ділянці 6-ї східної лави простої будови та витриманої міцності.

Залягання пласта і вміщуючих порід на ділянці 6-ї східної пл. $1_6$  пологохвилясте, падіння на південь під кутом 4-6°. В середній частині лави простежується флексурний перегин з кутами до осі від 1 до 2°.

Гірничо-геологічні умови відробітку пласта  $1_6$  6-ї східної лави очікуються складними і обумовлені:

- нестійкістю порід безпосередньої покрівлі - аргіліту (слоя №5), що має слабе зчеплення з вищерозміщеним алевролітом.

- наявністю «помилкової» покрівлі потужністю 0,05-0,50м, здібної до обвалення на висоту 1м.

- схильністю порід безпосереднього ґрунту до пучіння і розмокання при обводненні лави

- нестійкістю і слабкою несучою здатністю бічних порід по конвейєрному і вентиляційному штреку в зоні перегину пласта.

У верхній частині вугільного пласта і в безпосередній покрівлі спостерігаються рідкісні лінзи і стяжіння піриту потужністю до 0,05м, здатні при виїмці вугілля комбайном викликати фрикційне іскріння і запалювання металу при його наявності в небезпечних концентраціях.

Природна газоносність пласта 9,7 - 10,4 м /т.с.б.м . Очікувана відносна газоносність 15-20 м<sup>3</sup>/т.сут.доб.

Пласт  $1_6$  не небезпечний по гірських ударах і викидах, небезпечний по газу - метану і вибуху вугільного пилу, до самозагорання не схильний.

Крок посадки основної покрівлі складе 15 - 20м.

Зміст кисню в атмосфері виробки дорівнює нормі - 21%.

Оскільки відстань між пластами  $m_6^1$  та  $l_6$  дорівнює 325 м, то розрахунок зони підвищеного гірничого тиску не робимо.

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт наведений на малюнку.

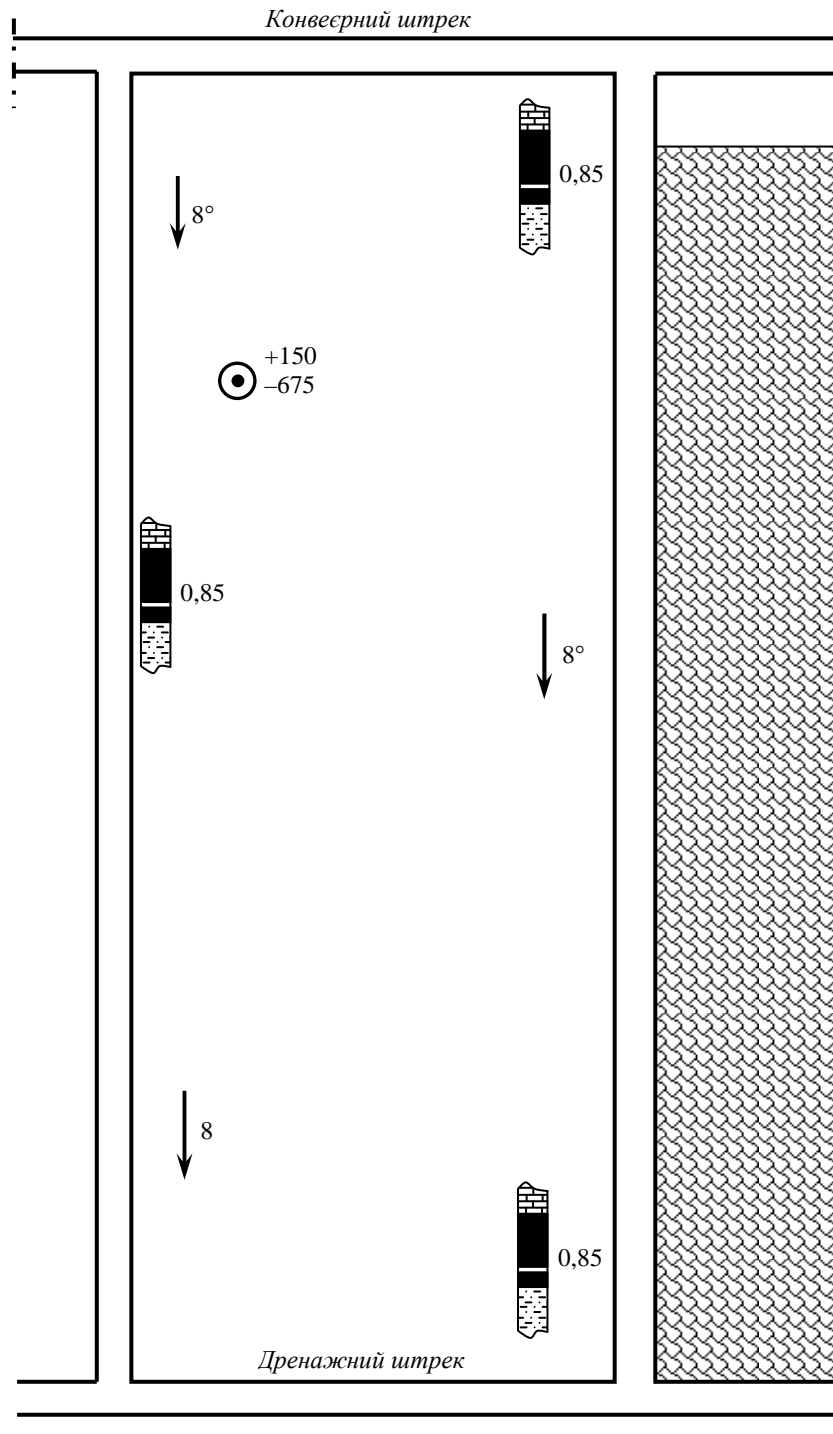


Рисунок 2.2 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

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

Відповідно до класифікації ДонВУГИ бічні породи пласта  $l_6$  відносяться до середньобвалюваним категорії  $A_2$ , по стійкості – до порід середньої стійкості. Виходячи з категорії порід, приймаємо управління покрівлею – повне обвалення.

Згідно зі способом керування покрівлею та стійкості порід безпосередньої покрівлі, приймаємо паспорт кріплення з послідовним пересуванням секцій, з відставанням не більш 3-5 секцій від очисної виймальної машини. Схема виїмки – челнокова, тому що кут падіння пласта складає  $4-6^0$ .

Для кріплення лави використовуємо механізоване кріплення ЗКД-90[5], 3-й типорозмір.

Визначаємо реакцію стійок першого ряду по формулі:

$$R_1 = \frac{\gamma_n \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{ш})^2 (b_1 - b) \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}, \text{ тс} \quad (2.19)$$

де  $\gamma_n$  – питома маса породи, т/м<sup>3</sup>;

$h_1$  – потужність безпосередньої покрівлі, м;

$b_1$  – максимальна ширина призабійного простору, м;

$b$  – ширина призабійного простору до виїмки вугілля, м;

$l_{ш}$  – крок обвалення безпосередньої покрівлі, м;

$a_2$  – відстань між осями секцій, м.

$$R_1 = \frac{1,75 \cdot 4,8 \cdot (6,5 + 1,5)^2 (6,5 - 5,7) \cdot 1,65}{2 \cdot [6,5^2 + (6,5 - 5,7)^2]} = 8,2 \text{ тс}$$



Реакцію задньої стійки визначимо по формулі:

$$R_2 = \frac{\gamma_n \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_{ш})^2 \cdot b_1 \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}, \text{ тс} \quad (2.20)$$

$$R_2 = \frac{1,75 \cdot 4,8 \cdot (6,5 + 1,5)^2 \cdot 6,5 \cdot 1,65}{2 \cdot [6,5^2 + (6,5 - 5,7)^2]} = 2,3 \text{ тс}$$

Відповідно до технічної характеристики, механізоване кріплення КД-90 має робочий опір 260 тс на одну секцію, отже, воно цілком задовольняє нашим гірничо-геологічним умовам.

Для кріплення сполучення лави з конвеєрним штреком приймаємо механізоване кріплення КСД 90. Воно призначено для механізації процесів кріплення та керування покрівлею, у виробках арочного перерізу у зоні їх сполучення з лавою, та механізації кінцевих операцій, зв'язаних із винесенням головок вибійних конвеєрів на штреки.

Розрахунок трудомісткості монтажних робіт представлений у пункті 2.4.1.4.

Схема монтажу представлена на малюнку 2.3.

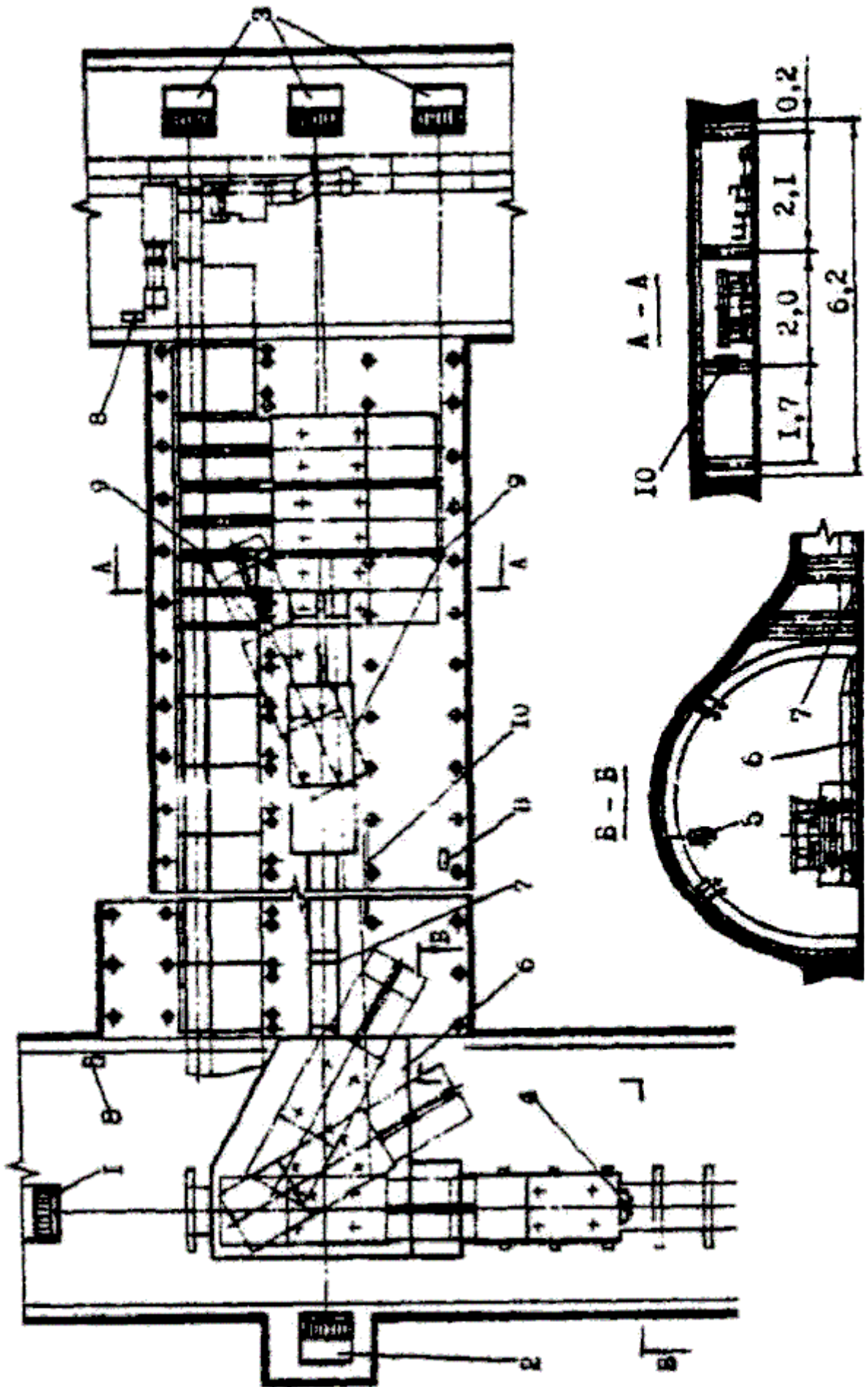


Рисунок 2.3 – Технологічна схема монтажу механізованого комплексу ЗКД-90

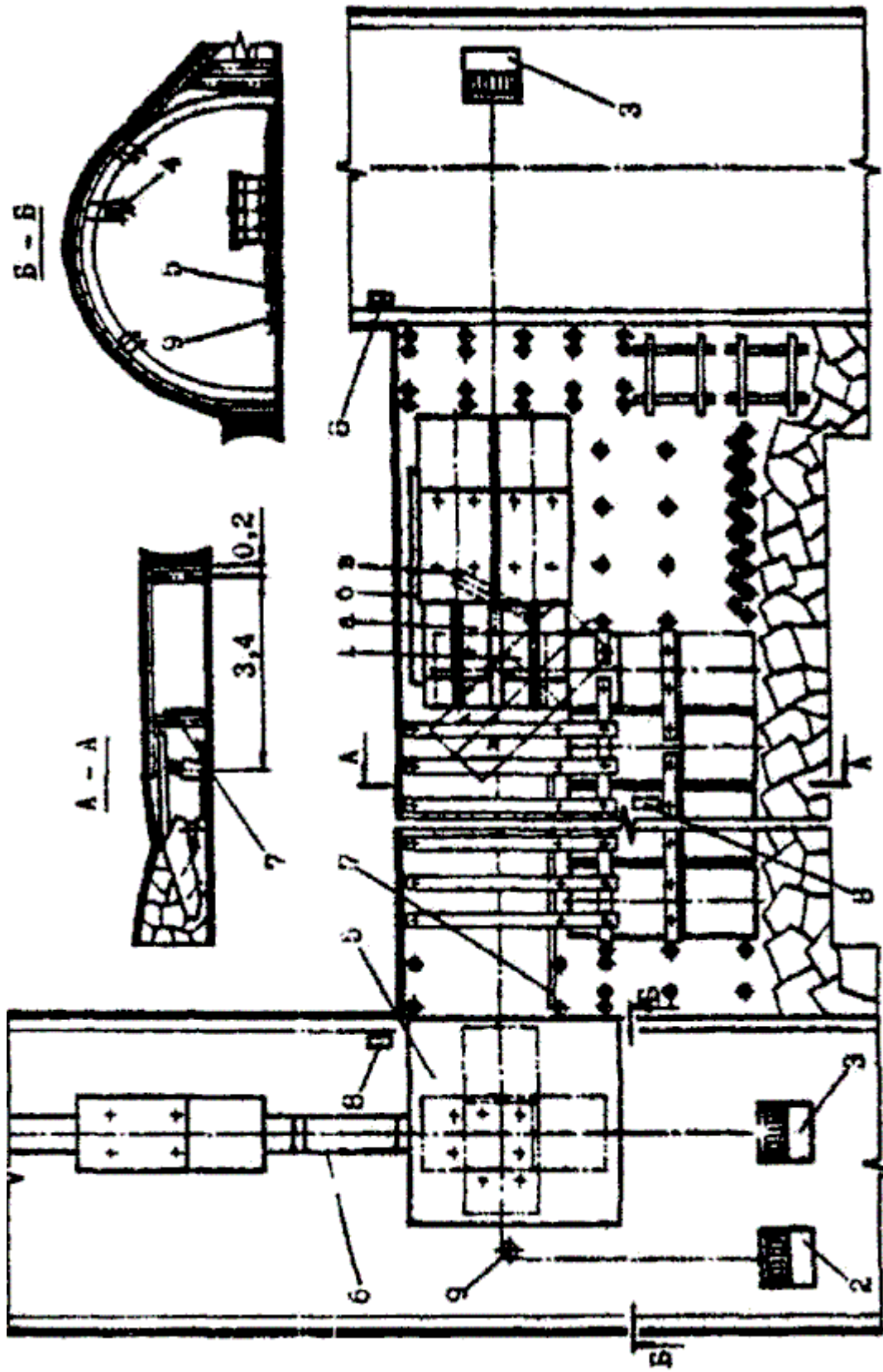


Рисунок 2.4 – Технологічна схема демонтажу механізованого комплексу 3МКД90

Складаємо паспорт демонтажу, монтажу вуглевидобувного механізованого комплексу ЗКД-90.

Тривалість виконання робіт

$$T_{ik} = H_i \cdot K_3 \cdot V_i, \text{ чол.-год} \quad (2.35)$$

де  $H_i$  – норма часу на:

- монтаж, демонтаж конвеєра СП-326;
- монтаж, демонтаж кріплення ЗКД-90;
- монтаж, демонтаж комбайна РКУ-13;

$V_i$  – об'єм робіт по монтажу, демонтажу:

- конвеєра СП-326 – 335м;
- кріплення ЗКД-90 – 223шт;
- комбайна РКУ-13 – 1шт.

Тривалість робіт по монтажу:

- конвеєра СП-326  $T_{кон}^M = 0,916 \cdot 3 \cdot 335 = 951$  чол.-год;
- кріплення ЗКД-90  $T_{кр}^M = 5,29 \cdot 3 \cdot 223 = 3539,01$  чол.-год;
- комбайна РКУ-13  $T_{ком}^M = 42 \cdot 3 \cdot 1 = 126$  чол.-год.

Тривалість робіт по демонтажу:

- конвеєра СП-326  $T_{кон}^D = 0,436 \cdot 3 \cdot 335 = 438$  чол.-год;
- кріплення ЗКД-90  $T_{кр}^D = 3,13 \cdot 3 \cdot 223 = 2093,97$  чол.-год;
- комбайна РКУ-13  $T_{ком}^D = 27 \cdot 3 \cdot 1 = 81$  чол.-год.

Кількість змін необхідних для монтажу, демонтажу обладнання:

$$N_{зм} = (T_{кон} + T_{кр} + T_{ком})/6, \text{ чол.-зм.} \quad (2.36)$$

$$N_{зм}^M = (951 + 3539,01 + 126)/6 = 769,34 \text{ чол.-зм.}$$

$$N_{зм}^D = (438 + 2093,97 + 81)/6 = 442,99 \text{ чол.-зм.}$$

Склад звена на монтаж, демонтаж обладнання:

$$N_{зв} = \frac{N_{зм}}{N \cdot n}, \text{чол.} \quad (2.37)$$

де  $N$  – кількість робочих днів за місяць, днів;

$n$  – кількість змін по монтажу, демонтажу.

$$N_{зв}^м = \frac{769,34}{25 \cdot 4} = 7,69 \text{ чол.}$$

Приймаємо склад звена 8 чоловік.

$$N_{зв}^д = \frac{442,99}{25 \cdot 4} = 4,43 \text{ чол.}$$

Приймаємо склад звена 4 чоловіка. Тривалість робіт по монтажу, демонтажу:

$$T_{роб} = \frac{T_{ик}}{27 \cdot N_{зв}}, \text{діб} \quad (2.38)$$

$$\text{– конвеєра СП 326 } T_{роб}^м = \frac{951}{27 \cdot 8} = 4,4 \text{ діб}$$

$$\text{– кріплення ЗКД90 } T_{роб}^м = \frac{3539,01}{27 \cdot 8} = 16,39 \text{ діб}$$

$$\text{– комбайна РКУ 13 } T_{роб}^м = \frac{126}{27 \cdot 8} = 0,58 \text{ діб}$$

$$\text{– конвеєра СП 326 } T_{роб}^д = \frac{438}{27 \cdot 4} = 4,05 \text{ діб}$$

$$\text{– кріплення ЗКД90 } T_{роб}^д = \frac{2093,97}{27 \cdot 4} = 19,39 \text{ діб}$$

$$\text{– комбайна РКУ 13 } T_{роб}^д = \frac{81}{27 \cdot 3} = 1,5 \text{ діб}$$

Для демонтажу, монтажу секцій кріплення приймаємо схему „Технологія монтажу, демонтажу кріплення ЗКД90 з використанням лебідок” .

