

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА**

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Розробити проект спорудження польового конвеєрного штреку на  
глибині 490 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних  
умовах**

**Виконав:** студент групи Гір-18зс Махник О.М.

.....  
(підпис)

**Керівник:** Соколенко В.М.

.....  
(підпис)

**Завідувач кафедри:** Антощенко М.І.

.....  
(підпис)

**Рецензент:**

.....  
(підпис)

Сєверодонецьк 2021

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

**Завідувач кафедри**

\_\_\_\_\_” \_\_\_\_\_ 2021 року

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

**Махнику Олександр Миколайовичу**

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження польового конвеєрного штреку на глибині 490 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах  
Керівник роботи: Соколенко Валерій Михайлович, к.т.н., доц.  
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 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. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
  2. Генеральний план поверхні.
  3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
  4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

## 6. Консультанти розділів проекту

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

## 7. Дата видачі завдання 07.05.21

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проектування	Строк виконання етапів	Примітка
1	Геологія та гідрогеологія родовища	10.05.21-12.05.21	
2	Границі та запаси шахтного поля	13.05.21-14.05.21	
3	Основні дані по експлуатації шахти	15.05.21-16.05.21	
4	Технологічний комплекс поверхні шахти	17.05.21-19.05.21	
5	Охорона праці	20.05.21-21.05.21	
6	Основна частина проекту	22.05.21-09.06.21	
6.1	Вихідні дані для проведення виробки. Вибір форми та визначення розмірів поперечного перерізу виробки	22.05.21-23.05.21	
6.2	Розрахунок проявів гірського тиску, вибір кріплення. Технологічна схема проведення	24.05.21-27.05.21	
6.3	Розрахунок паспорта БПР	28.05.21-31.05.21	
6.4	Розрахунок провітрювання виробки	01.06.21-03.06.21	
6.5	Водо- та енергозабезпечення вибою виробки	04.06.21-04.06.21	
6.6	Організація гірничопрохідницьких робіт	05.06.21-07.06.21	
6.7	Розрахунок кошторисної вартості спорудження виробки	08.06.21-09.06.21	

Студент

\_\_\_\_\_

**Махник О.М.**

Керівник проекту

\_\_\_\_\_

**Соколенко В.М.**

## Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 72 сторінки, містить 36 таблиць, 7 рисунків. Лист формату А-4.

Графічна частина приведена на листах формату А-1 у кількості 4 листів.

Об'єктом проектування є польовий конвеєрний штрек на глибині 490 м на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження польового конвеєрного штреку на глибині 490 м.

У проекті представлені: основні данні по геологічній будові шахтного поля, експлуатації шахти, границям і запасам шахтного поля, режиму роботи і продуктивності, детально розроблений проект спорудження підготовчої виробки.

При написанні проекту використано 48 джерел літератури.



## Зміст

Анотація	6
Вступ	7
1 Геологічна частина	8
1.1 Геологія і гідрогеологія родовища	8
1.1.1 Загальні відомості про шахту	8
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля	8
1.2 Границі і запаси шахтного поля	10
2 Технологічна частина	12
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	12
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	12
2.1.2 Головні стволи шахти та підйом	14
2.1.3 Основні гірничі виробки	15
2.1.4 Підйом і транспорт	16
2.1.5 Водовідлив	17
2.1.6 Вентиляція, освітлення	17
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	18
2.3 Охорона праці	20
3 Основна частина	25
3.1 Спорудження польового конвеєрного штреку буропідривним способом (варіант № 1)	25
3.1.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки	25
3.1.2 Розрахунок гірничого тиску, вибір типу і параметрів кріплення	28
3.1.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького устаткування і визначення його оптимальних параметрів	32
3.1.4 Розрахунок паспорта БПР	33
3.1.5 Провітрювання виробки	34
3.1.6 Кріплення виробки	37
3.1.7 Транспортування гірської маси	37
3.1.8 Допоміжні роботи	38
3.1.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки	38
3.1.10 Організація гірничопрохідницьких робіт	40
3.1.11 Техніко-економічні показники	45
3.2 Спорудження польового конвеєрного штреку комбайновим способом (варіант № 2)	52
3.2.1 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання та визначення його оптимальних параметрів	52
3.2.2 Провітрювання виробки	53
3.2.3 Водо- і енергопостачання вибою виробки	55
3.2.3 Організація гірничопрохідницьких робіт	58
3.3 Порівняння варіантів будівництва виробок	68
Висновки	69
Список використаної літератури	70

### АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 72, таблиц 36, рисунков 7, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

Ключевые слова: ГЕОЛОГИЯ, ЗАПАСЫ, ВЫРАБОТКА, ТЕХНОЛОГИЯ, ПЛАСТ, ШАХТА.

### АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 72 таблиць 36, рисунків 7, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

Ключові слова: ГЕОЛОГІЯ, ЗАПАСИ, ВИРОБКА, ТЕХНОЛОГІЯ, ПЛАСТ, ШАХТА.

### ANNOTATION

A diploma project contains pages 72, tables 36, pictures 7, and contains basic data on the operation of the mine, issues of technology for the construction of mine working.

New technical decisions recommended to the use are resulted.

Keywords: GEOLOGY, SUPPLIES, DEVELOPMENTS, TECHNOLOGY, SEAM, MINE.

## Вступ

Основне завдання народного господарства країни в найближчі роки – підвищення темпів та ефективності розвитку економіки на базі прискорення науково-технічного прогресу, технічного переозброєння та реконструкції виробництва, інтенсивного використання створеного виробничого потенціалу, вдосконалення господарського механізму і системи управління. Важлива роль у вирішенні цього завдання відводиться подальшому розвитку вугільної промисловості.

Для успішного розвитку паливної, металургійної, хімічної та інших галузей промисловості важливе значення має подальше збільшення об'ємів будівництва гірничо-видобувних підприємств, що викликає збільшення обсягів проведення підземних гірничих виробок і спорудження об'єктів поверхні гірничих підприємств.

В цьому дипломному проекті викладено комплекс питань із технології, механізації та організації проведення підготовчих виробок вугільної шахти з використанням сучасної ефективної техніки, новітнього обладнання та технологій.

## 1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

#### 1.1.1 Загальні відомості про шахту

Поле шахти розташоване у Центральному геолого-промисловому районі Донбасу на території Донецької області.

Сусідніми шахтами є:

на півдні - шахта №1;

на заході - шахта №2.

Найближчими населеними пунктами є м. «Місто 1», м. «Місто 2», м. «Місто 3».

Пласти, що розробляються, -  $\ell_4$ ,  $\ell_3$ .

Розміри шахтного поля по простяганню – 4,8 км., по падінню – 2,8 км., загальна площа – 9,72 км<sup>2</sup>.

#### 1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

##### 1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

На балансі шахти є вугільні пласти середнього карбону наступних світ:  $C_2^7$ -Горлівська,  $C_2^6$ - Алмазна,  $C_2^5$ -Каменська,  $C_2^3$ -Смолянинівська.

Літолого - стратиграфічна характеристика вугленосної товщі представлена у таблиці 1.1.

Четвертинні відкладення представлені ґрунтово-рослинним шаром, міцністю 0,3-1,2 МПа і нижче суглинками і глинами, потужністю від 0,6 до 25 м.

##### 1.1.2.2 Тектоніка

Породи залягають під кутом 58-62 град. В межах шахтного поля простежується низка диз'юнктивів із стратиграфічним зміщенням 0,3-1,2 м. Великих тектонічних порушень немає.

Шахтне поле віднесене до І групи, що характеризується найбільш сприятливими умовами для промислового освоєння.

##### 1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика вугільних пластів приведена у таблиці 1.2.

Таблиця 1.1 – Літолого - стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, %	Літологічний склад					Вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		Пісковик	Алевроліт	Аргіліт	Вапняк	Вугілля		
		%	%	%	%	%		
C <sub>2</sub> <sup>6</sup>	100	37,6	23,5	32,7	4,1	2,1	$l_5, l_4^g, l_4^H, l_3, l_1^g$	L <sub>7</sub> , L <sub>6</sub> ; L <sub>5</sub> , L <sub>3</sub> , L <sub>1</sub>

Таблиця 1.2 – Характеристика вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта		Відстань між пластами, м.	Будова	Витриманість
	загальна	корисна			
	<u>Від-до</u> середня	<u>Від-до</u> середня			
$l_4$	$\frac{0,88}{0,88}$	$\frac{0,88}{0,88}$	20	Простий	Невитриманий
$l_3$	$\frac{0,75 - 0,78}{0,77}$	$\frac{0,75 - 0,78}{0,77}$	25	Простий	Невитриманий

## 1.1.2.4 Якість вугілля

Шахта видобуває вугілля марки «Т» і «А». Вугілля після збагачення може використовуватися в коксохімічній промисловості, а також як висококалорійне енергетичне паливо.

Характеристика якості вугілля наводиться в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугільних пластів

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{dat}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчастість $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{dat}, \%$	Вища теплотворність $Q_s^{dat}, \text{мДж/кг}$	
$l_4$	16,0	3,0-6,3	0,9-3,1	40,8	34,6	Т і А
$l_3$	16,2	3,1-6,3	0,85-3,0	37,0	32,4	Т і А

## 1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Водоносні горизонти поля шахти приурочені до шарів пісковика і вапняку.

Водоносні горизонти практичного впливу на обводнення виробок шахти не виявляють і складають 15 м<sup>3</sup>/добу.



### 1.1.2.6 Гірничо - геологічні умови

Шахта відноситься до категорії небезпечних за викидами вугілля та газу. Відносна газонасність шахти -15-30 м<sup>3</sup>/т.д.д. Абсолютна газонасність шахти - 14,5 м<sup>3</sup>/хв. Температура гірничих порід на горизонті 530 м – 22,4° С.

## 1.2 Границі і запаси шахтного поля

Межами площі шахти являються:

- На півдні по повстанню – ізогіпси «-77 м» по пласту  $h_7$  на відстані 1,5 км від ствола;
- На півночі по падінню - – ізогіпси «-525 м» по пласту  $m_5$  на відстані 1,3 км від ствола;
- На сході по простяганню – «Булавинівський надвиг» на відстані 2,4 км від ствола;
- На заході по простяганню – умовна лінія з ш. №1 на відстані 2,4 км від ствола.

Розміри шахтного поля по простяганню – 4,8 км., по падінню – 2,8 км., загальна площа – 9,72 км<sup>2</sup>. Залишилося до відпрацювання по падінню – 1,2 км.

На шахті бурять 60 свердловин, відстань між ними 200-250 м, між лініями 500 м.

Запаси вугілля, що розраховані по категорії розвіданості «А+В+С1» складають 18659 (100%) тис. т. у тому числі:

- категорії А (50%);
- категорії В (24%);
- категорії С1 (26%);

З наданого випливає, що шахтне поле має достатній ступінь розвіданості запасів.

Виконуємо розрахунок балансових запасів способом середнього арифметичного, оскільки  $\delta = 2 - 6^\circ$  по формулі:

$$Q_{із} = \sum S_{накл} \cdot m_{ср.н} \cdot \gamma, \text{ т,}$$

де  $S_{накл}$  – похила площа кожного пласта,

$$S_{накл} = L \cdot \ell, \text{ м}^2,$$

$L$  – довжина пласта по простяганню в площині пласта, м,

$\ell$  – довжина пласта по падінню в площині пласта, м,

$m_{ср.н}$  – нормальна потужність пласта,

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

Таблиця 1.4 – Розрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{накл}}$ , тис.м <sup>2</sup>	$m_{\text{ср.н}}$ , М	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Q, тис.т.
Балансові запаси				
$m_5$	1591,3	0,64	1,41	1436
$m_3$	2103,8	0,98	1,36	2804
$\ell_5$	1372,0	0,55	1,52	1147
$\ell_4^B$	173,0	0,88	1,32	201
$\ell_4^H$	275,9	1,09	1,38	415
$\ell_3$	1276,6	0,86	1,44	1581
$\ell_1^B$	1239,3	1,23	1,56	2378
$k_7^{1-6}$	751,8	0,8	1,41	848
$k_7$	1139,1	0,85	1,45	1404
$k_5^2$	331,7	1,4	1,32	613
$k_5^1$	795,5	1,27	1,36	1374
$k_3^H$	685,9	0,79	1,29	699
$h_7$	530,7	1,28	1,45	985
$h_{10}$	3045,7	0,66	1,38	2774
Усього по пластам				18659

Промислові запаси шахти визначаємо за формулою:

$$Q_{np} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ тис.т.}$$

$$Q_{np} = 18659 - (181,3 + 322,7 + 422,7 + 886,6) = 16845,7 \text{ тис.т.}$$

$$Q_{np} = 16,8 \text{ млн. тон.}$$

## 2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 2.1 Основні дані по експлуатації шахти

#### 2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Шахта відноситься до категорії небезпечних за викидами вугілля та газу. Відносна газонасність шахти -15-30м<sup>3</sup>/т.д.мд Абсолютна газонасність шахти -14,5 м<sup>3</sup>/хв. Температура гірничих порід на горизонті 530 м – 22,4°C. Згідно з цим режим роботи шахти прийнято такий:

- кількість робочих днів за рік – 300, з двома вихідними днями на добу;
- тривалість зміни в шахті – 6 годин, на поверхні – 8 годин;
- кількість робочих змін – 4, а також: видобувних – 3, ремонтно-підготовчих - 1.