Загальна тривалість монтажних робіт становить:

$$T_{мон} = 4,4 + 16,39 + 0,58 = 21,37 \text{ діб.}$$

Загальна тривалість демонтажних робіт становить:

$$T_{дем} = 4,05 + 19,39 + 1,5 = 24,94 \text{ діб.}$$

### 2.4.1.3 Керування станом масиву гірських порід

Категорія покрівлі по обвальності  $A_2$ , тому заходів по зміцненню або зменшенню міцності покрівлі не передбачаються,

Заходи по первісній посадці основної покрівлі:

В період перед посадкою основної покрівлі при виході лави від монтажної камери на 12 м, передбачаємо наступні роботи:

1. Зробити обтягування гайок на скріплюючих скобах попереду лави, на відстані 40 м;
2. Встановити відсутні скріплюючі скоби та між рамні стяжки;
3. Установити відсутні або деформовані дерев'яні ремонтини у зоні опорного тиску попереду лави на відстані 40м;
4. Зробити налаштування масло станції СТН32 на роботу, яка забезпечить підвищений тиск распору стійок не менш 0,6 їх проектної несучої можливості;
5. Забезпечити запас емульсії для гідросистеми механізованого кріплення ЗКД90;
6. Пересувка секцій кріплення комплексу ЗКД90 услід за комбайном робить з відставанням не більш ніж 1 метр;
7. Робити інструктаж працівників із правилами поведінки при початку осадки основної покрівлі та виходу людей з лави у небезпечні місця;
8. На сполученні лави з штреком, вивішується попереджаючи табло з написом „Увага! Лава працює до первісної посадки”;

Згідно з умовами розробки пласта  $l_6$  його підшва відноситься до сильнообдимальним.

Пласт  $l_6$  безпечний по раптовим викидам вугілля, газу та порід. Лава суха, водоприток до лави  $< 1 \text{ м}^3/\text{год}$ .

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

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

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

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{mic} = A_{доб} \cdot n_{p,д}, \text{ Т} \quad (2.46)$$

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

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

$$D_{mic} = 1040 \cdot 25 = 26000 \text{ Т.}$$

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

Виїмка вугілля (комбайном) з одного циклу:

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

де  $L_{л}$  – довжина лави, м;

$m$  – потужність пласта, м;

$r$  – ширина захвату комбайна, м;

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

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

Обсяг робіт на зведення органних рядів біля хідника:

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

де  $d$  – діаметр стійки, м;

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

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

Обсяг робіт на викладення дерев'яних кострів біля хідника:

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

де  $a_k$  – крок встановлення кострів, м;

$n_k$  – кількість рядів кострів.

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

Обсяг робіт на зведення литої смуги:

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

де  $Ш$  – ширина литої смуги, м;

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

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

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

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

$K_y$  – коефіцієнт циклічності.

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



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

$D_u^k$  – комбайновий видобуток на цикл, т;

$$K_u = \frac{320}{170} = 1,88;$$

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

Таблиця 2.8 – Розрахунок комплексної норми виробітку й розцінки

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

Трудомісткість обслуговування комбайну машиністом гірничо-виймальної машини:

$$T_m = \frac{1}{K_u}, \text{ чол.-змін;} \quad (2.52)$$

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

Трудомісткість ГРОВ:

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

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

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_u}{\sum T}, \text{ т/чол. -зміну,} \quad (2.54)$$

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

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

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Таблиця 2.9 – Ремонтна складність обладнання очисного вибою

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість $T_{op}$ , чол.-годин		Обґрунтування	
			на од.	на все		
в лаві						
Комбайн	КА90	1	2232	2232	о ЕНЧ-1995,3,т.	
Мехкріплення	1КД90	133	18,4	2447		
Конвеєр скребковий	СП326	1	1388	1388		
Кріплення сполучень	КСД 90	2	171	342		
Перевантажувач	ПТК-1	1	1183	1183		
Коефіцієнти				1,1		
Усього:				8351		
в інших виробках						
Конвеєр стрічковий	1ЛТ-100	1	4124	4124	ЕНЧ-1995,3, т.9	
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362		
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558		
Трубопровід, км		1,7	150	225		
Дорога на підшві	ДКН 4-2	1	995	995		
Усього:				9264		
Разом:				17615		

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

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

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

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

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

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

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

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

Для подальших розрахунків приймаємо:

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

Обліковий склад:

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

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

Обліковий склад робітників-відрядників:

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

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

Чисельність ІТР встановлюємо таким:

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

#### 2.4.2 Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності порід не перевищує 7 по шкалі проф. Протод'яконова М.М., для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП-32. Згідно рекомендаціям [12-14] в заданих гірничо-геологічних умовах виробку доцільно проводити вузьким вибоєм, оскільки цей спосіб забезпечить меншу трудомісткість робіт, більшу стійкість виробки, а отже і менші витрати на її підтримання.

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

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

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

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

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

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

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

Ширина виробки при експлуатації на висоті 1800 мм складатиме:

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

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

$a$  – ширина конвеєра, м;

$b$  – ширина рухомого складу, м;

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

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

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

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

$h$  – висота пересувного составу, м;

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

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

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

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

Ширина виробки у світлі по баласту:

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

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

Ширина виробки у світлі по верхняку:

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

де  $h_1$  – висота виробки у світлі від головки рейки до верхняку. Згідно [15]

$$h_1 \geq 2,2 \text{ м}.$$

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

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$h_e = h_1 + h_p, \text{ м} \quad (2.64)$$

$$h_e = 2,5+0,19=2,69 \text{ м}.$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$S_{ce} = \frac{l_{\sigma} + l_e}{2} \cdot h_e, \text{ м}^2 \quad (2.65)$$

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

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

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

*Умови експлуатації виробки.*

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Розрахунковий опір порід в масиві з урахуванням його порушення:

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

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

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

Визначимо розрахункову міцність порід:

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

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

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

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

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



Отже:

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

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

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

Середньозважений опір порід покрівлі і підошви стиску:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Коефіцієнт впливу ширини виробки дорівнює:

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

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

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

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

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

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

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

Далі до розрахунку приймаємо зміщення порід з боку покрівлі.

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

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

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

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

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

$b$  – ширина виробки,  $b = 5,7$  м.

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

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

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

Щільність встановлення рам металевого піддатливого кріплення визначаємо за формулою:

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

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

$$n=274/220=1,35 \text{ рам/м.}$$

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Передбачаємо як засоби посилення металеві стійки тертя з  $N_{s1}=250$  кН.

Тоді їхня щільність установки дорівнює:

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

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

Довжину ділянки посилення приймаємо рівною 25 м.

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

$$U_{кр} = U_{о.кр} + (2U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{охр} \cdot k_{t1}) \cdot k_{кр} \cdot k_s, \quad (2.77)$$

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

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

$k_{t1}$  – коефіцієнт впливу часу підтримки виробки між відпрацьовуванням першого і другого очисного вибоїв, який визначається у відповідності з табл. 15 [6] ( $k_{t1}=1,05$  при  $t=2$  роки);

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

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

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

Визначаємо кількість засобів посилення на 1 м виробки:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$k$  – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 1,94 \cdot 1,04 = 2,02 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

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

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

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

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

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

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

Трудомісткість на зміну:

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

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

Трудомісткість проведення 1 м по розрядах професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

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

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

б) прохідник V розряду:

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

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

Таблиця 2.11 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки

Найменування робіт	Одиниці вимірювання	Обсяг робіт на зміну	Норма виробки			Потрібра кількість чол.-змін на 1 м	Потрібра кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн	Розцінка за 1м, грн.	Підстава для встановлення норми виробки
			по збірнику	поправочний коефіцієнт	встановлена					
Проведення виробки комбайном КСП-32	м	3	1,94	1,04	2,02	2,731	8,193		103,69	ЕНЧ92 §1 табл. 1 п.48в
машиніст гірничовиймальних машин VI розряду	м	3				0,459	1,377	42,96	19,72	
прохідник V розряду	м	3				2,272	6,816	36,96	83,97	

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

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

Остаточну приймаємо явочну кількість робітників за добу:

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

Обліковий склад:

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

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

Таблиця 2.12 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на одиницю	на все	
1	Комбайн	КСП-32	1	1660	1660	ЕНЧ-1995, 3,т.9
2	Перевантажувач	ППЛ-1К	1	820	820	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД-34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				9400	
10	Коефіцієнт $K_1$				0,6	
11	Коефіцієнт $K_2$				1,2	
12	Коефіцієнт $K_3$				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

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

Обліковий склад прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

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

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

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

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

Таблиця 2.13 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

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

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

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

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



Таблиця 2.15 – Розрахунок витрат на матеріали по підготовчій ділянці

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

Таблиця 2.16 – Визначення амортизаційних відрахувань по підготовчій ділянці

Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, тис. грн.	Загальна вартість, тис. грн.	Витрати на монтаж (15%), тис. грн.	Разом первісна вартість, тис. грн.	Річна норма амортизаційних відрахувань, %	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.	Місячна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.
КСП-32	1	950	950	142,5	1092,50	15	163,88	13,66
2ЛГ100У	1	290,4	290,4	43,56	333,96	15	50,09	4,17
ВМП	1	11,664	11,664	1,7496	13,41	15	2,01	0,17
ЛВД34	1	9,6	9,6	1,44	11,04	15	1,66	0,14
КТПВ	1	120,8	120,8	18,12	138,92	15	20,84	1,74
ПВИ 250БТ	5	8,04	40,2	6,03	46,23	15	6,93	0,58
АВ 400ДО	2	4,02	8,04	1,206	9,25	15	1,39	0,12
Разом					1450,91			18,14

Таблиця 2.17 – Калькуляція собівартості проведення 1 м виробки

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

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

Доставка вугілля по лаві здійснюється скребковим конвеєром СП-326, що входить до складу комплексу ЗМКД-90. Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [18]:

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

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

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

$t_{зм}$  – тривалість зміни, год;

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

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

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

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

виходячи з умови:

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

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

По графікам застосовності [18] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ100У, оскільки при необхідній його довжині  $L=1700$  м і куті нахилу  $\beta=8^\circ$   $Q_p=108 < Q_t=250$  т/год.

Графік застосовності представлено на рисунку 2.9.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СП-326 на стрічковий 2ЛТ100У приймаємо перевантажувач скребковий ПТК-3, що входить до складу мехкомплексу ЗМКД-90 [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою (2.87):

$$Q_p=108 < Q_t=700 \text{ т/год}$$

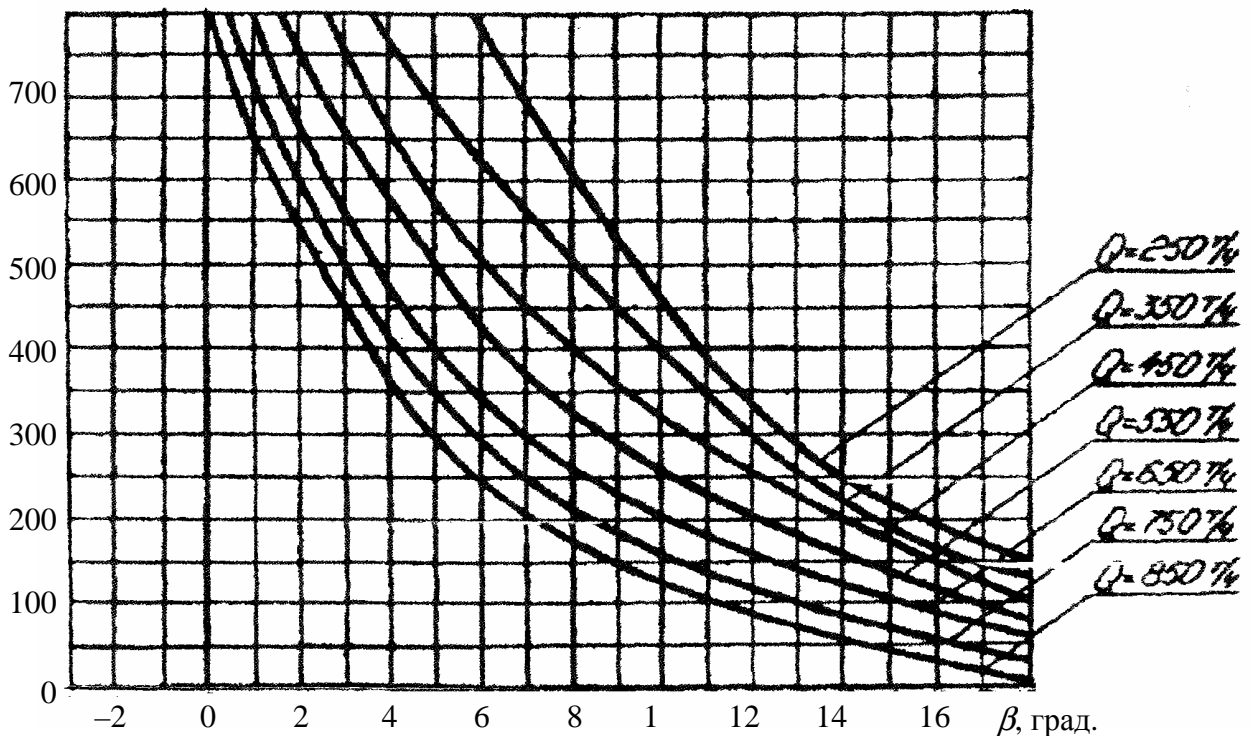


Рисунок 2.9 – Графік застосовності конвеєра 2ЛТ100У

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

## 2.4.4 Провітрювання ділянки

### 2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

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

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

Прогнозне відносне виділення метану на виїмковій ділянці:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Залишкова металоносність вугілля визначається по формулі:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$n = a_1 \cdot V_{оч} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + \varepsilon_1 \cdot V^{daf}), \quad (2.96)$$

де  $H$  – глибина розробки, м;

$a_1$  та  $\varepsilon_1$  – коефіцієнти, значення яких приймаються у залежності від виходу летючих речовин; згідно [19] при  $V^{daf} > 22\%$   $a_1 = 0,152$ ;  $\varepsilon_1 = 0,051$ .

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

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

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

$m_n$  – потужність пласта, м;

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

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

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

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

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

Визначаємо відносне метановиділення з очисного вибою:

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

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

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

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

$$q'_{oy} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (\varepsilon_2 \cdot k_{my} + \varepsilon_3 \cdot k'_{my}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.100)$$

$$q''_{oy} = X \cdot k_{nl} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] \cdot (\varepsilon_2 \cdot k_{my} + \varepsilon_3 \cdot k''_{my}), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.101)$$

де  $\varepsilon_2, \varepsilon_3$  – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що відповідно знаходиться на конвеєрі і залишається на підшві у лаві, частки од.;

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначаємо значення коефіцієнтів:

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

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

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

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

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

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

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



Визначаємо метановиділення з розроблюваного пласту:

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

Відносне метановиділення із супутників визначається по формулі:

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

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

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

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

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

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

$m_g$  – потужність пласту, м;

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

де  $H$  – глибина розробки, м;

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

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

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

Визначаємо відносне метановиділення ділянки:

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

Визначимо відносну метанообільність очисного вибою та виїмкової ділянки:

$$q_{оч} = (q_{он} + q'_{oy}) \cdot (1 - k_{д.нл}) + k_{ен} \cdot q'_{ен}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.111)$$

$$q_{dil} = (q_{он} + q_{oy}) \cdot (1 - k_{д.нл}) + q'_{ен}, \text{ м}^3/\text{т} \quad (2.112)$$

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо очікуване метановиділення очисного вибою:

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

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

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

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

Очікуване метановиділення очисної ділянки:

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

Визначимо необхідність проведення дегазації:

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

де  $V_{\max}$  – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;

$k_n$  – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [19]);

$c$  – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;

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

$$S_{\min} = k_{оз} \cdot S_{оч, \min}, \text{ м}^2 \quad (2.116)$$

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

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

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

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

Отже, немає необхідності проводити дегазацію.

2.4.4.6 Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою і виїмкової ділянки

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

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

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

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

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

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

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

Розрахунок втрати повітря по числу людей робимо по формулі:

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

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

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

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

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

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

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

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

Перевіряємо витрати повітря по мінімально та максимально можливій швидкості руху:

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

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

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

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

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

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

Умови виконуються.

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

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

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

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

2.4.4.8 Розрахунок кількості повітря, необхідного для провітрювання уклону та вибір засобів провітрювання

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

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

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

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

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

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

Метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласту визначається по формулі:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначаємо метановиділення з оголеної поверхні при проведенні виробки

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

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

Метанообільність з відбитого вугілля визначаємо по формулі

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

де  $j$  – технічна продуктивність комбайна;



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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначаємо витрати повітря по середній мінімально припустимій швидкості руху повітря

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

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

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

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

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

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

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

де  $t_1$  – температура порід на глибині зони постійних температур  $H_o$ ,  $^\circ\text{C}$ ;  
 $H_2$  – геометричний градієнт, м/град

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Визначимо кількість повітря, який необхідно подавати до всасу вентилятора

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

Визначимо необхідний тиск вентилятора:

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

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

$$R_{mp.z} = r_{mp} (l_{mp} + 20 \cdot d_{mp} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp} \cdot n_2), \text{ кμ} \quad (2.142)$$

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

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

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

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

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

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

Крапка 1 з координатами  $Q_g = 7,6 \text{ м}^3/\text{с}; h_g = 276 \text{ кг/м}^2$  точно лягає на характеристику вентилятора з кутом установки лопаток направляючого апарата  $20^\circ$ ,

тому уточнення режиму роботи вентилятора і провітрювання виробки не робимо.

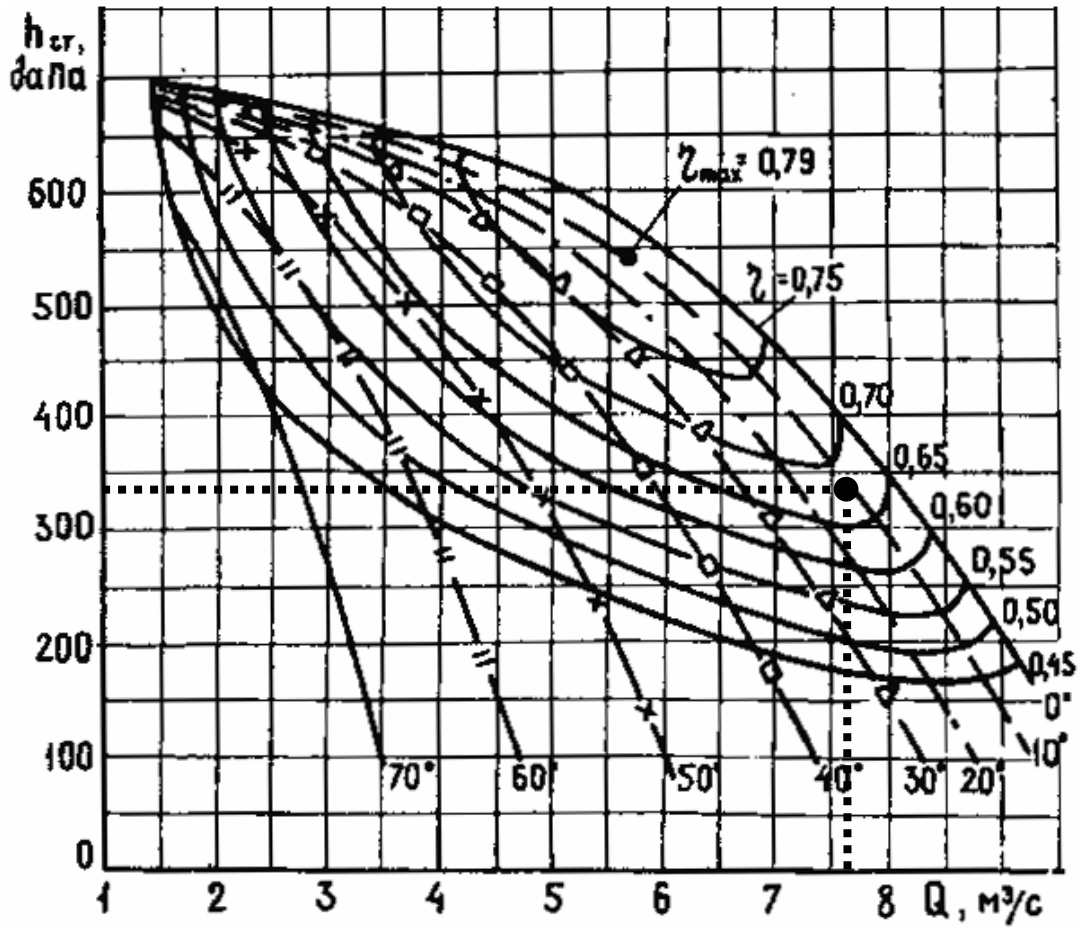


Рисунок 2.10 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-6

#### 2.4.5. Електропостачання діляниці

Схема електропостачання ділянки – радіальна (рис. 2.11).