Поле шахти розкрито двома вертикальними стволами й свердловиною:

- головний скіповий ствол Ø8 м, пройдений до відмітки 788 м, оснащений одним скіпом з противагою, з вантажопідйомністю 11 т.

- допоміжний вертикальний клітьовий ствол Ø6 м, пройдений до відмітки 555 м, оснащений двома одноклітьовими підйомами з противагами.

Підготовка шахтного поля – поверхова, пласти відпрацьовуються прямою ходою від стволів до границь шахтного поля.

В теперішній час в роботі на шахті знаходиться 3 лави: 1 - комплексно-механізована лава 78<sup>6ic</sup>/530 м (1АНЩ), лави 78<sup>26ic</sup>/530м та №82<sup>6ic</sup>/530м - з виїмкою відбійними молотками. Здійснюються роботи по підготовці ще однієї комплексно-механізованої лави №114/530 м (1АНЩ-01).

На даний час шахта розробляє пласти  $\ell_4^H$  Дев'ятка,  $\ell_3$  Мазурка,  $K_5^2$  П'ята. Роботи ведуться на горизонті 530 м.

Система розробки пластів - комбінована та стовпова. Довжина лав 140 м при суцільній підробці та 60 м – при комбінованій.

Охорона підготовчих виробок здійснюється штучними кострами – при відпрацюванні на пластові штреки та при польовій підготовці охорона штреків не передбачається.

Виїмка вугілля в лавах здійснюється щитовими агрегатами 1 АНЩ та відбійними молотками МО-10П.

Кріплення вибійного простору лав здійснюється дерев'яним кріпленням в лавах з відбійними молотками, або секціями агрегату АНЩ (схема пересувки секцій кріплення послідовна, крок просувки-0,7 м, крок розміщення секцій – 1,0 м).

В молоткових лавах вугілля уздовж лави посувається самопливом, в щитових вибоях – конвеєростругом до вуглеспускного скату, далі по вуглепроводу до відкотного горизонту, далі конвеєром СР-72 у вагонетки ВГ-1,6 та електровозом АМ-8Д транспортується до стволу.



Всі вугледобувні дільниці працюють чотири зміни: 2 по вуглевидобутку, одна – ремонтна та одна – по виконанню заходів по запобіганню раптових викидів. Тривалість змін – 6 годин.

Пласт П'ята-захід планувалось відпрацьовувати на відбійні молотки, однак враховуючи заходи по переходу всіх вибоїв на відпрацювання щитовими агрегатами або комбайнами передбачається впровадження щитового агрегату 1АНЩ.

Виробнича потужність шахти визначається по формулі:

$$A = r \cdot n \cdot m_{cp} \cdot \gamma \cdot L \cdot l \cdot k_1 \cdot k_2 \text{ т/рік,}$$

де  $A$  – потужність шахти, т/рік;

$r$  – кількість лав, шт.;

$\gamma$  – густина вугілля, т/м<sup>3</sup>;

$L$  – середньорічне посування лінії очисних вибоїв, м/рік;

$l$  – середня довжина лави, 200 м;

$k_1$  – коефіцієнт одно часової розробки пластів згідно праці шахти;

$k_2$  – коефіцієнт виймання вугілля.

Приведена кількість робочих пластів:

$$n = \frac{Z}{l_1}$$

де:  $Z$  – сумарна довжина пластів, км;

$l_1$  – середня довжина шахтного поля, км.

$$A = 9 \cdot 1 \cdot 0,77 \cdot 1,44 \cdot 790 \cdot 60 \cdot 1 \cdot 0,95 = 449363 \text{ т/рік.}$$

Потужність шахти приймаємо 450000 т/рік.

Розрахунковий строк служби шахти складає:

$$t_1 = \frac{Z_2}{A}, \text{ років,}$$

де:  $Z_2$  – промислові запаси шахтного поля, млн.т.

$$t_1 = \frac{17,1}{0,45} = 39 \text{ років.}$$

Повний строк служби шахти визначаємо по формулі:

$$T_n = t_1 + t_0 + t_3, \text{ років,}$$

де:  $t_0$  - час будівництва, років,  
 $t_3$  - час затухання, років.

$$T_n = 39 + 2 + 2 = 43 \text{ роки.}$$

Визначимо навантаження на добу на очисний вибій по формулі:

$$E = l_0 \cdot r \cdot n \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т/добу,}$$

де:  $l_0$  – довжина лави, м;  
 $r$  – захоплення виконавчого органу, м;  
 $n$  – кількість смуг що знімають, шт;  
 $m$  – потужність пласта, м;  
 $\gamma$  - густина вугілля, т/м<sup>3</sup>;  
 $c$  – коефіцієнт виймання вугілля;

$$E = 60 \cdot 0,15 \cdot 18 \cdot 0,77 \cdot 1,44 \cdot 0,95 = 170,6 \text{ т/добу.}$$

Приймаємо навантаження на добу на очисний вибій 170 т/добу.

### 2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Таблиця 2.1 – Коротка характеристика стволів

Показники	Головний скіповий ствол	Допоміжний клітьовий
Абсолютна відмітка гирла ствола, м	+249,61	+254,8
Абсолютна відмітка рівня головок рейок, м	+250	+250
- горизонту 490м	-166,0	-166,6
- горизонту 530 м	-284,5	-288,4
Глибина ствола від поверхні до, м	782,8	782,8
- горизонту 490м	450	490
- горизонту 530 м	530	530
Глибина зумпфа, м	100	100
Повна глибина (включаючи зумпф), м	785	555,6
Діаметр в світлі, м	8	6
Площа перерізу в світлі, м	50,2	28,3
Кріплення (моноліт, бетон, залізобетон, тюбінг, тощо)	бетон	бетон
Товщина кріплення, мм	350	350
Призначення	Вентиляційний, видача	Подача повітря, спуск-підйом

	корисної копалини	людей, матеріалів, обладнання
--	----------------------	-------------------------------------

### 2.1.3 Основні гірничі виробки

Приствольні двори горизонтів 490 і 530 м - петлевого типу. У приствольних дворах розташовуються камери очікування, медпункти, склади ВР, депо пожежних потягів, гаражі акумуляторних електровозів, підстанції. Приствольні двори несуть технологічні функції по видачі вугілля і породи з робочих горизонтів. Виробки приствольних дворів закріплені залізобетонним кріпленням. Виробки знаходяться в задовільному стані. Приствольні двори вентиляційних дворів - петлевого типу. У дворах розташовуються камери очікування, депо пожежних потягів. Приствольні двори несуть технологічну функцію по спуску-підйому людей і матеріалів, породи, а також для виведення витікаючого струменя повітря через дифузор вентилятора головного провітрювання. Виробки закріплені залізобетонним кріпленням. Усі виробки знаходяться в задовільному стані. Переріз виробок: АП- 15,5, АП- 18,3, іноді АП- 13,8.

В межах приствольного двору розташовані наступні службові камери:

- насосна камера та водозбірник;
- центральна підстанція;
- камери розвантажувальних ям для вугілля та породи;
- камера очікування і медпункту;
- гараж-зарядна і ремонтна майстерня;
- перетворювальна підстанція;
- ремонтна майстерня;
- камера зумпфових насосів;
- склад ВР.

## 2.1.4 Підйом і транспорт

Таблиця 2.2 – Характеристика підйому

Місце розташування	Найменування наявного обладнання	Рік придбання	Експлуатаційний період, років	Потужність, кВт	Підйомні судини грузопідйомність	Глибина підйому, м	Діаметр голканата, мм	Швидкість підйому, м/с	Технічний стан
Поверх. п/у №5	Машина 2Ц6х2.4; Редуктор 2ЦО-22; Двигун АКН-2-1Р-43-16. Пневматичні гальма. Пневматичні аварійні гальма. Компресор УКВШ-5. Насона сосна станція	1979	31	1000	Лівий –кліть, 2-х поверх. Факт навантаження 117.2кН; Правий проти вага, факт навантаження 71.41,кН	530	46,5	6	задовільний
Поверх. п/у №6	Машина ЦР6х3/0.6. Редуктор ЦО-22; Двигун АКН-2-1Р-43-20. Пневматичні робочі гальма. Пневматичні і аварійні гальма. Компресор УКВШ-5. Насона сосна станція	1980	30	800	Лівий –кліть, 2-х поверх. Факт навантаження 136.0кН; Правий- проти вага, факт навантаження 103 кН. Кліть 2-х поверхова	530	46,5	8,3	задовільний
Поверх. баштовий копер	Машина ЦШ 4х3	1998	13	1600	скіп	700	42	8,3	задовільний

Тип підйомної машини: - ЦШ 4х3.

Допоміжний вертикальний ствол Ø 6 м зданий в експлуатацію у 1979 році, пройдений до відмітки 555 м, оснащений двома одноклітьовими підйомами з противагами.

Тип підйомної машини:

- грузолюдського підйому -2Ц 6х2.4;
- грузового підйому - ЦР 6 х3/06

Шахтний транспорт:

- на відкотному горизонті використовуються електровози АМ-8Д;

- на вентиляційному горизонті гіровози Г - 6;
- вагонетки ВГ-1,6, колія 600 мм.

### 2.1.5 Водовідлив

Для відкачки шахтного припливу води кількістю 230 м<sup>3</sup>/рік на шахті є водовідлив на горизонті 530 м, обладнаний насосами типу ЦНС 300/600 – 2шт.

Відкачка води здійснюється по трубопроводу Ду 250. З горизонту вода відкачується на поверхню в пруди – відстійники.

Приплив підземних вод за рік складає – 220,5 м<sup>3</sup>/рік.

Таблиця 2.3 – Характеристика насосів шахти

Місце розсташування	Найменування наявного обладнання	Рік придбання	Експлуатаційний період, років	Потужність, кВт	Продуктивність	Технічний стан	Стан напірного трубопроводу	Ліквідаційна вартість, грн.
Гор. 530м	ЦНС 300/600	2010	1	800	230	Задовільний	Задовільний	2800
Гор. 530м	ЦНС 300/600	2008	3	800	200	Задовільний	Задовільний	1500
Гор. 530м	ЦНС 300/600	2008	3	800	200	Задовільний	Задовільний	1500

### 2.1.6 Вентиляція, освітлення

#### 2.1.6.1 Провітрювання шахти

Спосіб провітрювання шахти – всмоктувальний, схема провітрювання – центральна.

Шахта забезпечена розрахунковою кількістю повітря на 100%.

Провітрювання здійснюється головною вентиляторною установою ВЦД-31.5, підготовчі виробки провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання ВМП-4, ВМП-6. Дегазація не здійснюється. Температура повітря не перевищує встановлених норм.

Таблиця 2.4 – Характеристика вентиляторів головного провітрювання

Місце розсташування	Найменування наявного обладнання	Рік придбання	Експлуатаційний період, років	Потужність, кВт	Продуктивність Номін/факт., м <sup>3</sup> /хв	Технічний стан
Проммайданчик №1	ВЦД 31.5	1979	32	1250	6-16000	задовільно
Проммайданчик №2	ВЦД 31.5	1979	32	1250	6-16000	задовільно

### 2.1.6.2 Освітлення.

Електроосвітлення в шахті.

*Підземне електропостачання і електроустаткування*

Енергопостачання шахти здійснюється трьома кабельними лініями 6 кВ від підстанції 110/35/6 кВ «Східна», розташованої в безпосередньої близькості від проммайданчика шахти.

В очисних і підготовчих вибоях використовується пневмоенергія.

Для забезпечення шахти пневмоенергією в 1989 році була збудована турбокомпресорна станція. Станція обладнана чотирма турбокомпресорами К-250, в теперішній час змонтовано 3; із них в роботі – 1; в резерві – 2 і один змонтований на 40%. Крім того у 2009 р. змонтований один гвинтовий компресор для зниження споживання електроенергії.

Щитові агрегати працюють в електроваріанті.

Котельня шахти збудована в 1979 році і обладнана двома паровими котлами КЕ-6,5-14С, із них в роботі – 1.

## 2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Вугілля, що видається скіповим стволом надходить в приймальний бункер місткістю 40 т, з приймального бункера за допомогою живильника ПК-1.2 надходить на стрічку транспортера №13, надходить в перевантажувальний бункер місткістю 10 т, потім по транспортерній стрічці №14 надходить в наступний перевантажувальний бункер, надходить на стрічку №26 і на грохот з розмірами отвіру сита 50x50 мм.

Підрешітний продукт класа 50 мм надходить на стрічку №55, а над решітний продукт класу 50 мм надходить через перевантажувальний бункер на стрічку №32, де підлягає збагаченню ручною вибіркою породи. Після цього мілке вугілля скидачом (утюгом) через перевантажувальний бункер надходить також на транспортерну стрічку №55. З 55 транспортеру через перевантажувальний бункер вугілля надходить на 97 транспортер і з 97-го транспортеру на 21-розподільний. Останній розподіляє вугілля по 8 секціям навантажувального бункера. З навантажувального бункера за допомогою тачок (люків) вугілля надходить в залізничні вагони і далі доставляється на переробку на збагачувальну фабрику.