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

Таблиця 2.18 – Струмоприймачі ділянки

Найменування струмоприймачів	Тип двигуна	$m$ , шт	$P_{ні}$ , кВт	$P_{н}$ , кВт	$L_{к}$ $\mu$	$\cos\phi$	$S_{ні}$ , А	$S_{ні}$ , А	$S_{н}$ , А	$k_{з.і}$
Комбайн РКУ-13	1ЭКВ 3,5-200	1	200	200	240	0,85	91	340	680	0,7
Конвеєр СП326	2ЭДКОФ250	2	110	220	240	0,92	61	412	412	0,7
ВСП (1)	У225М4	1	55	55	240	0,85	61	412	412	0,7
ВСП (2)	У225М4	1	55	55	35	0,85	61	412	412	0,7
СНТ-32 (1)	ВРПВ-225М	2	55/5,5	60,5	10	0,9	68	454	454	0,7
СНТ 32 (2)	ВАУ-100М2	2	55/5,5	60,5	12	0,9	68	454	454	0,7
КСП	2ЭДКОФ250	1	55	55	65	0,91	61	412	412	0,7
ІУЦНС-13	ВРПВ-180М	1	30	30	14	0,85	32	224	224	0,7

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

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

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

Головний заземлювач розташований у водозбірнику, 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>.

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

Входные данные

Вид участка	Номер	Номинальная мощность	Номинальный коэффициент	Номинальный коэффициент загрузки	Номинальное напряжение, В	Залегание	Кол-во пуско-выходных агрегатов
1					660	1	1
1	200	.85	.7				
2	220	.92	.7				
3	55	.85	.7				
4	55	.85	.7				
5	60.5	.9	.7				
6	60.5	.9	.7				
7	55	.91	.7				
8	30	.85	.7				

Выходные данные

Наименование	Значение
Установленная мощность наиболее мощного токоприемника, кВт	220
Установленная мощность всех токоприёмников участка, кВт	736
Коэффициент спроса	0.579
Средневзвешенный коэффициент мощности участка	0.854
Расчетная мощность трансформатора подстанции, кВА	503.16
Номинальная мощность трансформатора подстанции (расчетная), кВА	402.52
Фактический коэффициент мощности I-го токоприемника	0.808 0.906 0.808 0.808 0.875 0.875 0.890 0.808
К УСТАНОВКЕ ПРИНЯТЬ ТСПИ 630 /6-0.69 Rт= .0057 Ом X= .0258 Ом	

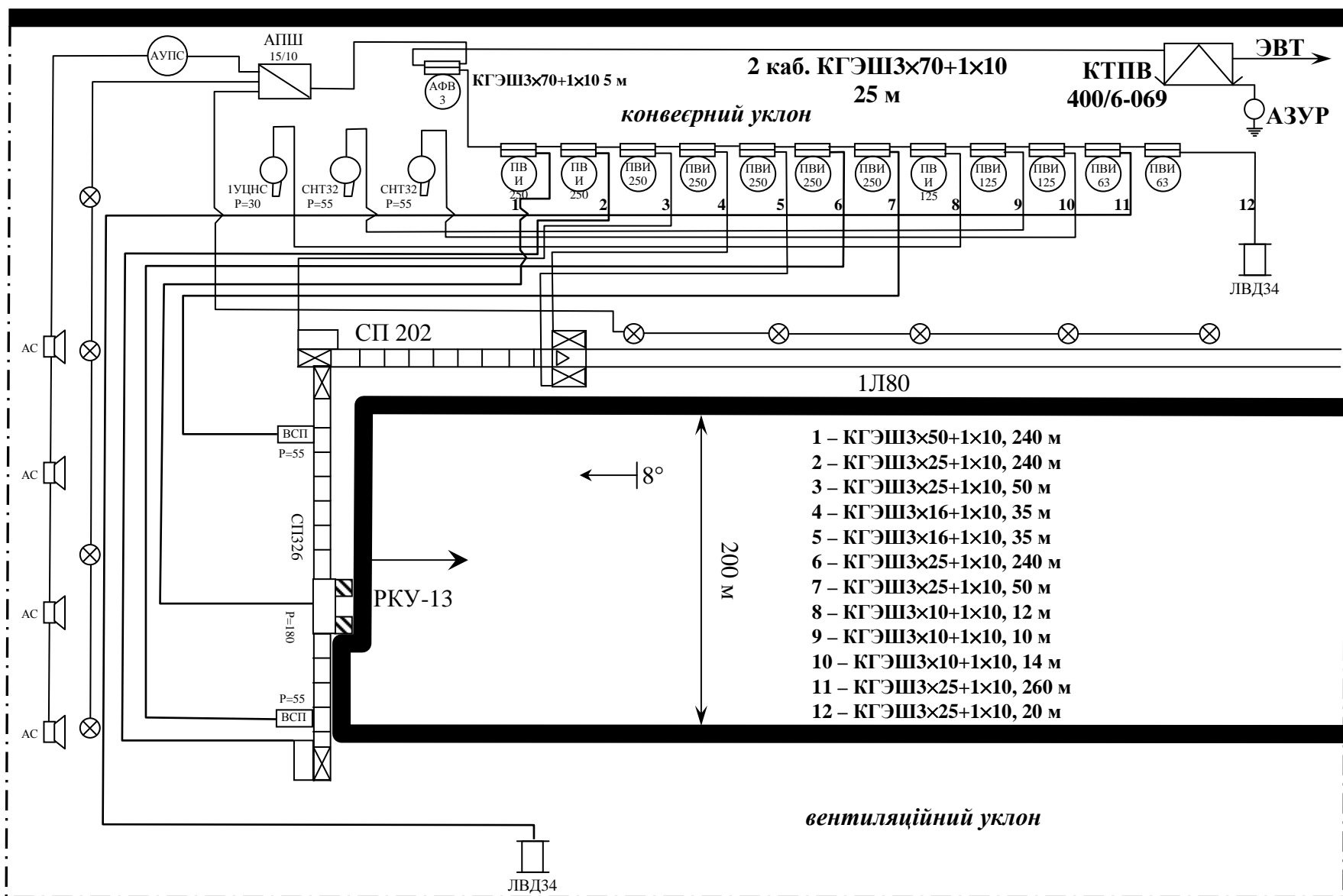


Рис. 2.11 – Схема електропостачання ділянки

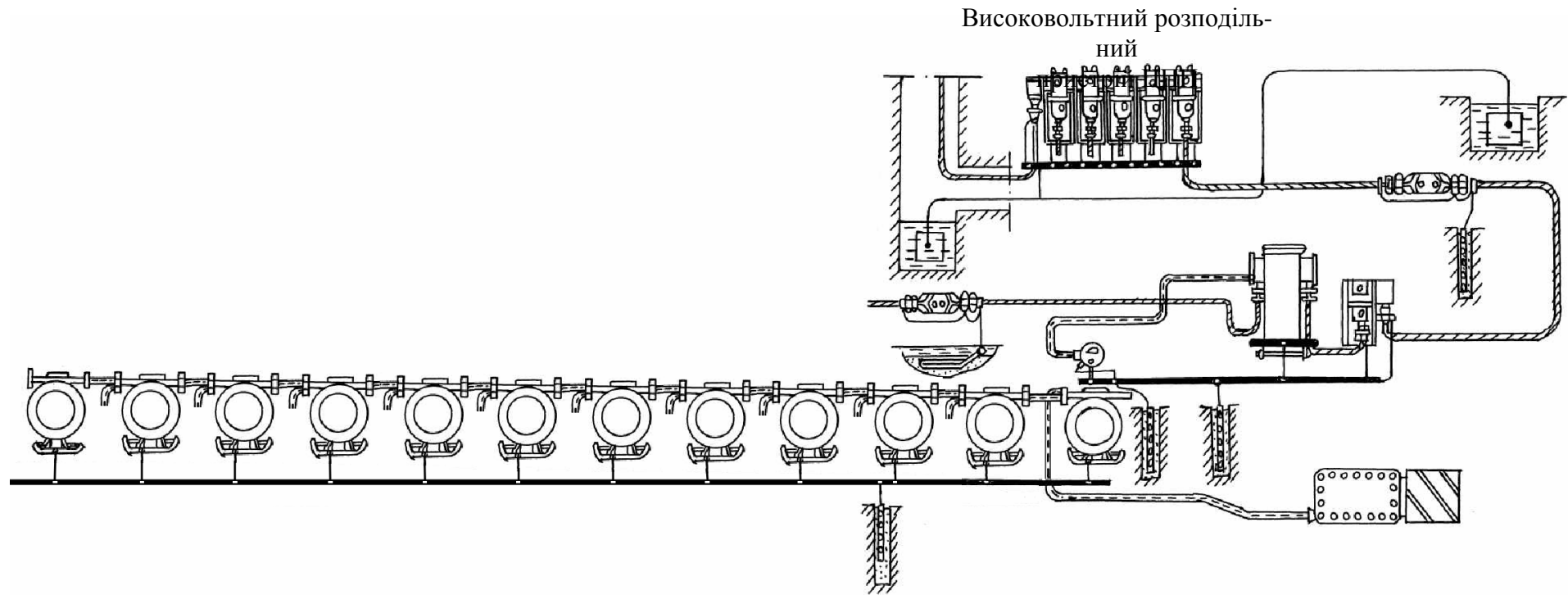


Рисунок 2.12 – Схема шахтної заземлюючої мережі: 1, 2 – головні заземлювачі; 3 – зумпф; 4 – водозбірник; 5 – відвід; 6 – місцевий заземлювач; 7 – заземлююча жила місцевого кабелю; 8 – заземлююча смуга; 9 – провідник; 10 – перемичка, що з’єднує броню високовольтного й низьковольтного кабелів з корпусом; 11 – заземлюючий болт; 12 – пісок



Оскільки припливу води не передбачається, місцеві заземлювачі електрообладнання дільниці, що розташовані у конвеєрному ухлоні, виконані у вигляді сталевих труб діаметром 40 мм і довжиною 2 м. У стінках труб просвердлені 20 отворів діаметром по 5 мм. Труби вставляють у попередньо пробурені шпури глибиною 1,9 м. Труби й простір між зовнішньою стінкою труби й шпуру заповнюють сумішшю з гігроскопічного матеріалу (піску, золи).

Від головного заземлювача по кабельному ланцюжку за допомогою броні й свинцевої оболонки заземлений корпус трансформатора КТПВ 400/6-0,69.

Автоматичні вимикачі, пускачі та інші апарати, а також кабельні муфти приєднані болтами діаметром 8 мм до місцевих заземлювачів за допомогою збірних шин, виконаних зі сталевих смуг площею 50 мм<sup>2</sup>. Очисний комбайн, скребковий конвеєр, винесена система подачі, освітлювальна апаратура та інші пересувні механізми, встановлені у вибої та одержуючи живлення від мережі по гнучких кабелях, заземлюються за допомогою заземлюючої жили гнучкого кабелю, кінці якої з'єднуються із внутрішніми заземлюючими жилами в кабельних муфтах, у ввідних і вивідних пристроях електрообладнання.

Захист від витоку струму при ушкодженні ізоляції кабельної мережі й електрообладнання здійснюється загальнодільничним реле витоку типу АЗУР.

Реле витоку контролює опір ізоляції усієї кабельної мережі ділянки й робить відключення напруги при дотику людини до струмоведучої фази або зниженні ізоляції мережі щодо землі нижче припустимих значень.

## 2.5 Магістральний транспорт

До комплексу магістрального транспорту входять:

- стрічкові конвеєри, призначені для транспортування вугілля по магістральним виробкам: від штреків проектуємого горизонту до поверхні;
- локомотивний та канатний транспорт – для доставки допоміжних вантажів, матеріали, устаткування та перевезення людей.

Характеристика стрічкових конвеєрів, що входять у комплекс магістрального транспорту, приведена в табл. 2.19.

Продуктивність кожного конвеєра визначаємо в залежності від його довжини і кута нахилу, а також величини максимального вантажопотоку. При цьому вона повинна бути не менш сумарного розрахункового вантажопотоку, тобто:

$$Q_k = \sum Q_{pi}, \quad (2.143)$$

де  $Q_k$  – максимально можлива продуктивність конвеєра, т/год.;

$Q_{pi}$  – розрахунковий вантажопотік  $i$ -го пункту завантаження, т/год.;

$$Q_{pi} = \frac{Q_{зм} \cdot k_{ni}}{t_{зм} \cdot k_m}, \text{ т/год} \quad (2.144)$$

де  $Q_{зм}$  – змінна продуктивність  $i$ -го пункту завантаження, т/зм.;

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

$t_{зм}$  – тривалість зміни, год;

$k_m$  – коефіцієнт машинного часу ( $k_m=0,9$  [18]);

Результати зроблених розрахунків заносимо в табл. 2.19. З таблиці видно, що всі використовувані конвеєри підходять для експлуатації в заданих умовах.

Згідно з [2, 18] для доставки допоміжних вантажів приймаємо:

- дорогу канатну ДКН-4-2;
- електровози АМ-8Д;
- вагонетки типу ВГ-3,3-900;
- платформи шахтні ПТК-1,6, ПТО-600-20, П-2,5;
- контейнери шахтні типу 2К4-Б;
- візки типу ТДК-600.

Для доставки людей:

- вагонетки пасажирські типу ВПГ-18;
- вагонетки пасажирські наклонні типу ВЛНГ-10Г.

Таблиця 2.19 – Оцінка можливості експлуатації стрічкових конвеєрів

Місце установки	Тип конвеєра	Довжина, м	Кут нахилу, град	Швидкість руху стрічки, м/с	Продуктивність, т/год	Сумарний розрахунковий вантажопотік, т/год	Оцінка можливості експлуатації
Конвеєрний штрек	2ЛТ100У	1800	0	2,5	550	105	можлива
Конвеєрний квершлаг	2ЛТ100У	60	0	2,5	550	210	можлива

## 2.6 Провітрювання шахти

Витрата повітря для шахти в цілому визначається по формулі :

$$Q_{ш} = 1,1 \cdot (\sum Q_{dil} + \sum Q_{т.в} + \sum Q_{nid.в} + \sum Q_{к} + \sum Q_{вит}), \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.145)$$

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

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

$\sum Q_{т.в}$  – витрати повітря для відособленого провітрювання тупикових виробок, розташованих за межами вентиляційних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

$\sum Q_{nid.в}$  – витрати повітря для відособленого провітрювання виробок, що підтримуються, розташованих за межами вентиляційних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ ;

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

$\sum Q_{вит}$  – витоки повітря через вентиляційні спорудження, що розташовані за межами виймальних ділянок,  $\text{м}^3/\text{хв}$ .

Визначимо витрати повітря для провітрювання камер:

$$Q_{к} = 0,07 \cdot V_{к}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.146)$$

де  $V_{к}$  – сумарний обсяг камер ОКД,  $\text{м}^3$ ;

$$Q_{к} = 0,07 \cdot 1200 = 84 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Величина витоків повітря через вентиляційні спорудження, встановлені у виробках за межами виймальних ділянок розраховується по формулі:

$$\sum Q_{вит} = \sum Q_{вит.г} + \sum Q_{вит.ул} + \sum Q_{вит.кр} + \sum Q_{вит.заб}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.147)$$

де  $\sum Q_{\text{вит.г}}$  – витоки повітря в межах шахти через глухі вентиляційні перемички, м<sup>3</sup>/хв.;

$\sum Q_{\text{вит.шл}}$  – витоки повітря через шлюзи, м<sup>3</sup>/хв.;

$\sum Q_{\text{вит.кр}}$  – витоки повітря через кросинги, м<sup>3</sup>/хв.;

$\sum Q_{\text{вит.зав}}$  – витоки повітря через завантажувальні пристрої, м<sup>3</sup>/хв.

$$\sum Q_{\text{вит.г}} = N_n \cdot Q_n, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.148)$$

$$Q_{\text{вит}} = 0 + 29 \cdot 66 + 4 \cdot 66 \cdot 1,25 + 0 = 2244, \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначаємо витрату повітря по шахті

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 \cdot ((2 \cdot 726 + 441) + 652 \cdot 3 + 0 + 988 + 84 + 2244) = 7056 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо подачу вентиляційної установки:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{ш}} \cdot k_{\text{вит.з}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (2.149)$$

де  $k_{\text{вит.з}}$  – коефіцієнт зовнішніх витоків повітря.

Тому що відроблене повітря після провітрювання камер ОКД поступає до центрального блоку, його не враховуємо при визначенні подачі вентиляційної установки.

$$Q_{\text{в}} = 6964 \cdot 1,2 = 8557 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Мінімальна і максимальна депресія шахти по струменю найбільшого опору визначається по формулі:

$$h_{\text{н}} = h_{\text{к.в}} + h_{\text{н.в}} + h_{\text{к}} + h_{\text{к.к}}, \text{ даПа} \quad (2.150)$$

де  $h_{\text{к.в}}$  – депресія каналу вентиляційної установки, даПа, приймається:

$$h_{\text{к.в}} = 0,11 \cdot h_{\text{н.в}}, \text{ даПа} \quad (2.151)$$

$h_{\text{н.в}}$  – депресія підземних виробок напрямку, даПа;

$$h_{\text{н.в}} = 1,1 \cdot (h_1 + h_2 + \dots + h_n), \text{ даПа} \quad (2.152)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує вплив місцевих опорів;

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

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

При розрахунку депресії напрямку депресію повітрянагрівачів і каналу повітрянагрівальної установки, не враховуємо, оскільки передбачено спеціальний вентилятор для подачі повітря через повітрянагрівачі в шахту.

Депресія капітальних і підготовчих виробок розраховується по формулі:

$$h = \frac{k_{н.р.в} \cdot \alpha \cdot P_v \cdot l_v \cdot Q_v^2}{S^3}, \text{ даПа} \quad (2.153)$$

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

$\alpha$  – коефіцієнт аеродинамічного опору, даПа·с<sup>2</sup>·м<sup>2</sup> по [19];

$P_v$  – периметр виробки, м, для виробок закріплених аروحним кріпленням;

$$P_v = 3,86 \sqrt{S}; \quad (2.154)$$

$l_v$  – довжина виробки, м;

$Q_v$  – витрата повітря, м<sup>2</sup>/с;

$S$  – поперечний перетин виробки, м<sup>2</sup>.

Депресія лав підраховується по формулі:

$$h_{оч} = R_{оч} \cdot Q_{оч}^2, \text{ даПа} \quad (2.155)$$

де  $R_{оч}$  – загальний аеродинамічний опір лави, кг·с<sup>2</sup>/м<sup>2</sup>.