Для поліпшення якості здобутого вугілля на технологічному комплексі поверхні передбачається виконання слідуючих заходів:

- підвищення ефективного використання обладнання технологічного комплексу;

- своєчасне проведення планового і поточного ремонту обладнання зважування вугілля, який відвантажується споживачам;

- використання механізації прибирання і просипання гірничої маси в транспортно-технологічному ланцюгу ТПК.

Поверховий технологічний комплекс не являється затримуючим фактором в технологічному ланцюзі і має можливість забезпечити плановий добовий потік вугілля.

Технологічна схема прийому і обробки вугілля на поверхні: скіп – бункер – стрічковий транспортер – грохот – стрічковий транспортер – вагонами до споживачів.

Технологічна схема прийому породи на поверхні: вагонетка ВГ-1,6 – перекидач – автотранспорт – породний відвал.

Густину забудови поверхневого комплексу шахти «Булавинська» визначаємо по формулі:

$$P_3 = \frac{S_{з.п.к.}}{S_{заг}} \cdot 100\%;$$

де  $S_{з.п.к.}$  – площа забудови поверхневого комплексу, (таблиця 12), Га;

$S_{заг}$  - загальна площа поверхневого комплексу, га;

Загальна площа займана будівлями і спорудами складає 27200 м<sup>2</sup>, площа проммайданчика – 184700 м<sup>2</sup>.

$$P_3 = \frac{27200}{184700} \cdot 100 = 14\% < 26\%$$

Оскільки поверхневий комплекс шахти будувався давно, а з результату бачимо, що коефіцієнт ступеня використання проммайданчика доволі низький, можна зробити висновок, що використання проммайданчика не задовольняє сучасним вимогам.

До складу комплексу поверхні шахти входять:

1. Єдиний блок будівель та споруд головного й допоміжного стволів, а з його складу винесені й побудовані окремими будівлями склад обладнання, турбокомпресорна станція й насосна станція.

2. Навантажувально-складський комплекс з відвантаженням вугілля споживачам у залізничні вагони.

3. Котельня.

4. Яма для розташування привезеного ззовні вугілля з маневровими пристроями МУ-12М.

5. Пункт навантаження породи.

6. Породний відвал розташований. Тип відвалу - плаский.

Таблиця 2.5 – Площа забудови поверхневого комплексу

№ п/п	Найменування	Площа забудови, м <sup>2</sup>
1	Склад	325
2	Матеріально-технічний склад	850
3	Насосна, вентиляторна	120+40+250

№ п/п	Найменування	Площа забудови, м <sup>2</sup>
4	Складовище ГСМ	120
5	Медпункт	150
6	Механічний цех, нарядна	1390+90
7	Ел. цех	270
8	Будівля підйомної машини головного ствола	320
9	Будівля підйомної машини допоміжного ствола	640
10	Будівля головного ствола	200
11	Будівля допоміжного ствола	350
12	Гаражи	270+400
13	Сушильний цех	300
14	Пилорама	260
15	Адміністративний комбінат	210
16	Столова	500
17	Котельня	500
18	Адміністративно-битовий комбінат	1590+350
19	Водозбірник	300
20	З.Д. бункер	1700
21	Дозирувальний бункер	350
22	Підземний резервуар	340
23	Хімічна лабораторія	130
24	Контора ЦЗФ	420
25	Електропідстанція	160
26	Автошляхи, автозупинки, зелені насадження і ін.	14805
Усього S <sub>з.п.к</sub>		27200

### 2.3 Охорона праці

Промислова санітарія. Медичне обслуговування працівників.

Для надання першої медичної допомоги усі підземні працівники забезпечуються ЦПП, а лица шахтного надзору і бригадир двома ЦПП. В приствольних дворах передбачаються камери – медпункти .

Для транспортування хворого або травмованого на кожному горизонті передбачаються ноші та санітарні вагонетки.

Для особистого захисту підземні працівники забезпечуються каскою, самоврятувальником, спецодягом, рукавичками, а працюючі в запиленних місцях протипилльовим респіратором.

Для передбачення простудних захворювань працівників в зимовий час передбачається підігрів повітря, що подається в шахту за допомогою калориферних установ, а також пристроїв камери очікування.



Заходи по боротьбі з профзахворюваннями.

Одним з основних показників шкідливості рудничного пилу є вміст у ній  $\text{SiO}_2$ . Присутність пилу викликає подразнення та закупорку дихальних шляхів, що ведуть до хронічного захворювання легенів – пневмоконіоз.

Для зниження вмісту вугільного та породного пилу до санітарно-гігієнічних норм передбачається комплекс мір по боротьбі з рудниковим пилом. Крім того для запобігання органів дихання робітників і службових для роботи в найбільш запиленних місцях видаються респіратори.

Заходи щодо боротьби з раптовими викидами вугілля, газу, породи і гірським ударам.

Вугільні пласти в межах шахтного поля вибухобезпечні, не схильні до гірничих ударів і самозагорання. Тому проведення спеціальних заходів щодо профілактик цих явищ на шахті не проводиться.

Заходи щодо запобігання ендогенним пожежам.

Вугільні пласти в межах шахтного поля не схильні до самозагорання. Тому заходи щодо попередження ендогенних пожеж не застосовуються.

Заходи щодо боротьби з шумом і вібрацією.

Для зниження рівня шуму на робочих місцях в гірничих виробках застосовуються наступні заходи:

- установка глушників шуму на вентиляторах місцевого провітрювання;
- звукоізоляція корпусів редукторів і приводних барабанів конвеєрів мастиками «Антівібріт»;
- застосування засобів індивідуального захисту на робочих місцях в очисних і підготовчих вибоях;
- своєчасний і якісний ремонт шахтного устаткування;
- організаційно-технічні заходи, що включають скорочення часу перебування що працюють в зоні підвищеного шуму, раціональний режим праці і відпочинку гірників, контроль шумової обстановки на робочих місцях і ін.;
- медико-профілактичні заходи (підвищення захисних сил організму, професійний відбір і медичний контроль, санітарно-освітня робота і ін.).

Заходи щодо попередження вибухів вугільного пилу і запиленості гірничих виробіток.