Для лав обладнаних механізованим кріпленням загальний аеродинамічний опір визначається по формулі:

$$R_{оч} = 0,01 \cdot r_{100} \cdot l_{оч} + \frac{0,0612 \cdot (\xi_{вх} + \xi_{вих})}{S_{оч}^2}, \text{ кμ}, \quad (2.156)$$

де  $r_{100}$  – питомий аеродинамічний опір лав з механічних кріпленням, кμ; приймаємо по таблиці 6.5 [19];

$\xi_{вх}$ ,  $\xi_{вих}$  – коефіцієнт місцевого опору на вході та на виході з лави, приймається по табл. 9.1 [19]

$$R_{оч} = 0,01 \cdot 0,31 \cdot 200 + \frac{0,0612 \cdot (10+1,5)}{1,6^2} = 0,67 \text{ кμ.}$$

$$h_{оч} = 0,67 \cdot 3,06^2 = 6,3 \text{ даПа.}$$

Результати розрахунків депресії виробок представлені у табл. 2.20.

№ ділянки	Назва ділянки	Параметри розрахунків									
		$k_{н.р.в.}$	$\alpha \cdot 10^{-1}$ , кг·с <sup>2</sup> /м <sup>4</sup>	$P$ , м	Довжина виробки, м		$Q_p$ , м <sup>3</sup> /с	$S$ , м <sup>2</sup>	Депресія виробки, даПа		$v$ , м/с
					$L_{min}$	$L_{max}$			$h_{min}$	$h_{max}$	
1-2	Повітряподаючий стовбур	1,563	25,2	19,5	800	800	118,0	20,0	55,5	55,5	5,9
2-3	Обхідна	1,563	20	15,3	20	20	118,0	16,5	0,6	0,6	7,1
3-4	Квершлаг	1,563	20	15,3	100	100	118,0	16,5	4,1	4,1	7,1
4-5	Вентиляційний квершлаг	1,563	20	11,0	170	170	59,4	12,2	3,5	3,5	4,87
5-6	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	0	1200	30,2	12,2	0	13,2	2,47
6-7	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	200	200	21,7	12,2	2,1	2,1	1,77
7-8	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	200	200	20,4	12,2	2,0	2,0	1,67
8-9	Польовий вент. штрек	1,563	20	11,0	200	200	19,2	12,2	1,9	1,9	1,57
9-10	Квершлаг	1,563	20	11,0	10	10	19,2	12,2	0,2	0,2	1,57
10-11	Східний уклон №1	1	20	11,0	1700	0	3,8	12,2	11,6	0	0,3
11-12	Лави								6,3	6,3	1,92
12-13	Східний уклон №2	1	20	11,0	0	1700	12,1	12,2	0	16,2	0,99
13-14	Розрізний просік	1	15	3,9	200	200	12,1	4,2	4,1	4,1	4,0
14-15	Східний уклон №3	1	20	11,0	1700	1700	12,1	12,2	16,2	16,2	0,99
15-16	Конвеєрний штрек	1,563	20	11,0	200	200	25,6	12,2	2,0	2,0	2,15
16-17	Конвеєрний штрек	1,563	20	11,0	0	1200	30,2	12,2	0	13,2	2,47
17-18	Конвеєрний квершлаг	1,563	20	11,0	170	170	59,4	12,2	3,5	3,5	4,87
18-19	Квершлаг	1,563	20	15,3	100	100	116,0	16,5	4,1	4,1	6,9
19-20	Обхідна	1,563	20	15,3	20	20	116,0	16,5	0,6	0,6	6,9
20-21	Вентиляційний стовбур	1,563	25,2	19,5	800	800	116,0	20,0	55,0	55,0	5,8
В цілому по напрямку									173	204	

Депресія виробок:

$$h_{н.в}^{\min} = 1,1 \cdot 173 = 190 \text{ даПа;}$$

$$h_{н.в}^{\max} = 1,1 \cdot 204 = 224 \text{ даПа;}$$

Депресія каналу вентиляційної установки:

$$h_{к.в}^{\min} = 0,11 \cdot 190 = 21 \text{ даПа;}$$

$$h_{к.в}^{\max} = 0,11 \cdot 224 = 25 \text{ даПа};$$

Депресія напрямку:

$$h_n^{\min} = 190 + 21 = 211 \text{ даПа};$$

$$h_n^{\max} = 224 + 25 = 249 \text{ даПа};$$

Для розрахунку депресії вентилятора необхідно врахувати депресію природної тяги. Тому виконуємо розрахунок природної тяги для зимового (січень) і літнього (липень) періоду року.

Депресію природної тяги розраховуємо за методикою відповідно до якої депресія природної тяги визначається по формулі:

$$h_{np} = \frac{P_o \cdot H \cdot (\alpha_1 - \alpha_2)}{100}, \text{ даПа} \quad (2.157)$$

де  $P_o$  – атмосферний тиск ( $P_o = 760$  мм.рт.ст.в.);

$H$  – глибина шахти, м;

$\alpha_1$ ;  $\alpha_2$  - коефіцієнти, що залежать від середньої температури повітря в стволах шахти

$$\alpha_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T'_{cp}}, \quad (2.158)$$

$$\alpha_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{R \cdot T''_{cp}}, \quad (2.159)$$

де  $R$  – газова постійна для сухого повітря 29,27 м/с;

$T'_{cp}$  – середня температура повітря у повітряподаючих виробках від поверхні до максимальної глибини шахти, °К;

$T''_{cp}$  – середня температура повітря у виробках, що подають вихідний струмень від максимальної глибини шахти до поверхні:

$$T'_{cp} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273, \text{ } ^\circ\text{К} \quad (2.160)$$

де  $t_1$  – температура повітря на вході у повітряподаючий ствол, °С;

де  $t_2$  – температура повітря у приствольному дворі повітряподаючого ствола, °С.

Ця температура може бути визначена по найближчій формулі А.Н. Щербаня

$$t_2 = \sqrt{A + \frac{H}{3,42}} - 19,6, \text{ °С}, \quad (2.161)$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від часу року (для січня  $A=432$ ; для липня  $A=1470$ ).

$$t_{2,зима} = \sqrt{432 + \frac{800}{3,42}} - 19,6 = 5,6 \text{ °С},$$

$$t_{2,літо} = \sqrt{1470 + \frac{800}{3,42}} - 19,6 = 21,3 \text{ °С}.$$

Середня температура повітря у виробках з вихідним струменем повітря визначається по формулі:

$$T_{cp}'' = \frac{t_3 + t_4}{2}, \text{ °К}, \quad (2.162)$$

де  $t_3$  - температура повітря у приствольному дворі вентиляційного стовбура, визначається по формулі, °С:

$$t_3 = t_n + \frac{H - H_o}{H_2} - t_o, \text{ °С}, \quad (2.163)$$

де  $t_n$  – температура порід на глибині зони постійних температур, для Донбасу  $t_n=8-10$  °С;

$H_o$  – глибина зони постійних температур, для Донбасу  $H_o=25-30$  м;

$H_2$  – геометричний градієнт, для Донбасу  $H_2=26-33$  м/град;

$t_o$  – різниця між температурою повітря і порід, °С

$$t_{3,літо} = 10 + \frac{800 - 40}{30} - 5 = 26,7 \text{ °С}.$$

Необхідно охолодити повітря до 26 °С.

$$t_{3,зима} = 10 + \frac{800 - 40}{30} - 10 = 21,6 \text{ °С}.$$



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

$$t_4 = t_3 - 0,5 \cdot \frac{H}{100}, \text{ °С.} \quad (2.164)$$

$$t_{4_{літо}} = 26 - 0,5 \cdot \frac{800}{100} = 23,3 \text{ °С.}$$

$$t_{4_{зима}} = 21,6 - 0,5 \cdot \frac{800}{100} = 18,2 \text{ °С.}$$

Визначаємо середнє значення температури повітря у клітьовому стволі:

– для зимового періоду

$$T'_{cp} = \frac{21,6 + 18,2}{2} + 273 = 292,9 \text{ °К;}$$

– для літнього періоду

$$T'_{cp} = \frac{25 + 21,3}{2} + 273 = 286,2 \text{ °К.}$$

Визначаємо середнє значення температури повітря у повітряподаючих виробках:

– для зимового періоду

$$T''_{cp} = \frac{21,6 + 18,2}{2} + 273 = 292,9 \text{ °К.}$$

– для літнього періоду

$$T''_{cp} = \frac{25 + 21,3}{2} + 273 = 298 \text{ °К.}$$

Визначаємо значення коефіцієнта  $\alpha_1$ :

– для зимових умов

$$\alpha_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 276,8} = 0,166;$$

– для літніх умов

$$\alpha_1 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 286,2} = 0,157.$$

Визначаємо значення коефіцієнта  $\alpha_2$ :

– для зимових умов

$$\alpha_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 298} = 0,155.$$

– для літніх умов

$$\alpha_2 = \frac{13,6 \cdot 100}{29,27 \cdot 292,9} = 0,16.$$

Визначаємо значення природної тяги по формулі:

– для зимового періоду

$$h_{np.z} = \frac{760 \cdot 800 \cdot (0,166 - 0,16)}{100} = 31,46 \text{ даПа.}$$

– для літнього періоду

$$h_{np.l} = \frac{760 \cdot 800 \cdot (0,157 - 0,155)}{100} = 10,9 \text{ даПа.}$$

Для вибору вентилятора необхідні такі дані:

– кількість повітря, що подається в мережу гірничих виробок в даному напрямку:  $q = 139 \text{ м}^3/\text{с}$ ;

– мінімальна депресія:  $h_u^{\min} = 211 \text{ даПа}$ ;

– максимальна депресія  $h_u^{\max} = 249 \text{ даПа}$ .

Згідно рекомендаціям [20] приймаємо вентилятор ВКОД-3,0 м.

Необхідна максимальна і мінімальна депресії вентилятора визначаються по формулі:

$$H_{\epsilon} = h_{ui} \pm h_{np}, \text{ даПа,} \quad (2.165)$$

де  $h_{ui}$  – депресія шахти по напрямку, даПа;

$h_{np}$  – депресія природної тяги, даПа.

Визначаємо депресії вентилятора:

– максимальна  $H_{\epsilon.\max} = 249 - 10,9 = 238 \text{ даПа}$ ;

– мінімальна  $H_{\epsilon.\min} = 211 - 31,46 = 180 \text{ даПа}$ .

Побудуємо характеристику мережі виробок на характеристиці вентилятора для максимальної і мінімальної депресії, для чого знайдено аеродинамічний опір мережі виробок:

$$R_{м.в} = \frac{H_{м.в}}{Q_{м.в}^2}, \text{ к}\mu. \quad (2.166)$$

$$R_{м.в \max} = \frac{238}{139^2} = 0,0098 \text{ к}\mu.$$

$$R_{м.в \min} = \frac{180}{139^2} = 0,08 \text{ к}\mu.$$

Характеристику вентиляційної мережі вентилятора будуємо використовуючи формулу:

$$H_{в.м} = R_{в.м} \cdot Q_{в}^2, \text{ даПа} \quad (2.167)$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.21.

Таблиця 2.21 – Результати розрахунків

$Q_{в}, \text{ м}^3/\text{с}$	50	100	150	200
$H_{\max}, \text{ даПа}$	175	205	245	320
$H_{\min}, \text{ даПа}$	140	170	210	270

За отриманими результатами будуємо криві характеристики напрямку і накладаємо їх на характеристику ВГП (рис. 2.12).

Одержуємо точки перетину А і В, що характеризують режим роботи вентилятора при максимальному і мінімальному опорі мережі виробок.

Режим роботи вентилятора:

– при максимальному опорі:  $Q_p=185 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $H_{p,\max}=238 \text{ даПа}$ ;

– при мінімальному опорі:  $Q_p=196 \text{ м}^3/\text{с}$ ,  $H_{p,\min}=180 \text{ даПа}$ .

Резерв вентилятора по продуктивності:

$$k_p = \frac{Q_{\max}}{Q_{в}} = \frac{185}{139} = 1,22 > 1,15 \quad (2.168)$$

де  $Q_{\max}$  – максимально можлива продуктивність вентилятора при його роботі на мережу з максимальним опором.

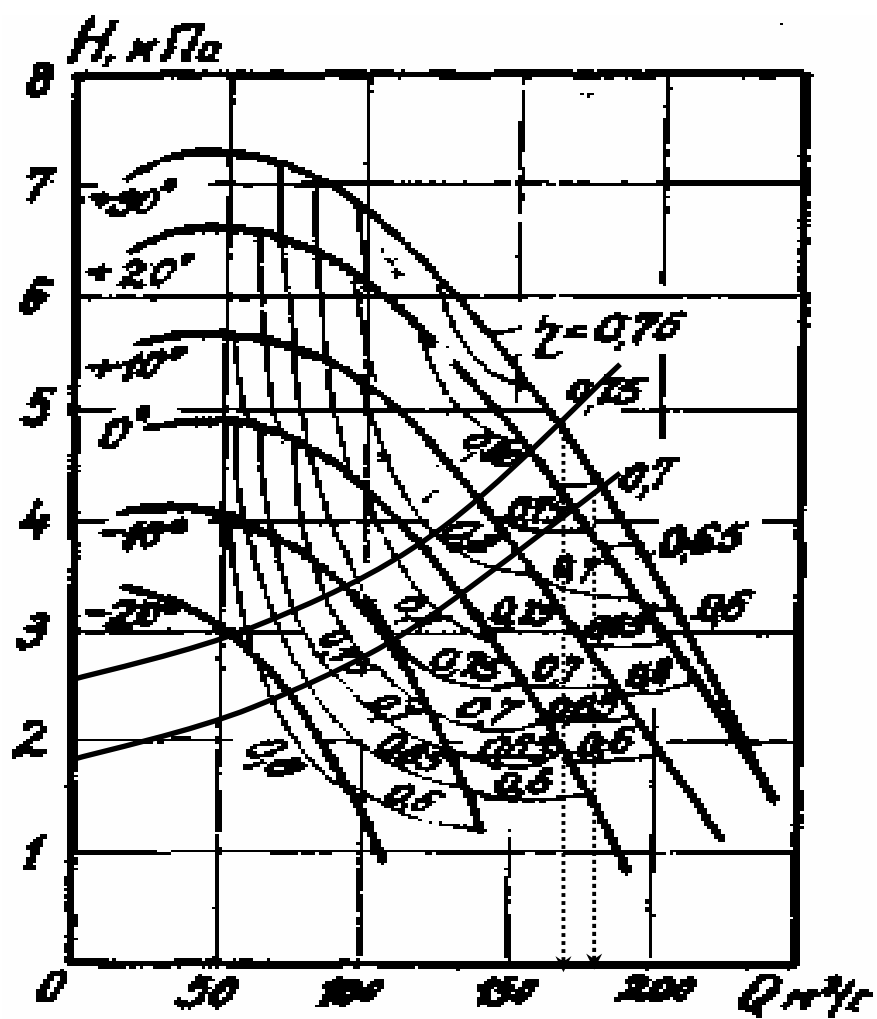


Рисунок 2.13 – Характеристика вентилятора ВЦ-31,5

## 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 зрівноважуючі 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:

$$F_{\text{ст.макс}}=(k \cdot m_{\Gamma}+(n_{\kappa} \cdot m_{\kappa(\text{ст})}-n_{\kappa, \gamma} \cdot m_{\kappa, \gamma}) \cdot H) \cdot g, \text{ Н} \quad (2.129)$$

$$F_{\text{ст.макс}}=(1,15 \cdot 20000+(5,895 \cdot 4-2 \cdot 11,5) \cdot 1029) \cdot 9,81=231627 \text{ Н}$$

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

$$n_{\text{п.дв}}=\frac{60 \cdot V_{\text{макс}}}{\pi \cdot D}, \text{ об/хв} \quad (2.130)$$

$$n_{\text{п.дв}}=\frac{60 \cdot 8,4}{3,14 \cdot 4}=39 \text{ об/хв.}$$

Приймаємо  $n_{\text{п.дв}}=40$  об/хв.

Тоді дійсне значення максимальної швидкості підйому дорівнює

$$V_{\text{макс}}=\frac{\pi \cdot D \cdot n_{\text{п.дв}}}{60 \cdot i}=\frac{3,14 \cdot 4 \cdot 40}{60}=8,5 \text{ м/с.}$$

Орієнтовна потужність підйомного двигуна визначається по формулі:

$$N_{\text{ор}}=\frac{\xi \cdot k \cdot m_{\Gamma} \cdot q \cdot V_{\text{макс}}}{1000 \cdot \eta_{\text{р}}}, \text{ кВт} \quad (2.131)$$

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.

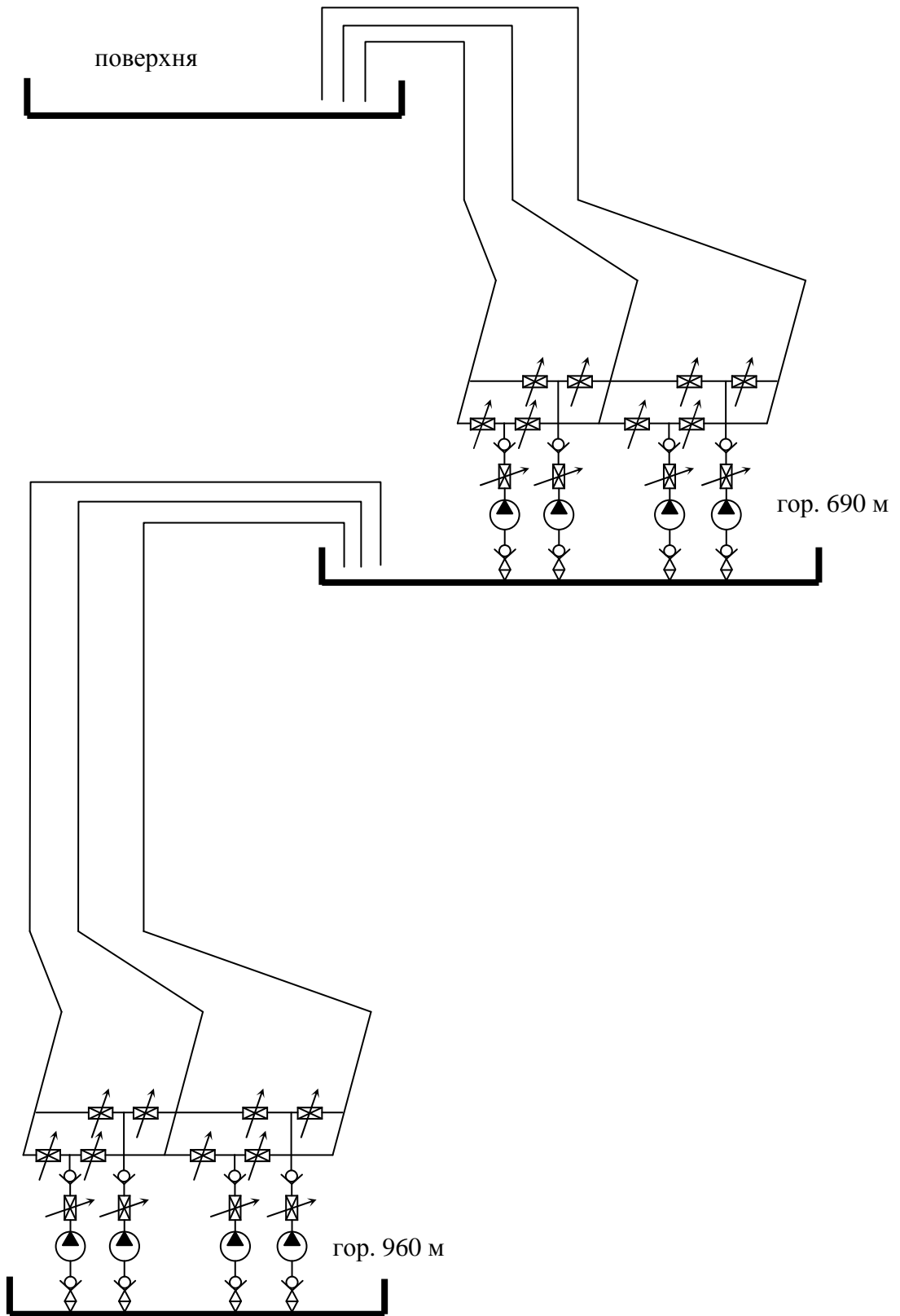


Рисунок 2.11 – Схема шахтного водовідливу

$$H_{\Gamma}^I = 270 + 2,5 = 272,5 \text{ м}$$

$$H_{\Gamma}^{II} = 690 + 2,5 = 692,5 \text{ м}$$

$$H_{\text{оп}}^I = 272,5 \left( 1 + \frac{0,1}{\sin 90^\circ} \right) = 299,75 \text{ м}$$

$$H_{\text{оп}}^{II} = 692,5 \left( 1 + \frac{0,1}{\sin 90^\circ} \right) = 761,75 \text{ м}$$

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 стіки 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 горячочакані труби й випи-  
суємо 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

$$\Delta H_{BC} = \left( \lambda_{BC} \frac{l_{BC}}{d_{BC}} + \sum \zeta_{BC} \right) \frac{v_{BC}^2}{2_d}, \text{ м} \quad (2.155)$$

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

$$\Delta H_H = \left( \lambda_H = \frac{l_H}{d} + \sum \zeta_H \right) \frac{v_H^2}{2_d}, \text{ м} \quad (2.156)$$

$$l_H = \frac{H_\Gamma}{\sin \alpha} + l_1 + l_2 + l_3, \text{ м} \quad (2.157)$$

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).

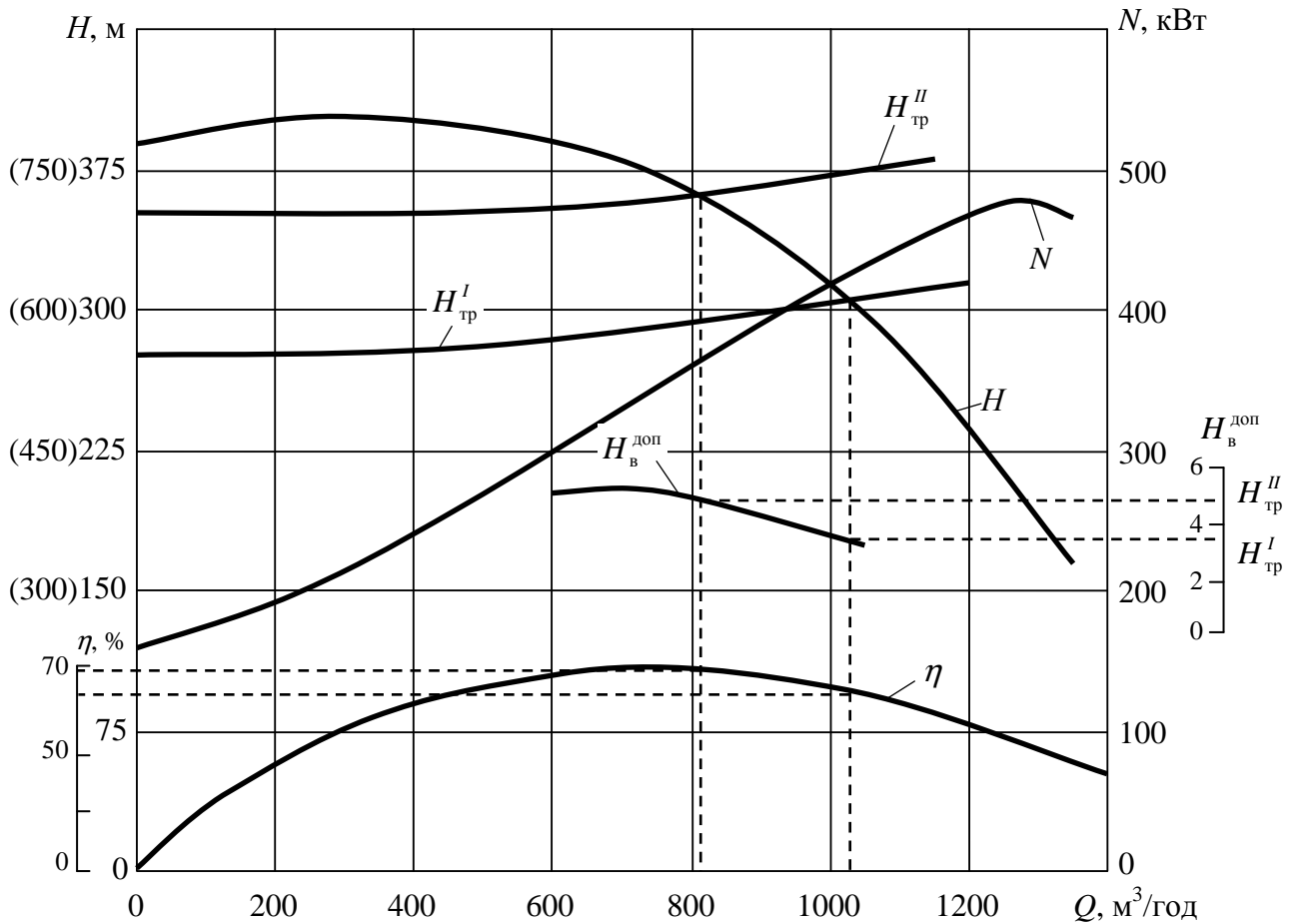


Рисунок 2.12 – Характеристика насоса 12МС-7×3(6)

### 2.7.2.3. Робочі режими насосів

Параметри робочих режимів знаходимо по точці перетинання характеристик насосів і характеристик трубопроводів.

$$Q_p^I = 1040 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$H_p^I = 300 \text{ м};$$

$$\eta_p^I = 62\%;$$

$$H_{\text{вак.доп}}^I = 3,7 \text{ м};$$

$$Q_p^{II} = 829 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$H_p^{II} = 720 \text{ м};$$

$$\eta_p^{II} = 70\%;$$

$$H_{\text{вак.доп}}^{II} = 4,6 \text{ м}.$$

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;  $\eta_{\text{дв}}=954$ ;  $U_{\text{дв}}=6\text{кВ}$ ) і ВАОВ004 ( $N_{\text{дв}}=2000\text{кВт}$ ,  $n=1500$  об/хв;  $\eta_{\text{дв}}=0,95$ ;  $U_{\text{дв}}=6\text{кВ}$ ).

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 шахти

Згідно даного проекту технологічний комплекс поверхні зберігається без змін. Генеральний план промислового майданчика зображений на рис. 2.14. і містить в собі такі об'єкти:

- 1) блок головного та допоміжного стовбура;
- 2) збагачувальна установка;
- 3) котельня;
- 4) вугільний склад;
- 5) вентиляторна установка;
- 6) електропідстанція;
- 7) склад кріпильних матеріалів;
- 8) АБК;
- 9) вуглепородний пункт;

Пропускна спроможність технологічного комплексу поверхні складає 6000 т/добу. Транспорт вугілля і породи від головного стовбура до збагачувальної установки та вугільного складу здійснюється стрічковими конвеєрами. Ємність вугільного складу складає 30000 м<sup>3</sup>. Основні заходи щодо благоустрою і обслуговуванню територій, рішення по розташуванню основних інженерних мереж і комунікацій зберігаються по раніше виконаному і затвердженому техніко-економічну розрахунку (ТЕР).

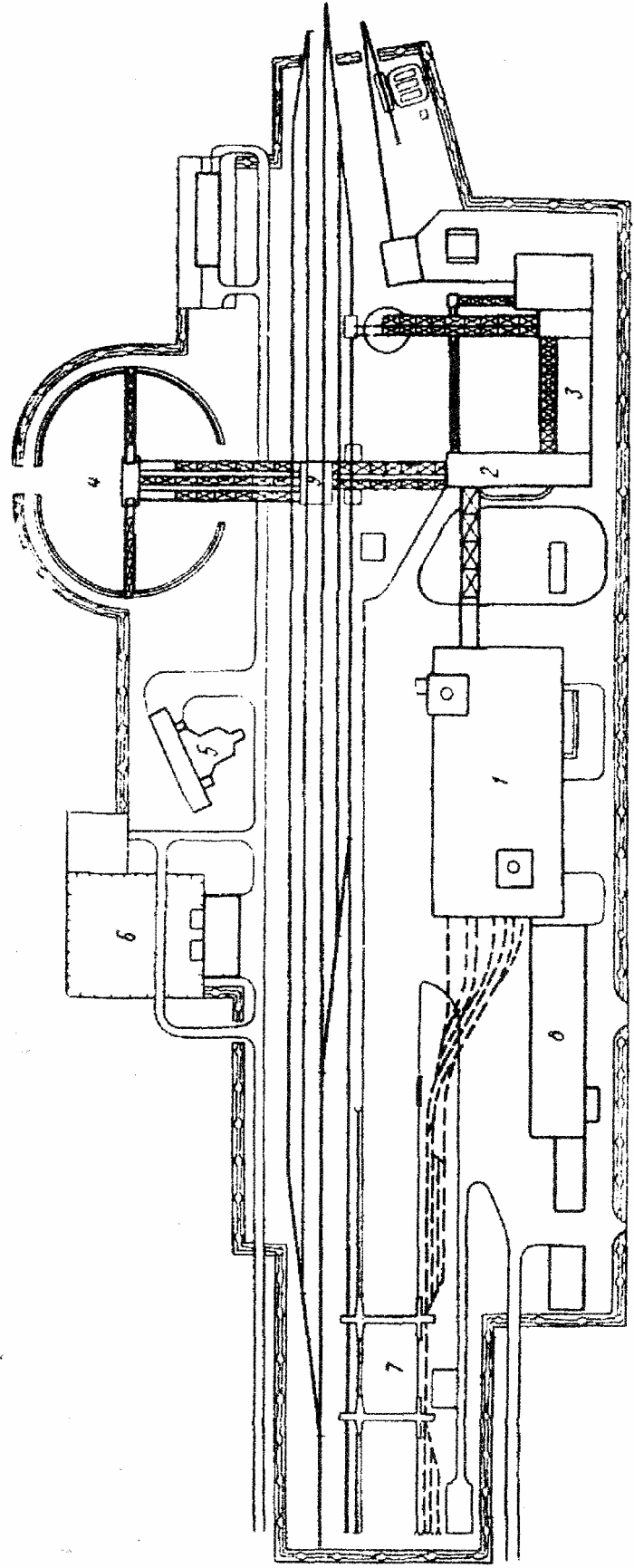


Рис. 2.14 – Схема технологічного комплексу шахти

## 2.9 Охорона праці

### 2.9.1 Комплексне обезпилювання

Для підвищення безпеки робіт у вугільних шахтах і поліпшень умов праці робітників, зайнятих на очисних і підготовчих роботах, важливе значення мають *заходи щодо зниження запиленості повітря*.

Головними джерелами пилоутворення в підземних виробках шахти є такі виробничі процеси: відбивання вугілля, відбивання породи, буріння шпурів і свердловин, підривні роботи, навантаження, перевантаження, транспортування вугілля і породи.

Проектом передбачена організація засобів обезпилювання у всіх підготовчих і очисних вибоях, у навантажувальних і перевантажувальних пунктах.

Для цього здійснюються такі заходи:

- попереднє зволоження вугілля в масиві;
- зрошення при роботі виїмкових комбайнів;
- зрошення в місцях перевантаження вугілля;
- зрошення при механізованому навантаженні вугілля і породи;
- обезпилювання при проведенні підготовчих виробок комбайнами;
- обезпилювання при підривних роботах;
- боротьба з нескріпленим осілим вугільним пилом;
- буріння шпурів і свердловин із промиванням.

Попереднє зволоження вугілля в масиві здійснюється шляхом нагнітання води в масив вугілля високонапірними установками НВУ-30М через довгі свердловини, пробурені паралельно площині очисного вибою. Свердловини буряться станками БС-1М через 20 м. Підвищення ефективності зволоження вугільного масиву досягається застосуванням зволожувача «Синтанол-5» у кількості 0,2 %, що вводиться за допомогою дозатора ДСУ-4.

Зрошення в місцях перевантажень вугілля з конвеєра на конвеєр передбачене за допомогою зонтичних форсунок типу ПФ-5,0-75.

*З метою попередження повторного пилоутворення* в рудникових дворах, головних відкаточних і вентиляційних виробках, машинних і трансформаторних камерах передбачається збирання пилу і побілка стін.

*Для локалізації вибухів вугільного пилу* в гірничих виробках шахти встановлюються водяні заслони відповідно до вимог Правил безпеки.



### 2.9.2 Промислова санітарія і гігієна

*Для індивідуального захисту* кожен підземний робітник забезпечується каскою, саморятувальником, спецодягом і рукавицями, а працюючі в запилених місцях – протипиловими респіраторами. Усім робітникам, що мають контакт із віброінструментом, видаються спеціальні рукавиці з віброгасних матеріалів, допущених до застосування органами санітарного нагляду.

*Для надання першої медичної допомоги* всі підземні трудящі забезпечуються спеціальними перев'язними пакетами, а особи технічного нагляду і бригадири – двома такими пакетами.

*В рудникових дворах* передбачаються камери-медпункти, на ділянках і навантажувальних пунктах розміщуються аптечки першої допомоги і ноші з твердим ложем, що дозволяють транспортувати постраждалого безпосередньо на поверхню.

*У підземних виробках* і в основних поверхневих будівлях передбачені спеціальні санвузли, камери, в яких установлюються вагонетки-приймачі з розрахунку один отвір на 50 чоловік.

Вагонетки з нечистотами не рідше одного разу на добу видаються на поверхню в обладнаний на шахті зливальний пункт і після ретельного промивання і дезінфекції розчином хлорного вапна опускаються в шахту.

*Прийнята система опалення і вентиляції* поверхневих будівель і споруд в комплексі з технологічними, об'ємно-планованими і конструктивними рішеннями відповідає вимогам гігієнічних умов повітряного середовища і чистоти повітря в робочій зоні виробничих приміщень.

*Санітарно-побутове та медичне обслуговування* здійснюється в медичному пункті другої категорії, розташованому в адміністративно-побутовому комбінаті.

### 2.9.3 Протипожежний захист

Відповідно до Правил безпеки у вугільних шахтах проектом передбачені такі основні заходи щодо попередження виникнення пожеж в підземних виробках, а також швидкого їх ліквідування або локалізації:

- використання в усіх гірничих виробках вогнетривкого кріплення;
- використання в усіх камерах з електроустаткуванням негорючого кріплення, а також установлення біля входів до камер протипожежних дверей;
- обладнання верхніх частин стволів, через які подається повітря, протипожежними лядами;

- установлення здвоєних протипожежних дверей в рудникових дворах діючих горизонтів;
- обладнання на діючих горизонтах протипожежних поїздів;
- для ліквідування підземних пожеж на початковій стадії передбачене розміщення в гірничих виробках і камерах засобів пожежегасіння (вогнегасників, піску и таке інше), а також розміщення в них протипожежного водопроводу.

Протипожежний захист будівель та споруд на поверхні забезпечується дотриманням протипожежних розривів між будівлями, забезпеченням вільних під'їздів до пожежних гідрантів, установленням щитів із пожежним інвентарем і таке інше. Запас води для протипожежних потреб зберігається в двох резервуарах місткістю 3000 м<sup>3</sup> кожний, що розташовані в межах промислового майданчика шахти.

#### 2.9.4 Заходи пилогазового і протипожежного режимів

Робітники повинні дотримувати пилогазовий і протипожежний режими:

- забороняється проносити в шахту курильні обладнання, а також палити і використовувати відкритий вогонь в підземних виробках, надшахтних будівлях, в приміщеннях лампових;
- забороняється розкривати в шахтах світильник;
- забороняється ушкоджувати протипожежні пристрої і обладнання з інертним пилом і піском, вогнегасники, водопровідні крани і магістралі, сигнальні пристрої, а також загортати підступи до них. У разі пошкодження цих пристроїв і обладнання, робітник повинен негайно повідомити про це обличчя технічного нагляду;
- при порушенні вентиляції, робітник зобов'язаний негайно припинити роботу, вийти на свіжий струмінь повітря і повідомити про це обличчя технічного нагляду або диспетчера;
- при виникненні пожежі на робочому місці або по шляху проходження робітник повинен взяти заходів по його гасінню всіма доступними підручними засобами — піском, порідними дрібницями, вогнегасниками і при цьому повідомити обличчю технічного нагляду або гірського диспетчера;
- забороняється гасити водою або пінними вогнегасниками кабель або електрообладнання що знаходиться під напругою. Їх необхідно знеструмити, і після цього гасити всіма підручними засобами.

### 2.9.5 Заходи, щодо автоматичного газового захисту

Вимірювання вмісту метану в шахтах проводяться стаціонарною апаратурою або переносними автоматичними приладами і переносними приладами епізодичної дії.

У шахтах III категорії за газами, над категорійних і небезпечних за раптовими викидами контроль концентрації метану переносними автоматичними приладами повинен здійснюватись у привибійних тупикових виробок; у місцях роботи людей у виробках з вихідним струменем повітря; біля виїмкових машин, якщо на виїмкових дільницях виділяється метан і машини не обладнанні вмонтованими автоматичними приладами контролю концентрації метану; на електровозах; біля бурових верстаків під час буріння свердловин; під час розкривання електроустаткування.

Переносні автоматичні прилади контролю вмісту метану повинні розташовуватись: у тупикових виробках – у верхній частині перерізу виробки в 3-5 м від вибою на протилежному від вентиляційному трубопроводу боці виробки в очисних виробках біля корпусу комбайну або врубової машини з боку вихідного струменя; у виробках з вихідним струменем повітря – біля покрівлі виробок у місцях роботи людей: біля бурових верстатів на відстані не більш 1 м від свердловини, що буриться, у напрямку руху вентиляційного струменя біля покрівлі виробки.

У шахтах III категорії за газом, над категорійних і небезпечних за раптовими викидами, контроль концентрації метану стаціонарною апаратурою повинен здійснюватись у при вибійних просторах тупикових виробок довжиною понад 10 м і у вихідних струменях при довжині виробки понад 50 м, якщо у виробках застосовується електроенергія і виділяється метан і біля ВМП з електричними двигунами при розробці пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, а також при розміщенні вентиляторів у виробках з вихідним струменем повітря з очисних або тупикових виробок; у вхідних до очисних виробок струменях у разі низхідного провітрювання, у разі послідовного провітрювання, а також у разі розробки пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, із застосуванням електроенергії незалежно від напрямку руху вентиляційного струменя в очисній виробці; у вихідних струменях очисних виробок, у яких застосовується електроенергія, та у вихідних струменях виїмкових дільниць незалежно від застосування електроенергії; у тупиках вентиляційних виробок, що погашаються услід за очисними вибоями; у місцях розміщення електроустаткування; у рудниковому нормальному виконанні й електроустаткуванню загального призначення; у виробках з вихідним струме-

нем повітря за межами виїмкових діляниць (до стволів), якщо в них є електроустаткування і кабелі; у вихідних струменях крил і шахт, небезпечних за раптовими викидами; біля змішувальних камер (змішувачів) газовідсмоктувальних установок; у камерах газовідсмоктувальних вентиляторів.