Вугільний пил в межах шахтного поля вибухонебезпечний. Шахтні заходи по пыловихухозахисту шахти, засновані на застосуванні води, включають:

- постійний контроль пилової обстановки і пилоотложення в гірничих виробках;
- обмивання гірничих виробок;
- скріплення пилу туманоутворюючими завісами, що безперервно діють, встановлюються на ділянках вентиляційних штреків, що примикають до лав;
- установку водяних заслонів;
- організаційно-технічні заходи, направлені на попередження займання пилоповітряної суміші і забезпечення безпеки людей, захоплених аварією в шахті.

Для попередження пылуобразування і боротьби з витаючим пилом, як професійною шкідливістю, на шахті проводиться:

- попередження пылевиделения шляхом попереднього зволоження вугілля в масиві. При цьому для підвищення змочування материнського пылу використовуються розчини поверхнево-активних речовин;
- зрошування при роботі комбайнів здобичі і прохідницьких, породонавантажувальних машин, вантаженню вугілля в нішах, транспортуванні і перевантаженні гірської маси;
- буріння шпурів і свердловин з промивкою, обмивання гірничих виробок перед підриванням, пыловловлювання при роботі прохідницьких комбайнів;
- знепылювання витікаючих вентиляційних струменів з очисних вибоїв за допомогою туманообразуючих завіс;
- застосування індивідуальних засобів захисту органів дихання - респіраторів при роботі в очисних і підготовчих вибоях;
- організаційно-технічні заходи, що включають автоматизацію технологічних процесів, раціональний режим праці і відпочинку, скорочення перебування людей в запыленій атмосфері;
- медико-профілактичні заходи, що підвищують опірність організму і виникнення, що знижують небезпеку, у працюючих профзахворювань (медичні профогляди, інгаляторій, фотарій і ін.).

#### Боротьба з високими температурами

Нормалізація теплових умов в шахті досягається засобами вентиляції - подачею необхідної кількості повітря.

#### Охорона підземних вод

Існуюча експлуатаційна діяльність не робить негативного впливу на підземні води. Шахтні води відкачуються на поверхню і, після відповідного очищення, скидаються в мережу гідрографії району.

#### Водозабезпечення

В будинках і спорудах на проммайданчику передбачені внутрішні сіті об'єднаних господарсько-питового та протипожежного водозабезпечення.

Технічна вода, після попередньої очистки, розтрачується в шахті на пылеподавлення та пожежегасіння. Подання води в шахту здійснюється по трубопроводу діаметром 150 мм.

#### *Боротьба з газом.*

На виїмкових ділянцях, як і по усій шахті, потрібне суворе дотримання газового режиму з виконанням правил і заходів, встановлених ПБ.

Для безперервного контролю вмісту метану в шахтній атмосфері в очисних і підготовчих вибоях передбачається установка стаціонарних автоматичних приладів типу АТЗ- 1, АТЗ- 3 і забезпечення що усіх працюють акумуляторними світильниками типу СМС. Свідчення приладів передаються в ЦПД.

Контроль за вмістом метану здійснюється також за допомогою переносних приладів:

- постійної дії – типу "Сигнал-2", "Сигнал-5";
- епізодичної дії – типу ШИО-11, ШИ-12.

Контроль кількості повітря в підготовчих забоях забезпечується апаратурою АПТВ.

#### *Противопожежний захист.*

Для забезпечення пожежної безпеки при веденні експлуатаційних робіт передбачають наступні заходи:

- кріплення виробок (камер), в яких встановлюється електроустаткування, що не згорає;

- вогнетривке кріплення виробок, обладнаних стрічковими конвеєрами;

- на початку і кінці виробок обладнаних стрічковими конвеєрами встановлюються пожежні двері, що задовольняють вимогам п. 4.4 "Інструкцій по протипожежному захисту вугільних шахт";

- застосування електрообладнання на виїмкових ділянках з рівнем захисту ВР;

- використання в підземних виробках і надшахтних спорудах технологічних процесів і устаткування, забезпечуючих вибухо- і пожежобезпечність;

- у вибоях підготовчих виробок і у вантажних пунктів не далі 20 м від місця роботи передбачено пересувні засоби пожежогасінні - вогнегасники, пісок.

Усі роботи повинні вестися в строгій відповідності з ПБ, "Інструкцією по протипожежному захисту вугільних шахт" і "Проектом протипожежного захисту".

Для цілей зрошування і пожежогасінні прокладається по усіх гірських виробках виїмкових ділянок протипожежно-зрошувальний трубопровід діаметром не менше 100 мм, який забарвлюється в розпізнавальний червоний колір.

#### *Промсанітарія.*

Протипилові респіратори застосовуються у всіх очисних і підготовчих вибоях.

У шахті є централізований суміщений протипожежний зрошувальний водопровід для регулярної подачі води для боротьби з пилом у всі забої шахти і для протипожежного захисту.

Для надання першої медичної допомоги все підземні робітники забезпечуються пакетами, а особи технічного нагляду і бригадири – двома такими пакетами.

У приствольному дворі є камера медпункту, на ділянках і вантажних пунктах розміщуються аптечки першої допомоги і носилки типу санчат з твердим ложем, що дозволяють транспортувати постраждалого безпосередньо на поверхню.

Для перевезення хворого або травмованого робочого на кожному горизонті передбачено по санітарній вагонетці.

Для індивідуального захисту кожен підземний робочий забезпечується каскою, саморятівником, спецодягом і рукавицями, а що працюють в запилених місцях – протизапорошеними респіраторами.

Для попередження захворювання бурситом робочі, зайняті на роботах, пов'язаних з вимушеним положенням тіла ( на колінах і ліктях ) повинні забезпечуватися наколінниками і підлокітниками.

В цілях попередження простудних захворювань робочих в зимовий час передбачається підігрів повітря, що подається в шахту за допомогою калориферів, а також пристрій камер очікування.

Швидкість вентиляційного струменя повітря на шляху руху робочих не повинна перевищувати 8 м/с, а на робочих місцях – 4 м/с.

Санітарно-технічне обслуговування трудящих шахти передбачається здійснювати в існуючому адміністративно-побутовому комбінаті, в якому розміщена також пральня. Устаткування пральнею повинне забезпечувати комплексну обробку всіх видів спецодягу і білизни трудящих

Джерелом господарсько-питного і протипожежного водопостачання є Карбонітський майданчик водопровідних споруд.

У АБК і побутових приміщеннях виробничих будівель центральної промайданчику передбачена мережа внутрішньої побутової каналізації для відведення стічних вод від санітарно-технічних приладів і приймачів в зовнішню каналізаційну мережу.

Шахтні води на промайданчику знезаражуються хлором і скидаються самоплив по колектору діаметром 500 мм в каскад ставків – освітлювачів шахтних вод (загальною ємкістю 360 тис. м<sup>3</sup>), де проходять очищення по зважених речовинах до 12 мг/дм<sup>3</sup> спільно з виробничими і дощовими стічними водами.