Датчики стаціонарної апаратури контролю вмісту метану повинні встановлюватись: у при вибійних просторах тупикових виробок – під покрівлю на відстані 3-5 м від вибою на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; для контролю шарових скупчень – в 20-30 м від тупикових виробок – під покрівлю на відстані 3-5 м від вибою тупикової виробки біля затяжок покрівлі на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; у вихідних струменях тупикових виробок – на відстані 10-20 м від устя виробки під покрівлю на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; біля пересувних підстанцій на відстані 10-15 м від підстанції в бік вибою під покрівлю на боці, протилежному вентиляційному трубопроводу; біля ВМП з електричними двигунами – на відстані не менш як 10 м від вентилятора з боку вибою тупикової виробки пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу, та у 3-5 м перед ВМП з боку входу вентиляційного струменя за умови його встановлення у виробці, в яку поступає струмінь повітря із інших тупикових або очисних виробок; у вхідних струменях очисних виробок при низхідному провітрюванні – на відстані не більш ніж 5 м від лави у верхній частині перерізу виробки на боці, протилежному лаві. При висхідному провітрюванні очисних виробок на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу – між лавою та розподільним пунктом на відстані не більш як 50 м від лави; у вихідних струменях очисних виробок – у 10-20 м від очисного вибою на стінці, протилежній виходу із лави, посередині висоти виробки.

При спарених лавах зі спільним вихідним струменем повітря або при схемах провітрювання виїмкових діляниць з підсвижуванням вихідного вентиляційного струменя – в очисній виробці на відстані не більш як 15 м від виходу з неї; у вхідних струменях виїмкових діляниць – у 10-20 м від місця входу вхідного струменя на діляницю; у виробках з вихідним струменем повітря за межами виїмкових діляниць – у 10-20 м від сполучень їх з вентиляційними виробками діляниць і на відстані не більш як 10 м від сполучення її з вентиляційною виробкою найближчої до ЦНН діляниці за напрямком вентиляційного струменя; біля змішувальних камер (змішувачів) газовідсмоктувальних установок – у 15-20 м від вихідного отвору камери (змішувачів) за ходом вентиляційного струменя біля стінки виробки на боці розташування змішувальної камери

(змішувача); у камерах газовідсмоктувальних установок – біля покрівлі на газовідсмоктувальним вентилятором.

Стаціонарна автоматична апаратура контролююча вміст метану повинна вимикати електроенергію при установленні на концентрацію метану:

- у при вибійний просторах тупикових виробок – 2%;
- у вихідних струменях тупикових виробок 1%;
- у вихідних струменях очисних виробок і виїмкових дільниць – 1,3%;
- біля пересувних електричних підстанцій, що розміщуються в тупикових виробках – 1%;
- у вихідних струменях виїмкових дільниць і очисних виробок, а також перед ВМП з електродвигунами – 0,5%. Для попередження загазувань допускається настройка датчиків на відключення ВМП – 1% за умови, за умови, що зі всіх електроприймачів у тупиковій і очисній виробках при концентрації метану у вхідному струмені понад 0,5% буде автоматично зніматися напруга;
- у виробках з вихідним струменем повітря за межами виїмкової дільниці біля сполучень з вентиляційними виробками – 1%;
- у виробках з вихідним струменем повітря за межами виїмкових дільниць перед ЦПП – 1%;
- при контролі шарових та інших місцевих скупчень метану у гірничих виробках – 2%;
- біля змішувальних камер (змішувачів) газовідсмоктувальних установок – 1,3% у вентиляційних виробках виїмкових дільниць і 1% – у виробках за межами виїмкових дільниць;
- у камерах газовідсмоктувальних установок – 1%.

Автоматичний газовий захист (АГЗ і централізований телеконтроль змісту метану істотно підвищує оперативність і надійність контролю метану, є необхідними заходами при впровадженні на шахтах, небезпечних з газу прогресивних технологічних схем виїмки вугілля. Для здійснення АГЗ рекомендується застосовувати апаратуру комплексу «Метан».

Апаратура містить у собі наступні вироби: датчик метану термокatalітичеський ППІ-1 з виносним блоком чуттєвих елементів ДМВ, апарат сигналізації АС-8, апарат сигналізації АС-9, стійку приймачів телевимірювання СПІ-1.

### 2.9.6 План ліквідації аварій

План ліквідації аварій складається один раз на шість місяців і передбачає заходи, що забезпечують:

- рятування людей, що знаходяться в шахті під час аварії;
- ліквідацію аварії;
- попередження розвитку аварії.

Для зручності користування планом ліквідації аварій кожній виробці (групі виробок, надшахтній споруді) надається номер (позиція), який наноситься на схему вентиляції (план гірничих виробок). Нумерують позиції за напрямком руху вентиляційного струму, починаючи з поверхні. Виробки, що входять до однієї позиції, фарбуються на схемі вентиляції одним кольором.

Позиції оперативної частини плану ліквідації аварій (ПЛА) складаються на випадок:

- *пожежа* — на всі гірничі виробки шахти, надшахтні будівлі і споруди, при пожежі в яких продукти горіння можуть потрапити до шахти, будівлі підйомів, компресорної, вакуумнасосної;
- *вибух* — на всі гірничі виробки газових шахт, в яких знайдено метан при нормальному режимі провітрювання, а також виробки і споруди з інтенсивним пилоутворенням шахт, небезпечних за вибухами вугільного пилу, будівлі вакуумнасосної та компресорної, склади ВМ;
- *раптовий викид* — на всі очисні та підготовчі вибої, небезпечні за раптовими викидами вугілля, породи, газу;
- *прорив води* — на всі виробки і зони, небезпечні по прориву води;
- *гірничий удар* — на всі виробки і зони, небезпечні по гірничим ударам;
- *обрушення покрівлі* — на всі виробки шахти однією загальною позицією.

Плани ліквідації аварій з відповідними додатками мають знаходитися у гірничого диспетчера та в гірничорятувальному взводі, що обслуговує шахту. у начальників дільниць мають знаходитися правила поведінки робітників дільниці під час виникнення аварії. До екземпляру плану ліквідації аварій, що знаходиться у гірничого диспетчера, мають бути додані бланки спеціальних пропусків на спуск людей у шахту під час аварії. Список осіб та установ, що мають сповіщатися та викликатися у випадку аварії, має знаходитися на телефонній станції шахтоуправління.

Вивчення плану ліквідації аварій технічним наглядом шахти проводиться під керівництвом головного інженера до вводу плану в дію, при цьому інжене-

рно-технічними робітниками вивчаються також «Обов'язки посадових осіб, що беруть участь в ліквідації аварій». Ознайомлення робочих з правилами поведінки під час виникнення аварій та запасними виходами здійснює начальник дільниці при надходженні робочого на шахту і надалі один раз у півроку перед вводом плану ліквідації аварій в дію, а також при його коректуванні в частині, що стосується даної дільниці.

Форма позиції і примірна схема складання оперативної частини плану ліквідації аварій надана нижче.

Таблиця 2.22 – Оперативна частина плану ліквідації аварії

№ п/п	Заходи щодо порятунку людей і ліквідації аварії	<u>Відповідальний за виконання</u> Виконавці
1	Викликати взвод ДВГРС Забезпечити прибуття на шахту 3 відділень ДВГРС, автомобілів с технікою гасіння пожеж водою та піною	<u>Гірничий диспетчер</u> Телефоністка <u>Командир взводу</u> Черговий у телефону ВГРЧ
2	Забезпечити нормальну роботу вентиляторів головного провітрювання	<u>Головний механік</u> Гірничий диспетчер, черговий слюсар ЕМО
3	Відключити електроенергію на крилі шахти	<u>Головний енергетик</u> Черговий поверхневої підстанції
4	Сповістити про аварію системою ІГАС-3 і телефонами і вивести всіх людей із шахти	<u>Гірничий диспетчер</u> Змінний ІТР ділянок, члени ВГР
5	Направити членів ВГР східної лави № 1 та західної лави №1 з респіраторами і засобами пожежогасіння з пунктів ВГР у східну лаву № 1 для ліквідації пожежі і порятунку людей до прибуття відділень ВГРЧ	<u>Гірничий диспетчер</u> Начальник ВГР, члени ВГР
6	Забезпечити подачу води по повітряподаючому стовбуру, вентиляційному квершлагу, польовому вентиляційному штреку, східному уклону № 2 в лаву	<u>Головний механік</u> Черговий слюсар
7	Доставити пожежний потяг на сполучення польового вентиляційного штреку та східного уклону № 2	<u>Начальник ВШТ</u> Машиніст електровозу, член ВГР ВШТ
8	Направити: 1-є відділення ВГРЧ на сполучення східного уклону №1 з лавою для порятунку людей; 2-є відділення ВГРЧ на сполучення східного уклону №2 з лавою для ліквідації пожежі; 3-є відділення ВГРЧ по розсуду відповідального керівника робіт з ліквідації аварії на порятунок людей, надання першої медичної допомоги потерпілим у залежності від обстановки;	Головний інженер <u>(гірничий диспетчер)</u> Командир ВГРО
9	Викликати машини «швидкої допомоги» і реанімаційні	<u>Гірничий диспетчер</u> Телефоністка

## 2.10 Охорона навколишнього середовища

### 2.10.1 Охорона атмосфери

На шахті типовими забруднювачами навколишнього середовища є породні відвали, вихідний струмінь повітря шахти, котельня, яка використовує в якості палива вугілля. Основним джерелом забруднення навколишнього середовища є котельня і кузня. Тому розрахуємо максимальні концентрації шкідливих речовин, які викидаються ними в атмосферу.

Відповідно з цим проводимо розрахунок шкідливих речовин у приземному шарі атмосфери. Кількість викидів шкідливих речовин в атмосферу з джерела представлена в таблиці 2.23.

Таблиця 2.23 – Викиди шкідливих речовин в атмосферу

Шкідливі речовини	Труба кузні, г/с	Труба котельні, г/с
Окис вуглецю ( $CO$ )	0,60961	4,487
Діоксид сірки ( $SO_2$ )	0,066176	4,437
Діоксид азоту ( $NO_2$ )	0,0038	0,6082

Розрахуємо максимальне значення концентрації викиду шкідливих речовин для кожного джерела:

Максимально можлива фактична концентрація речовини в повітрі для кожного джерела забруднення при несприятливих метеорологічних умовах дорівнює:

$$C_m = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n \cdot \eta}{H^2 \cdot \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}}, \quad (2.169)$$

де  $A$  – коефіцієнт, що залежить від температурної стратифікації атмосфери (приймається для розташованих в Україні джерел висотою менш 200 м у зоні південніше  $50^\circ$  північної широти рівним 200);

$M$  – маса шкідливої речовини, що викидається в атмосферу в одиницю часу;



$F$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує швидкість осідання шкідливих речовин в атмосферному повітрі (приймається рівним для газів  $F=1$ , для 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, м;

$\eta$  – безрозмірний коефіцієнт, що враховує вплив рельєфу місцевості, у випадку рівної або слабопересіченої місцевості з перепадом висот не перевищуючим 50 м на 1 км  $\eta=1$ ;

$\Delta T$  – різниця між температурою викидаємої газоповітряної суміші і температурою навколишнього атмосферного повітря, °С;

$V_1$  – витрата газоповітряної суміші, м<sup>3</sup>/с.

Витрату газоповітряної суміші визначають по формулі

$$V_1 = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot \omega_0}{4}, \quad (2.170)$$

де  $D$  – діаметр устя джерела викиду,  $D=1,2$  м;

$\omega_0$  – середня швидкість виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду, м/с.

Значення коефіцієнтів  $m$  і  $n$  визначаються залежно від параметрів  $f$ ,  $V_m$ ,  $V_m^1$  і  $f_e$ :

$$f = 1000 \frac{\omega_0^2 \cdot D}{H^2 \cdot \Delta T}; \quad (2.171)$$

$$V_m = 0,653 \sqrt{\frac{V_1 \cdot \Delta T}{H}}; \quad (2.172)$$

$$V_m^1 = 1,3 \frac{\omega_0 \cdot D}{H}; \quad (2.173)$$

$$f_e = 800 \cdot (V_m^1)^3. \quad (2.174)$$

Коефіцієнт  $m$  при  $f < 100$  визначається по формулі:

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1\sqrt{f} + 0,34\sqrt[3]{f}}. \quad (2.175)$$

Коефіцієнт  $n$  при  $f < 100$  й  $0,5 \leq V_m < 2$  визначається по формулі:

$$n = 0,532 \cdot V_m^2 - 2,13V_m + 3,13. \quad (2.176)$$

Визначимо максимальне значення концентрації шкідливих речовин при викиді із циліндричного джерела (труби) котельні, яка розташована на пром-майданчику шахти. Котельня має одну трубу  $d=1,2$  м та висотою  $H=40$  м. Середня швидкість та температура виходу газоповітряної суміші з устя джерела викиду складає 5,2 м/с при температурі 115°C.

$$V_1 = \frac{3,14 \cdot 1,2^2 \cdot 5,2}{4} = 5,8 \text{ м}^3/\text{с};$$

$$f = 1000 \frac{5,2^2 \cdot 1,2}{40^2 \cdot 88} = 0,23;$$

$$V_m = 0,65\sqrt[3]{\frac{5,8 \cdot 88}{40}} = 1,53 \text{ м/с};$$

$$V_m^1 = 1,3 \frac{5,2 \cdot 1,2}{40} = 0,2 \text{ м/с};$$

$$f_e = 800 \cdot (0,2)^3 = 6,4.$$

$$m = \frac{1}{0,67 + 0,1\sqrt{0,23} + 0,34\sqrt[3]{0,23}} = 1,08.$$

$$n = 0,532 \cdot 1,53^2 - 2,13 \cdot 1,53 + 3,13 = 1,12.$$

Максимальна концентрація шкідливих речовин в атмосфері дорівнює:

$$C_{\text{мCO}} = \frac{200 \cdot 4,487 \cdot 1 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,085 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК=5,0 мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{мSO}_2} = \frac{200 \cdot 4,437 \cdot 1 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,084 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК=0,5 мг/м}^3\text{)};;$$

$$C_{\text{мNO}_2} = \frac{200 \cdot 0,6082 \cdot 1 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,011 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,085 \text{ мг/м}^3\text{)};$$

$$C_{\text{пилу}} = \frac{200 \cdot 0,459 \cdot 3 \cdot 1,08 \cdot 1,12 \cdot 1}{40^2 \cdot \sqrt[3]{5,88 \cdot 88}} = 0,026 \text{ мг/м}^3 \text{ (ПДК}=0,3 \text{ мг/м}^3\text{)}$$

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.24.

Таблиця 2.24 – Результати розрахунків викидів шкідливих речовин з труби котельні

Шкідливі речовини	$F$	$T, C$	$n$	$m$	$H, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$\Delta T, C$	$\omega, \text{ м/с}$	$V, \text{ м/с}$	$f$	$V_m, \text{ м/с}$	$V_m^1, \text{ м/с}$	$f_e$	$C_m$	ПДК
CO	1	114	2,07	1,08	40	1,5	88	4,1	5,88	0,23	1,53	0,2	6,4	0,085	5,0
NO <sub>2</sub>	1													0,011	0,085
SO <sub>2</sub>	1													0,084	0,5
Пил	3													0,026	0,3

Після проведеного розрахунку кількості викидів шкідливих речовин в атмосферу від котельні, можна зробити висновок, що кількість усіх викидів шкідливих речовин знаходяться у межах норми.

Розрахунок по іншим джерелам робимо аналогічно. Усі розрахунки зводимо таблицю 2.25.

Таблиця 2.25 – Результати розрахунків викидів шкідливих речовин з труби кузні

Шкідливі речовини	$F$	$T, C$	$n$	$m$	$H, \text{ м}$	$d, \text{ м}$	$\Delta T, C$	$\omega, \text{ м/с}$	$V, \text{ м/с}$	$f$	$V_m, \text{ м/с}$	$V_m^1, \text{ м/с}$	$f_e$	$C_m$	ПДК
CO	1	97	1,12	1,18	8,0	0,3	70	1,25	0,08	0,1	0,58	0,06	0,17	2,62	5,0
NO <sub>2</sub>	1													0,02	0,085
SO <sub>2</sub>	1													0,28	0,5
Пил	3													0,27	0,3

За таблицею 2.25 можна зробити висновок, що кількість усіх викидів шкідливих речовин, які викидаються з труби кузні, знаходяться у межах норми та не потребують інших додаткових засобів очистки.

### 2.10.2 Охорона гідросфери

Шахтні води мають гідрокарбонатно-сульфатний та сульфатно-гідрокарбонатно-натрієвий склад з мінералізацією від 0,48 до 2,2 г/дм<sup>3</sup>.

Приток шахтних вод складає 8917 тис.м<sup>3</sup>/рік.

Шахтні води відкачуються у відстійник. Освітлені води поступають на фільтри для кінцевої очистки.

Очищена вода відводиться трубопроводом в резервуар запасу води для контакту з хлором, а потім обеззаражена вода відводиться по колектору у відстійник-освітлювач і скидається у річку.

Ефективність очистки достатньо стабільна і складає 60-70 %.

Якісна характеристика складу шахтних стічних вод представлена в табл. 2.26.

Таблиця 2.26 – Якісна характеристика складу шахтних стічних вод

Показники	Концентрація забрудненої речовини, мг/л		
	до очищення	після очищення	допуск
Зважені речовини	24,5	8,0	10
Мінералізація	2700	900	1800
Сульфати	195	58,5	190
Хлориди	335	68,0	290
Фосфати	7,8	2,4	2,8

Згідно табл. 2.26 можна зробити висновок, що усі забруднюючі речовини шахтних стічних вод не перевищують допустимої межі. Таким чином додаткових заходів по покращенню якості очищених шахтних стічних вод не потрібно.

### 2.10.3 Охорона літосфери

На території шахти існує один недіючий відвал.

Відвал є не горючим і не діючим, висотою 54 м, об'ємом 1542750 м<sup>3</sup> (2623000 т), площею 4 га (40000 м<sup>2</sup>).

Для ефективної охорони літосфери пропонується проводити розробку усіх породних відвалів по методиці ВНДІОСвугілля.

Породи відвалу шахти можна використовувати в якості вихідної сировини у виробництві будівельних матеріалів, а також як баласт при будівництві автошляхів.

За рік на баласт при будівництві автошляхів використовується 200000 т породи; на виготовлення шлакоблоку – 22000 т породи; на виготовлення цементу – 46000 т породи. Річний видобуток складе 268 тис. т. Строк розробки відвалу складе 10 років.

Після завершення розробки відвалу необхідно провести рекультивацію земель у два етапи: гірничотехнічний та біологічний.

Після відновлення родючості земель вони можуть бути використані у сільсько-господарському напрямку та для створення дачних та садово-огородних товариств, а також паркових та рекреаційних зон відпочинку.

### 2.11. Заходи цивільної оборони

Згідно з постановою Кабінету міністрів України №1198 «Про єдину державну систему запобігання і реагування на надзвичайні ситуації техногенного та природного характеру» з метою своєчасного проведення роботи, пов'язаної із запобіганням і реагуванням на надзвичайні ситуації на шахті організовано службу цивільної оборони.

Основними завданнями цієї служби є:

- забезпечення реалізації заходів щодо запобігання виникнення надзвичайних ситуацій;
- навчання населення поведженню і діям у випадку виникнення надзвичайної ситуації;
- виконання цільових і науково-технічних програм, спрямованих на запобігання надзвичайних ситуацій;
- прогнозування і оцінка соціально-економічних наслідків надзвичайних ситуацій, визначення на основі прогнозу потреби в силах, засобах, матеріальних і фінансових ресурсах;
- створення, раціональне збереження і використання резервів матеріальних і фінансових ресурсів, необхідних для запобігання і реагування на надзвичайні ситуації;

- оповіщення населення про погрозу і виникнення надзвичайних ситуацій, своєчасне і достовірне його інформування про фактичну обстановку і вжиті заходи;
- захист населення у випадку виникнення надзвичайних ситуацій;
- проведення рятувальних і інших невідкладних робіт з ліквідації надзвичайних ситуацій, організація життєзабезпечення постраждалого населення;
- зм'якшення можливих наслідків надзвичайних ситуацій у випадку їхнього виникнення;
- здійснення заходів щодо соціального захисту постраждалого населення, проведення гуманітарних акцій;
- реалізація визначених законодавством прав у сфері захисту населення від наслідків надзвичайних ситуацій, у тому числі осіб (чи їхніх родин), що брали безпосередню участь у ліквідації цих ситуацій.

Основними засобами забезпечення захисту громадян є:

- укриття у захисних спорудах;
- використання індивідуальних засобів захисту;
- евакуація громадян.

Для захисту робітників, що працюють на поверхні шахти, на промисловому майданчику шахти передбачено відокремлену захисну споруду третього класу на 1200 чоловік, обладнану необхідним устаткуванням і системою життєзабезпечення людей, що переховуються. Вона включає запірні устрої для герметизації укриття, систему фільтровентиляції, медичний пункт і таке інше.

Для захисту підземних робітників у рудниковому дворі горизонту 915 м пристосовується під захисну споруду гірнична виробка на 1500 чоловік. Виробка відокремлюється від вентиляційної мережі шахти за допомогою восьми герметичних вузлів. Об'єм повітря, що міститься в споруді, забезпечує життєдіяльність персоналу протягом 84 годин.

Для захисту робітників, що обслуговують поверхневий комплекс блоку №3.3, цим проектом передбачене будівництво відокремленої захисної споруди місткістю 150 чоловік (у тому числі 50 жінок).

Відповідно до встановленої місткості в сховищі передбачені:

- приміщення для людей, що переховуються;
- санітарний пост;
- вхід та аварійний вихід;
- однокамерний тамбур-шлюз при вході;
- фільтровентиляційне приміщення;
- приміщення для продовольства;
- роздільні санвузли.

На шахті залежно від обставини, яка склалася на час НС, може бути проведено загальна або часткова евакуація робітників тимчасового або безповоротного характеру.

Загальна евакуація проводиться за рішенням Кабінету Міністрів України для всіх категорій населення і планується на випадок небезпечної концентрації поражаючих факторів (якщо не виникає безпосередня загроза життю та заподіяння шкоди здоров'ю населення, яке проживає в зоні ураження).

Організоване здійснення евакуації, запобігання проявам паніки і недопущення загибелі людей своєчасно забезпечується шляхом:

- завчасного планування евакуації населення;
- визначення зон, придатних для розміщення евакуйованих;
- підготовки уповноважених органів управління з питань надзвичайних ситуацій та цивільного захисту населення до виконання евакуаційних заходів;
- організації оповіщення керівного складу і населення про початок евакуації;
- організації управління евакуацією;
- життєзабезпечення евакуйованого населення у районах позаміської зони;
- навчання населення діям під час проведення евакуації.

Евакуаційні заходи при загрозі та виникненні НС на шахті здійснюються за рішенням місцевих органів виконавчої влади, виконавчих органів рад, уповноважених органів з питань надзвичайних ситуацій та цивільного захисту населення відповідного рівня. Здійснює штаб ЦО і евакуаційна комісія підприємства у випадку виникнення НС на шахті евакуація населення здійснюється комбінованим способом, який передбачає у мирний час вивезення основної частини населення з міст і небезпечних районів усіма видами наявного транспорту, а у воєнний час-транспортом, який не передається до складу Збройних Сил України, у поєднанні з виведенням найбільш витривалої частини населення пішки.

Для забезпечення евакуйованого населення житлом використовуються квартири і будинки місцевих жителів (ущільнення), а також пансіонати, санаторії, будинки відпочинку, дитячі і трудові табори, туристичні бази, дачні кооперативи.

У випадку, коли в позаміських районах області неможливо повністю розмістити все евакуйоване населення, частина його може бути розселена у сільських районах сусідніх областей. При цьому всі заходи, пов'язані з розселенням міського населення в сільських районах інших областей, погоджуються з відповідними органами влади і вищими начальниками цивільної оборони.

Оскільки на підприємстві планується продовжувати роботу, для підвезення робочих змін на роботу, в першу чергу, виділяються приміські та пасажирські автобуси.

Автомобільний транспорт, що призначений для евакуації населення, формується в автомобільні колони, які закріплюються за маршрутами. При цьому не допускаються автомобільні евакуаперевезення на великі відстані, особливо на тих напрямках, де достатньо розвинуті залізничні або водні шляхи сполучення.

Значна частина населення виводиться пішки. Пішим порядком евакуація планується на відстань добового переходу ( 30 – 40 км). Виведення населення пішки організовується колонами по дорогах, які не використовуються для інших перевезень, або за позначеними маршрутами і колонними шляхами.



Закінченням евакуації вважається час виведення (вивезення) за межі важливих зон радіаційного опромінення всього населення, за виключенням працюючих змін, які продовжують роботу в містах.

Безпосередньо здійснюють евакозаходи спеціально організовані підрозділи місцевих органів державної виконавчої влади. Для проведення евакуації населення на допомогу штабам цивільної оборони створюються евакуаційні органи. До них належать:

- обласні, міські, районні та об'єктові евакокомісії;
- евакуаційні комісії міністерств, відомств, організацій та установ;
- збірні евакуаційні пункти;
- приймальні евакокомісії та приймальні евакуаційні пункти;
- пункти посадки і висадки, а також проміжні пункти евакуації.

Так само всім співробітникам повинні видаватися індивідуальні засоби захисту призначені для захисту людини від радіоактивних речовин. Принцип захисту цих індивідуальних засобів захисту повинен бути ізолюючим. Тобто повністю ізолювати організм людини від навколишнього середовища за допомогою матеріалів, непроникних для повітря і шкідливих домішок, що знаходяться в ньому.

Виконання всіх вище перерахованих заходів дозволяє ефективно проводити евакуацію і розосередження населення при виникненні НС, а також уникнути значних людських втрат.

3. Основна частина проекту: «Розробка заходів щодо переходу геологічного порушення комплексно механізованою лавою»

### 3.1. Характеристика геологічних порушень

Ефективність застосування мех. комплексів залежить від присутності в межах виїмкової ділянки різних геологічних порушень.

На шахтах України зустрічаються порушення 2-х груп: розривні та зв'язні порушення.

Біля геологічних порушень є зона послаблених порід, розміри якої коливаються від декількох сантиметрів до десятків метрів.

Досвід переходу розривних порушень на шахтах України вказує, що важкість переходу залежить від амплітуди, потужності пласта, мінімальної та максимальної робочої висоти кріплення та сумарної потужності слабих порід в покрівлі та ґрунті, які можуть бути зруйновані виконавчим органом комбайну. Розривні порушення можуть бути розділені на 3 групи.

До першої групи належать порушення, при переході яких не утворюється необхідність в підризці бокових порід. Це скидання з невеликою амплітудою, яка не перевищує різницю між потужністю пласта і мінімальною робочою висотою кріплення, тобто виконується умова

$$H \leq m - h_{\min} \quad (3.1)$$

де  $H$  – амплітуда скидання, м

$m$  – потужність пласта, м

$h_{\min}$  – мінімальна робоча висота кріплення, м

$$0,9 \leq 1,6-4,3$$

$$0,9 \leq -2,7$$

Умова виконується.

Оскільки у даному випадку має місце взброс пласта це порушення переходимо ступінчастим підійманням кріплення до порушення без підризки бокових порід.

При переході на відстань  $l_y$  від порушення починаємо збільшувати роздвижність гідростійок кріплення на величину ступені до придання необхідного кута похилу в напрямку просування з таким розрахунком, щоб при підході к збрасивателю первинна роздвижність комплексу збільшилась до амплітуди взбросу.

Відстань  $l_y$ , з якої необхідно починати опускання комплексу, визначається за формулою

$$l_y = r \cdot ((H-h)/h), \text{ м} \quad (3.2)$$

де  $r$  – ширина захвата комбайна, м

$h$  – висота ступіні, м  $h=0,1$

$$l_y = 0,63 \cdot ((0,9-0,1) / 0,1) = 5,04 \text{ м}$$

Загальний путь переходу порушення в напрямку просування лави визначається за формулою

$$l_y = r \cdot ((H-h_1)/h_1 + (H-h)/h), \text{ м} \quad (3.3)$$

де  $h_1$  – висота ступіні верхньої пачки, м  $h_1=0,15$

$$l_y = 0,63 \cdot ((0,9-0,15) / 0,15 + (0,9-0,1) / 0,1) = 8,2 \text{ м}$$

3.2. Розташування вибою лави відносно геологічного порушення та технологія ведення робіт при розвороті вибою в плоскості пласта

Зустрічаються 3 випадки розташування вибою лави відносно геологічного порушення: діагональне, паралельне та перпендикулярне. У даному випадку має місце паралельне порушення.

Досвід роботи показує, що найбільш сприятливим є випадок коли вибій лави перетинає порушення під кутом  $25^\circ$ . У зв'язку з цим при підході лави к порушенню розвернути лаву відповідним чином.

Схема реалізована у варіанті: розворот з одностороннім вигином бази.

Порядок операцій при розвороті:

- на ділянці лави, рівній вибраній довжині ступеня карбу, конвеєр діагонально посувається до вибою, у краї ніші – впритул
- комбайн знімає клиновидну смугу вугілля на довжині ступеня карбу і перегониться вхолосту на відстань, перевищуючу довжину 1-ї і 2-ї ступенів.

Після цього проводиться пересування конвеєра на довжину лави, рівній 2-м ступеням.

Збільшую довжину кожного наступної заходки на величину ступеня карбу, відпрацьовуються усі ділянки. Після першого етапу розвороту, закінчується виймання вугілля по всій довжині лави та вирівнюванням вибою, послідовність операцій повторюється.

### 3.3. Параметри та показники схеми розвороту

Кут розвороту вибою за одну заходку при схемі з вигином бази:

$$\alpha = \arcsin r / l_3, \text{ градус} \quad (3.4)$$

де  $l_3$  – довжина ступені карбу, м

Довжина ступені визначається по формулі

$$l_3 = r / \sin \alpha_1 \quad (3.5)$$

де  $\alpha_1$  – дозволений кут зламу конвеєру, град;

$$l_3 = 0,63 / \sin \alpha = 12,6 \text{ м}$$

Довжину ступені карбу округляємо до  $l_3^I$  кратній довжині лави  $l_3^I = 35$

$$\alpha = \arcsin 0,63/12,6 = 19^\circ$$

Кількість ступенів каргу по довжині лави визначається по формулі

$$n = l / l_3^I \quad (3.6)$$

$$n = 335 / 35 = 9,6$$

Частота відновлення вибою  $K_0$ .

Значення  $K_0$  приймаємо на основі роботи обладнання.  $K_0 = 0,25$

Радіус розвороту кінця лави визначається по формулі

$$R=l \cdot (1+ K_0), \text{ м} \quad (3.7)$$

$$R=335(1+ 0,25)=418\text{м}$$

Коефіцієнт зниження навантаження розраховується по формулі:

$$K_{cp} = (2 K_0 + K) / (2 K_0 + 1) \quad (3.8)$$

$$K_{cp} = (2 \cdot 0,25 + 0,9) / (2 \cdot 0,25 + 1) = 0,1$$

#### 3.4. Визначення добового навантаження на лаву

Добове навантаження на лаву визначається по формулі

$$D_{л} = ((T_{см} - T_{пзо}) \cdot n_{см} \cdot l \cdot m \cdot r \cdot \gamma_{ц} \cdot 0,97) / T_{ц}, \text{ т/доб} \quad (3.10)$$

де  $T_{см}$  – тривалість зміни, хв.

$T_{пзо}$  – час на підготовчо-заключні операції, хв.  $T_{пзо}=15\text{хв.}$

$n_{см}$  - кількість робочих змін на добу

$l$  – довжина лави, м

$m$  – потужність пласта, м

$r$  – ширина захвата комбайна, м

$\gamma_{ц}$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>

$T_{ц}$  - тривалість виїмки однієї смуги, хв..  $T_{ц}= 25\text{хв.}$

$$D_{л} = ((360-15) \cdot 3 \cdot 335 \cdot 1,5 \cdot 0,63 \cdot 1,3 \cdot 0,97) / 225 = 1005 \text{ т/доб}$$

Добове просування лави

$$S = ((T_{\text{см}} - T_{\text{пзо}}) \cdot n_{\text{см}} \cdot r) / T_{\text{ц}}, \text{ м/доб} \quad (3.11)$$

$$S = ((360 - 15) \cdot 3 \cdot 0,63) / 225 = 2,9 \text{ м/доб}$$

Час переходу порушення

$$n_M = L_M / S_M, \text{ діб} \quad (3.12)$$

де  $L_M$  – довжина порушеної частини виїмкової ділянки у напрямку посування лави, м

$S_M$  – добове посування лави при переході порушення, м/доб.

$$n_M = 42 / 2,9 = 14,5 \text{ діб}$$

## 4. Техніко-економічна частина проекту

## 4.1. Капітальні витрати на технічне оснащення шахти

Розрахунок капітальних витрат на гірничі роботи, зроблений на основі укрупнених одиничних розцінок на гірничопрохідницькі роботи із введенням коригувального коефіцієнта за ціною, наведений у табл. 4.1.

Таблиця 4.1

Розрахунок капітальних витрат на гірничі роботи

Найменування виробок	Од. вим.	Обсяг робіт	Кіл-ть	Прямі нормовані витрати на одиницю виміру, грн.	Нарахування на гірничі роботи	Усього з урахуванням нарахувань, грн.	Повна вартість виробок, тис. грн.
Вантажний ухил	м	1300	1	2750,91	$1,51 \times 1,283 \times 1,08 = 2,09$	5749,40	7474,22
Вантажно-людський ухил	м	1300	1	2750,91	2,09	5749,40	7474,22
Штреки	м	500	2	2230,62	2,09	4662,00	4662,00
Штреки	м	1000	2	2230,62	2,09	4662,00	9323,99
Ухили	м	1500	2	2174,8	2,09	4545,33	13636,00
Хідники	м	1500	2	2174,8	2,09	4545,33	13636,00
Розрізні печі	м	190	2	455,38	2,09	951,74	361,66
Разом							56568,09

Розрахунок капітальних витрат на придбання обладнання і його монтаж виконаємо для ділянок, що вводяться в експлуатацію. Результати наведені в табл. 4.2.

Таблиця 4.2

Розрахунок капітальних витрат на обладнання

Ділянки	Кількість ділянок	Вартість обладнання однієї ділянки, тис. грн.	Вартість монтажу (15%), тис. грн.	Загальна вартість обладнання, тис. грн.
Очисні	2	9170,055	1375,51	21091,13
Підготовчі	2	1278,8	191,82	2941,24
Разом				24032,37
Накладні витрати (15%)				3604,85
Усього				27637,22

Загальну вартість технічного переоснащення шахти визначимо кошторисно-фінансовим розрахунком, складеним з урахуванням інших видів робіт і витрат (табл. 4.3).

## Зведений кошторис на технічне переоснащення шахти

Найменування об'єктів, робіт і витрат	Кошторисна вартість		Витрати на 1 т річного видобутку, грн.
	тис. грн.	% до підсумку	
Гірничі роботи	56568,09	60,64	47,14
Обладнання і його монтаж	27637,22	29,63	23,03
Інші роботи й витрати	7187,00	7,70	5,99
Благоустрій території	790,60	0,85	0,66
Утримання дирекції підприємства	100,00	0,11	0,08
Підготовка експлуатаційних кадрів	39,70	0,04	0,03
Проектні й дослідницькі роботи	959,90	1,03	0,80
Разом	93282,51	100,00	77,74
Резерв на непередбачені роботи й витрати	9328,25		
Усього по кошторису	102610,76		

## 4.2. Економічна ефективність виробництва

Продуктивність трудящого шахти на місяць визначимо по формулі:

$$P_M = D_M / Ч_{сп}, \text{ т/міс} \quad (6.1)$$

де  $D_M$  – місячний видобуток вугілля шахтою, т;

$Ч_{сп}$  – чисельність відповідної категорії трудящих за списком.

Продуктивність робітника на очисних роботах:

$$P_M = 100000 / 476 = 210,1 \text{ т/міс.}$$

Таблиця 4.4

## Розрахунок штату працюючих на шахті

Категорія трудящих	Попередній штат шахти, чол.	Штат ділянок, який вибуває по проекту, чол.	Штат ділянок, який вводять по проекту, чол.	Проектний штат шахти, чол.
<b>Робітники з видобутку</b>	1482	188	543	1837
підземні	1196	187	543	1552
на очисних роботах	310	105	271	476
у лаві	204	95	225	334
електрослюсарі	31	10	46	67
на підготовчих роботах	268	70	191	389
прохідники	147	47	147	247
електрослюсарі	28	6	44	66
на підземному транспорті	225	10	51	266
на підтримці й ремонті	202			202
інші підземні	191	2	30	219
на поверхні	286	1		285
ІТП	177	14	29	192
керівники	128	12	26	142
фахівці	46	2	3	47
службовці	3			3
<b>Усього трудящих</b>	1659	202	572	2029



Продуктивність робітника з видобутку вугілля:

$$P_M = 100000 / 1837 = 54,4 \text{ т/міс.}$$

Продуктивність промислово-виробничого персоналу:

$$P_M = 100000 / 2029 = 49,3 \text{ т/міс.}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати шахти (здійснений методом коректування фактичних даних) наданий у табл. 4.5.

Таблиця 4.5

Розрахунок місячного фонду заробітної плати по шахті

Категорія трудящих	Місячний фонд зарплати по шахті, тис. грн.	Фонд ділянок, які вибувають по проекту, тис. грн.	Фонд ділянок, які вводять по проекту, тис. грн.	Проектний місячний фонд зарплати шахти, тис. грн.
Робітники з видобутку	1161,3	171	206,4	1196,7
у т.ч. на очисних роботах	304,1	108,7	142,6	338
ІТП, службовців і МОП	172,6	16,9	38,3	194
Промислово-виробничий персонал	1333,9	187,9	244,7	1390,7

Середньомісячну зарплату трудящого шахти визначимо по формулі:

$$ЗП_M = \Phi_{зп} / Ч_{сп}, \text{ грн.} \quad (6.2)$$

де  $\Phi_{зп}$  – місячний фонд заробітної плати категорії трудящих, грн.;

$Ч_{сп}$  – чисельність відповідної категорії трудящих за списком.

Середньомісячна зарплата робітника на очисних роботах:

$$ЗП_M = 338000 / 476 = 710,08 \text{ грн.}$$

Середньомісячна зарплата робітника з видобутку вугілля:

$$ЗП_M = 1196700 / 1837 = 651,44 \text{ грн.}$$

Середньомісячна зарплата промислово-виробничого персоналу:

$$ЗП_M = 1390700 / 2029 = 685,41 \text{ грн.}$$

Розрахунок вартості основних виробничих фондів методом коректування фактичних дані шахти наданий у табл. 4.6.

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.

$$\Phi_{\text{в}} = \frac{418534960}{2029} = 206276 \text{ грн/чол}$$

Розрахунок загальної суми щорічних амортизаційних відрахувань по шахті наведений у табл. 4.7.

Таблиця 4.7

## Розрахунок суми амортизаційних відрахувань у рік по шахті

Найменування показника	Усього	У тому числі по групах	
		I група	II група
<b>Вартість будинків й обладнання на поверхні, тис. грн.</b>	150574,00	150574,00	
<b>Вартість гірничих виробок, тис. грн.</b>	147647,00	59058,80	88588,20
Промислові запаси, т	90143254		
Річний видобуток шахти, т	120000		
Потонна норма амортизаційних відрахувань на відновлення основних фондів I групи, тис. грн.	0,001637915		
Річна норма амортизації на відновлення основних фондів II групи, %	5,00		
Річна норма амортизації на капремонт будинків й обладнання I групи, %	1,80		
Річна норма амортизації на капремонт гірничих виробок I групи, %	2,20		
<b>Річна сума амортизаційних відрахувань на відновлення основних фондів, тис. грн.</b>	4625,96	196,55	4429,41
<b>Річна сума амортизаційних відрахувань на капремонт будинків й обладнання, тис. грн.</b>	2710,33	2710,33	
<b>Річна сума амортизаційних відрахувань на капремонт гірничих виробок, тис. грн.</b>	1299,29	1299,29	
<b>Усього:</b>	<b>8635,59</b>	<b>4206,18</b>	<b>4429,41</b>

Розрахунок щорічних витрат шахти по елементах «матеріали», «заробітна плата», «нарахування на зарплату» здійснюємо методом коректування фактичних даних. Результати розрахунку надані в табл. 4.8.

Таблиця 4.8

## Розрахунок витрат методом коректування фактичних даних по шахті

Елементи витрат	Фактичні витрати по шахті, тис. грн.	Витрати по ділянках, які вибувають по проекту, тис. грн.	Витрати по ділянках, які вводять по проекту, тис. грн.	Проектні витрати по шахті, тис. грн.
Допоміжні матеріали	32087,4	26993,1	36954,8	42049,1
Зарплата	16006,8	2254,8	2936,4	16688,4
Нарахування на зарплату	6802,89	958,29	1247,97	7092,57

Розрахунок витрат по елементах «Послуги», «Паливо», «Інші грошові витрати» й «Витрати невиробничого характеру» розраховуємо на основі фактичних питомих витрат на 1 т вугілля. Результати розрахунку надані в табл. 4.9.

Таблиця 4.9

Розрахунок витрат по елементах на підставі фактичних питомих витрат на 1 т вугілля

Елементи витрат	Фактичні питомі витрати на 1 т вугілля, грн/т	Річний видобуток вугілля по проекту, тис. т	Проектні витрати по шахті, тис. грн.
Послуги виробничого характеру	17,9	1200	21480
Паливо	2,33		2796
Інші грошові витрати	8,67		10404
Витрати невиробничого характеру	1,76		2112

Витрати по елементу «Електроенергія» визначаємо по двоставочному тарифу: за максимальне навантаження й активну електроенергію по нормі витрати. Розрахунок витрат на електроенергію наведений у табл. 4.10.

Таблиця 4.10

Розрахунок витрат на електроенергію

Основна плата			Додаткова плата				Разом річні витрати, тис. грн
Максимальне навантаження, тис. кВт	Тариф за 1 кВт-год, грн	Сума витрат, тис. грн	Питома норма витрати, кВт-год на 1 т	Річний видобуток, тис. т	Тариф за 1 кВт-год, грн	Сума витрат, тис. грн	
38	12,22	464,36	197,4	1200	0,18	42638,4	43102,76

Розрахунок виробничої й повної собівартості видобутку вугілля наведений в табл. 4.11.

Таблиця 4.11

Розрахунок собівартості видобутку вугілля

Елементи витрат	Виробничі витрати в рік, тис. грн.	Витрати на 1 т видобутку вугілля, грн.	Відсоток до підсумку
Допоміжні матеріали	42049	35,04	27,24%
Послуги виробничого характеру	21480	17,9	13,92%
Паливо	2796	2,33	1,81%
Електроенергія	43102,76	35,92	27,92%
Оплата праці	16688,4	13,91	10,81%
Нарахування на зарплату	7092,6	5,91	4,59%
Амортизація	8635,6	7,2	5,59%
Інші грошові витрати	10404	8,67	6,74%
Виробнича собівартість	152248,36	126,87	98,63%
Невиробничі витрати	2112	1,76	1,37%
Повна собівартість	154360,36	128,63	100,00%

### 4.3 Планування прибутку підприємства

Прибуток – це частина чистого доходу, що залишається підприємству після відшкодування всіх витрат, пов’язаних з виробництвом, реалізацією продукції та іншими видами діяльності.

Розрахунок прибутку, що залишається в розпорядженні підприємства, проводимо в таблиці 4.12. Загальношахтна собівартість 298,8 грн/т (при умові, що ділянкова собівартість (89,64 грн/т) складає 30% від загальної).

Таблиця 4.12 – Розрахунок прибутку, що лишається в розпорядженні шахти

ХТИ

Показники	Роки				
	1	2	3	4	5
1. Виторг від реалізації продукції, тис. грн.	1632000	1861500	2091000	2091000	2091000
2. Податок на додану вартість (ПДВ) – 20%, тис. грн.	326400	372300	418200	418200	418200
3. Чистий дохід (пункт 1- пункт 2), тис. грн.	1305600	1489200	1672800	1672800	1672800
4. Собівартість реалізованої продукції, тис. грн.	944960	1077845	1210730	1210731	1210732
5. Прибуток від основної діяльності (пункт 3-пункт 4)	360640	411355	462070	462069	462068
6. Фінансові витрати (виплата відсотків по кредиту, виплата відсотків по облігаціям, виплата дивідендів по акціям та інші витрати, пов’язані з залученням позикового капіталу), тис. грн.	9239,49	7391,59	5543,69	3695,80	1847,90
7. Чистий прибуток підприємства, тис. грн. (пункт 5 – пункт 6)	351400,51	403963,408	456526,31	458373,204	460220,102
8. Сума податку на прибуток (21% від 7 пункту)	73794,11	84832,32	95870,52	96258,37	96646,22
9. Прибуток, що залишається в розпорядженні підприємства (пункт 7 – пункт 8).	277606,40	319131,09	360655,78	362114,83	363573,88

#### 4.4 Ефективність інвестиційного проекту

Оцінка ефективності інвестиційного проекту передбачає порівняння витрат та результатів, пов'язаних із реалізацією проекту.

*До витрат відносять:*

- капітальні витрати;
- витрати на видобуток та реалізацію вугілля (собівартість);
- відсоткові платежі по кредитах.

*До результатів належать:*

- виручка від реалізації продукції;
- ліквідаційна вартість основних фондів;
- інші надходження.

##### 4.4.1 Статичні показники ефективності проекту

Статичні показники ефективності проекту не враховують знецінення грошей в часі, тому їх використовують для наближеної оцінки.

Середньорічний прибуток дорівнює:

$$P_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n P_i}{n}, \text{ тис. грн} \quad (4.14)$$

$$P_{cp} = \frac{277606,4 + 319131,1 + 360655,8 + 362114,83 + 363573,9}{5} = 336616,4 \text{ тис. грн}$$

Рентабельність продукції:

$$R_I = \frac{P_{cp}}{C_{np}} \cdot 100, \% \quad (4.15)$$

де  $C_{np}$  – повна проектна собівартість, грн.

$$R_I = \frac{336616,4}{1210730} \cdot 100 = 27,8 \%$$

Рентабельність інвестицій:

$$R_I = \frac{\Pi_{cp}}{I} \cdot 100, \% \quad (4.16)$$

де  $I$  – розмір інвестиційних витрат на реалізацію проекту, грн.

$$R_I = \frac{336616,4}{137026,6} \cdot 100 = 70$$

Строк окупності інвестицій складає:

$$t = \frac{I}{\Pi_{cp}}, \text{ років} \quad (4.17)$$

Середній строк окупності найбільш ефективних інвестиційних проектів в Україні складає 3-4 роки.

$$t = \frac{1370268,6}{336616,4} = 3,8 \text{ роки}$$

Коефіцієнт економічної ефективності капітальних витрат ( $E_p$ ) визначається за формулою:

$$E_p = \frac{\Delta\Pi}{K}, \quad (4.18)$$

де  $\Delta\Pi$  - приріст прибутку підприємства у випадку вкладення капіталу у реконструкцію, модернізацію, технічне переоснащення, грн.;

$K$  - загальна сума капіталовкладень, грн.

$$E_p = \frac{105279}{137026,6} = 0,76,$$

Розрахований коефіцієнт економічної ефективності капіталовкладень  $E_p$  повинен порівнюватися з нормальним коефіцієнтом  $E_n$ , який встановлюється Міністерством економіки України на певний період. У наших розрахунках приймаємо  $E_n = 0,15$ . Якщо  $E_p > E_n$ , ( $0,76 > 0,15$ ), то вкладення капіталу доцільне.

#### 4.4.2 Динамічні показники ефективності проекту

Не зважаючи на простоту, статичні показники ефективності мають вагомий недолік – вони не враховують зміну грошей у часі, вартість яких має тенденцію знецінюватися. Для приведення вартості грошей в порівняння по фактору часу, майбутні грошові надходження слід продисконтувати. Дисконтування здійснюється шляхом множення грошових надходжень на коефіцієнт дисконтування, який розраховується по формулі:

$$d = \frac{1}{(1+r)^t}, \quad (4.19)$$

де  $r$  – норма дисконту, яка дорівнює ціні капіталу;

$t$  – порядковий номер року здійснення проекту.

До динамічних показників ефективності належать:

- чиста сучасна вартість проекту (NPV) – це різниця між дисконтованими вхідними потоками та дисконтованими витратами, необхідними для здійснення проекту.

- індекс доходності (PI) – це відношення різниці між дисконтованими вхідними та вихідними грошовими потоками до дисконтованих інвестицій;

- період окупності;

- внутрішня норма рентабельності.

Розрахунки динамічних показників проведених в таблиці 4.13.

Дисконтування грошових потоків проводиться при нормі дисконту 15%.

Таблиця 4.13– Розрахунок динамічних показників ефективності

Номер року	Інвестиції, грн.	Чистий прибуток, грн.	Коефіцієнт дисконтування	Сучасна вартість річного потоку	Накопичена вартість на кінець року
0	-137026,6	277606,4	1	-414633,00	-414633,00
3	0	319131,09	0,8696	277516,40	-137116,60
6	0	360655,78	0,7561	272691,84	135575,23
9	0	362114,83	0,6575	238090,50	373665,73
12	0	363573,88	0,5718	207891,54	581557,28
Разом	-137026,6	1546397		581557,28	



Чиста приведена вартість проекту складає 581557,28 тис. грн..

Індекс доходності становить:

$$PI = \frac{277606 + 277516 + 272692 + 238091 + 207891}{137025} = 8.6$$

Розрахуємо внутрішню норму рентабельності. Для цього визначимо чисту приведену вартість проекту при нормі дисконту, вищу за 15%. Припустимо, що норма дисконту дорівнює 25%. Тоді NPV дорівнює:

$$NPV = \left[ \frac{277606}{(1+0.25)^1} + \frac{319131}{(1+0.25)^2} + \frac{360656}{(1+0.25)^3} + \frac{362115}{(1+0.25)^4} + \frac{363574}{(1+0.25)^5} \right] - \frac{137026,6}{(1+0.25)^0} = 741400$$

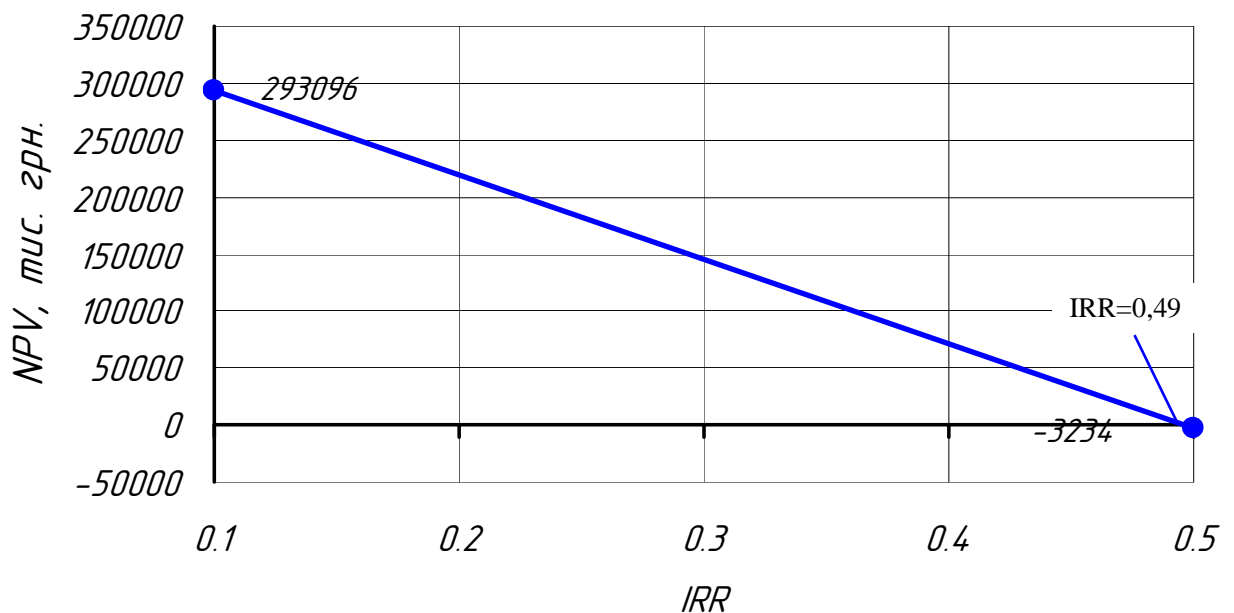


Рисунок 4.1 – Графічне визначення внутрішньої норми рентабельності

Внутрішня норма рентабельності дорівнює 49%.

Чим більше різниця між ціною капіталу та внутрішньою нормою рентабельності, тим менш ризикованим є проект. Різниця між ціною капіталу і внутрішньою нормою рентабельності є 10%. Отже, проект дещо ризикований.

Графічно визначимо строк окупності капітальних витрат.

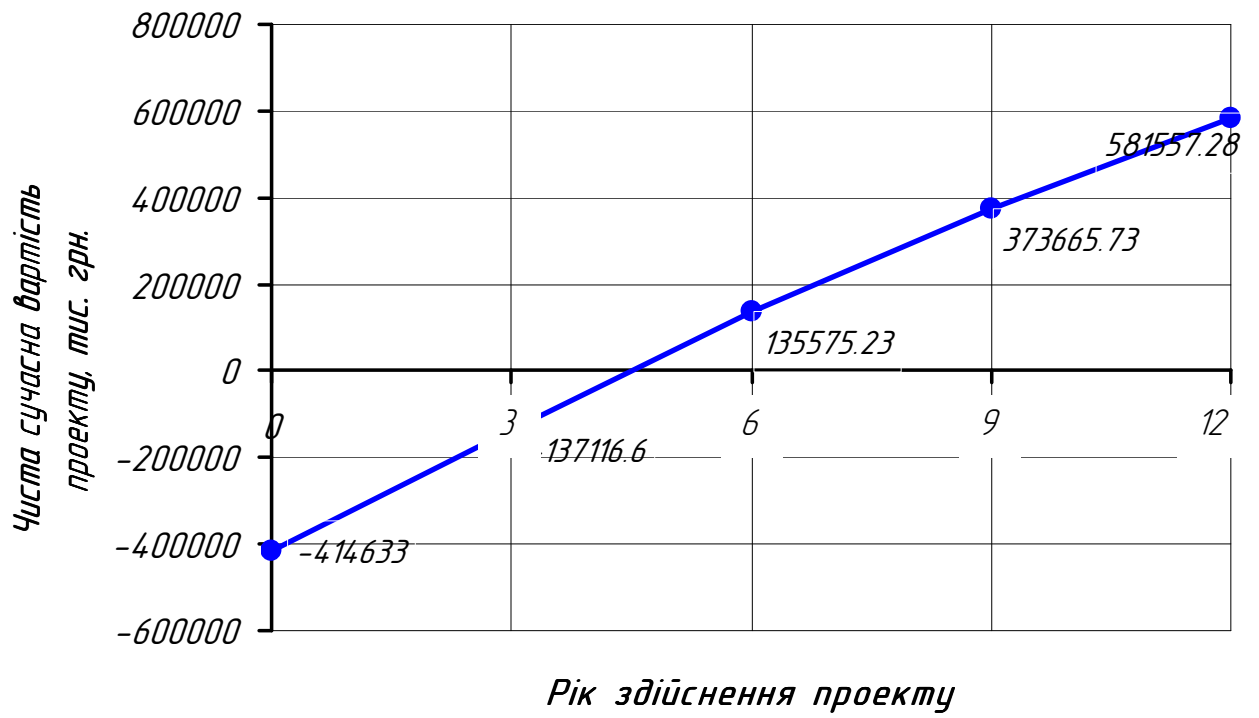


Рисунок 4.2 – Строк окупності інвестиційного проекту

Строк окупності інвестиційного проекту рівний 4,5 роки.

## Список літератури

1. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. – М.: МУП СССР, 1986. – 104 с.
2. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. Учебн. пособие для вузов/Сапицкий К. Ф., Дорохов Д. В., Зборщик М. П., Андрушко В. Ф. – 4-е изд., перераб. И доп. М.:Недра, 1981. - 311 с.
3. Килячков А.П. Технологія гірничого виробництва. – М.: Надра, 1992. - 403с.
4. Машини й устаткування для вугільних шахт / Під ред.: Б.Н. Хорина. - М.: Надра, 1987. - 424с.
5. Інструкція по полігонометрії та трилатерації. М.: Недра, 1976.- 104 с.
6. Стоимостные параметры на горные работы. / Сост. Фрумкин Р.А., Коробко В.И., Литвинов Г.Н., Болдырев Н.П. – Коммунарск: КГМИ, 1987 – 31 с.
7. Инструкция пользователя пакетом программ «Прогноз» /Сост. Павлов В.И. — Алчевск: ДГМИ, 1999. — 27 с.
8. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт – М.: Недра, 1985. – 400 с.
9. Правила безпеки у вугільних шахтах /Ред.кол. С.П. Ткачов (гол.ред.) та інші – Київ: «Основа», 1996. – 421 с.
10. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Ред.кол. С.В.Янко, С.П.Ткачук, Л.Ф.Баженов и др. – К.: «Основа», 1994. – 311 с.
11. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1979. – 319 с.
12. Типовой проект «Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного спецпрофиля (крепь АП)» / Разработан проектным институтом «Южгипрошахт», введен в действие 12.12.1977. – Харьков: Южгипрошахт, 1978.
13. Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углом падения до 35° /Министерство угольной промышленности СССР – Донецк, 1991.

14. Рекомендации по управлению кровлей и креплению в лавах со сложными горно-геологическими условиями. – Донецк, 1983.

15. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Ленинград: ВНИМИ, 1984.

16. Временное руководство и типовые схемы извлечения металлической крепи из погашаемых выработок. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1983.

17. Правила охорони споруджень і природних об'єктів від шкідливого впливу підземних гірських розробок на вугільних родовищах - М.: Надра, 1981. - 287с.

18. Правила безпеки у вугільних і сланцевих шахтах Київ: 1996. - 422с.

19. Руководство по борьбе с пылом у вугільних шахтах. – 2 – е изд. Перероб. і доп. – М.: Недр, 1979. - 319 с.

20. Методичні вказівки до виконання розділу „Цивільна оборона” в дипломних проектах./ Укл.: В. О. Новіков. - Алчевськ: ДонДТУ, 2004. – 7 с.

21. Єдині норми виробки на очисні роботи для шахт Донецького та Львівсько-Волинського вугільних басейнів / Мінвуглепром України. — Донецьк, 1995.- 196с.

22. Єдині норми часу на технічне обслуговування і ремонт забойного обладнання очисного і підготовчих забоїв в ремонтно-підготовчу зміну / Мінвуглепром України - Донецьк, 1998. - 230с.

23. Г. Манец, А.Н. Кує, Г.І. Кирокасян Російсько-український гірничотехнічний словник. Том 1. - Донецьк, «Донбас», 2000. - 484с.