### 3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

#### Проект спорудження польового конвеєрного штреку на глибині 490 м

3.1 Спорудження польового конвеєрного штреку буропідривним способом (варіант № 1)

##### 3.1.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки

Визначення величини проходу для людей і зазорів на висоті рухомого складу проводиться по формулах:

$$\begin{aligned} m' &= 0,4 \text{ м}, \\ n &= 0,8 \text{ м}, \end{aligned}$$

де  $h_n$  – висота проходу для людей від рівня баласту, 1,8 м;  
 $\alpha = 10-20^\circ$  – кут переходу прямої частини стійки в криву;  
 $m$  і  $n$  – зазор між рухомим складом і кріпленням і величина проходу для людей (ПБ).

Ширину виробки в світлі на висоті верхньої кромки рухомого складу визначають по формулі:

$$B = m' + A_1 + p + A_2 + n = 0,4 + 1,4 + 0,4 + 0,9 + 0,8 = 3,9 \text{ м},$$

де  $A$  – ширина рухомого складу в найбільш виступаючій частині, м;

$p$  – зазор між зустрічними рухомими складами, м.

Графічно визначається положення вертикальної осі виробки і рівень підосви. Вісь знаходиться посередині ширина, а підосва відстоїть від рівня головки рейок на висоту верхньої будови рейкового шляху.

$$h_g = h_b + h_p = 0,2 + 0,19 = 0,39 \text{ м},$$

де  $h_b$  – товщина баластного шару,  $h_b=200$  мм при рейках Р-33,  $h_b=190$  мм при рейках Р-24,  $h_b=180$  мм при рейках Р-18;

$h_p$  – відстань від баласту до рівня головки рейок,  $h_p=190$  мм при рейках Р-33,  $h_p=160$  мм при рейках Р-24,  $h_p=140$  мм при рейках Р-18;

Для подальших побудов початковими величинами є висота прямолінійної частини стійки  $h_c$ , величина зсуву центру радіусу дуги стійки від осі виробки  $c_y$ , а також центральний кут дуги стійки  $\beta_0$ , які можна прийняти по таблицях залежно від ширини арки.

Приймаємо  $h_c=1\text{м}$ ,  $c_y=0,018$  м,  $\beta_0=49^\circ$ .

Далі графічно або шляхом розрахунку по наближених формулах визначаємо радіус дуги стійки  $R$ :

$$R = \sqrt{(h_n + h_o + \Delta h_n - h_c)^2 + (b_n + c_y)^2};$$

$$b_n = \frac{(B + \Delta b_c + c_y)^2 + (h + h_o - h_c)^2 - (h_n + h_o + \Delta h_n - h_c)^2 - c_y^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_y)};$$

$$b_n = \frac{(3,9 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,24 + 0,35 - 0,8)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,9)^2 - 0,246^2}{2 \cdot (3,9 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 1,95 \text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,9)^2 + (1,95 + 0,246)^2} = 2,5 \text{ м}.$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi n} = 2,5 - \frac{0,246}{\cos 41^\circ 41'} + 0,023 = 2,15 \text{ м}$$

де  $h_{\phi n}$  – висота фланця (23 мм для СВП-17, 26 мм для СВП-22, 29 мм для СВП-27).

Висота від підшви виробки до центру радіусу дуги верхняка:

$$h_y = h_c + c_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 0,9 + 0,246 \cdot \operatorname{tg} 41^\circ 41' = 1,12 \text{ м}.$$

Ширина в світлі на рівні підшви виробки:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_y) = 2 \cdot (2,5 - 0,246) = 4,5 \text{ м}.$$

Висота виробки в світлі від підшви:

$$H = h_y + r = 1,12 + 2,15 = 3,27 \text{ м}.$$

Площа поперечного перетину виробки в світлі до осідання:

$$\begin{aligned} S'_{cs} &= 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_c - h_o) - c_y^2 = \\ &= 0,785 \cdot (2,5^2 + 2,15^2) + 4,5 \cdot (0,9 - 0,19) - 0,246^2 = 11,66 \text{ м}^2 \end{aligned}$$

Площа поперечного перетину виробки в світлі після осідання:

$$S_{cs} = 0,95 \cdot S'_{cs} = 0,95 \cdot 11,66 = 11,08 \text{ м}^2.$$

Периметр виробки в світлі:

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot (h_c - h_g) + B_1$$

$$P = 1,57 \cdot (2,5 + 2,15) + 2 \cdot (0,9 - 0,19) + 4,5 = 13,22 \text{ м}$$

Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 3,92 + 2 \cdot (0,11 + 0,05 + 0,075) = 4,42 \text{ м};$$

де  $h_{cn}$  – висота профілю (93 мм для СВП-17, 110 мм для СВП-22, 123 мм для СВП-27);

$h_{zm}$  – товщина затягування,  $h_{zt}$  = 30-50 мм;

$\Delta b$  – горизонтальне зрушення порід в боках виробки, приймається за даними розрахунку або практики. У зоні впливу очисних робіт для даного кріплення  $\Delta b = 200$  мм, в зоні сталого гірського тиску  $\Delta b = 75$  мм.

Висота виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 3,27 + 0,123 + 0,1 = 3,49 \text{ м},$$

Площа поперечного перетину виробки начорно:

$$S_{сч} = S_{сб} + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) = 11,08 + (13,22 - 4,5) \cdot (0,123 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2}) = 13,35 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перетину виробки в проходці:

$$S_{np} = 1,1 \cdot S_{сч} = 1,1 \cdot 13,35 = 14,7 \text{ м}^2.$$

По типових перетинах приймаємо:

$$S_{сб} = 12,5 \text{ м}^2$$

$$S_{пп} = 15,1 \text{ м}^2$$



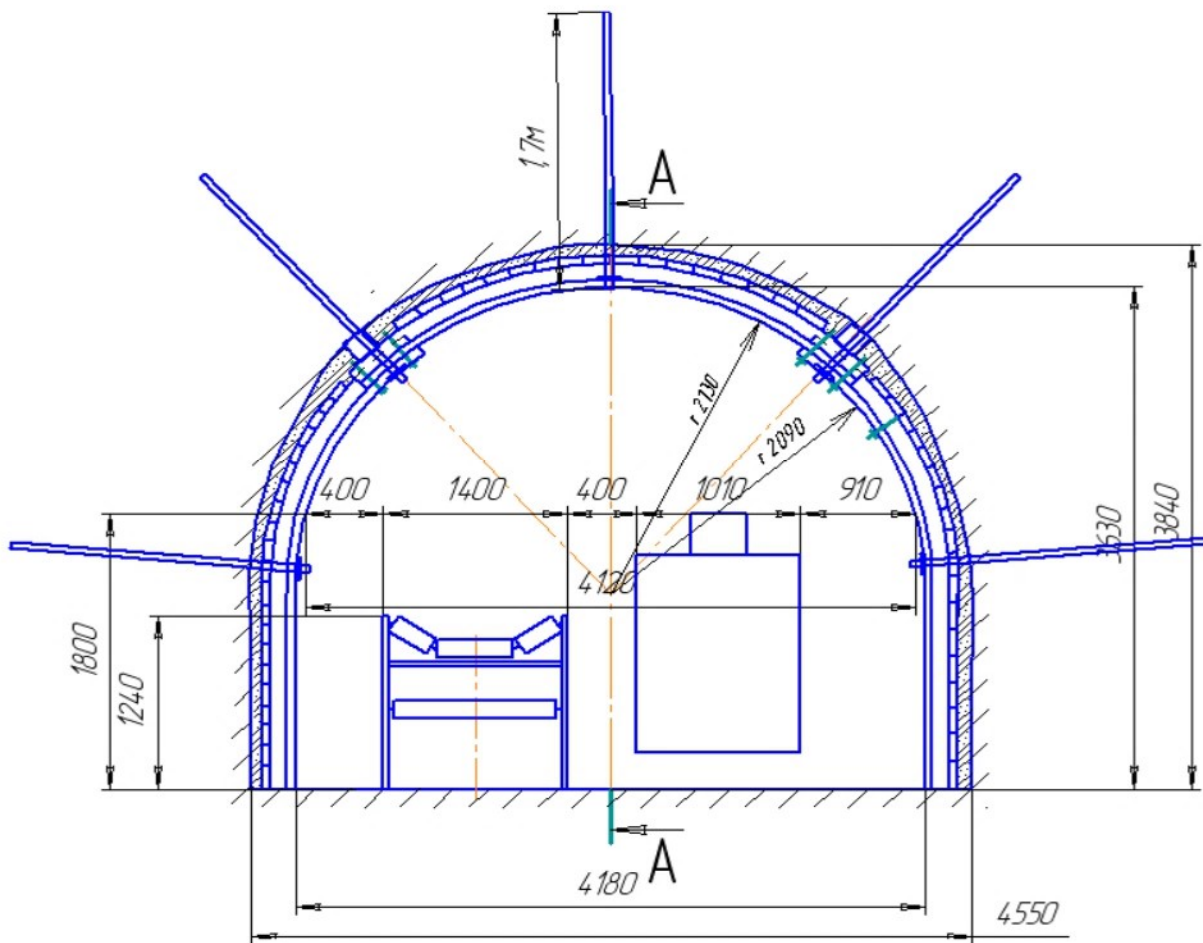


Рисунок 3.1 - Поперечний переріз виробки

### 3.1.2 Розрахунок гірничого тиску, вибір типу і параметрів кріплення

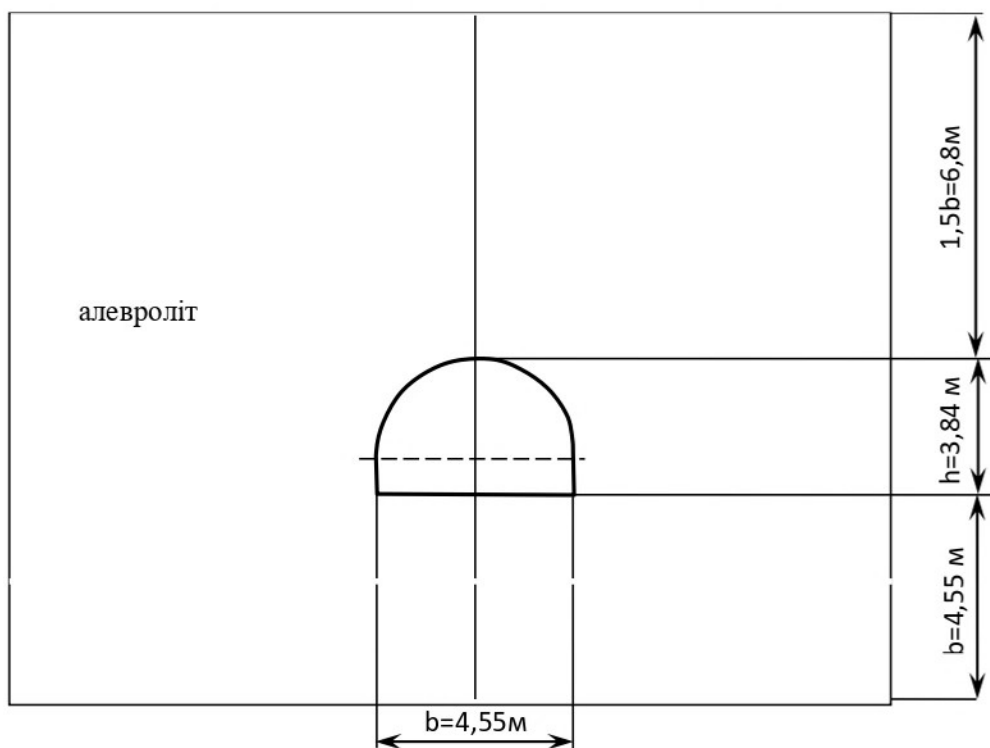


Рисунок 3.2 – Розрахункова схема



Величину зсувів порід покрівлі, підосви і боків розраховують по формулах:

$$\begin{aligned}U_{o.кр} &= U_{m.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t \\U_{o.пч} &= U_{m.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t \\U_{o.бок} &= U_{m.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t\end{aligned}$$

де  $U_{m.бок}$  - зсуви порід, визначені по графіках залежно від розрахункового значення  $R_c$  і глибини розташування виробки  $H$ ;

$k_{\alpha}$  - коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки щодо нашарування порід (1,0);

$k_{\theta}$  - коефіцієнт, що характеризує вплив напрямку зсуву порід (0,35);

$k_{ш}$  - коефіцієнт впливу ширини виробки;

$$k_{ш.кр,пч} = 0,2 \cdot (b - 1)$$

$$k_{ш.бок} = 0,2 \cdot (h - 1)$$

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

$$k_{ш.кр,пч} = 0,2 \cdot (4,55 - 1) = 0,71$$

$$k_{ш.бок} = 0,2 \cdot (3,84 - 1) = 0,57$$

$k_{\epsilon}$  - коефіцієнт дії інших виробок;

$k_t$  - коефіцієнт впливу часу на зсуви порід;

$$R_c = \frac{\sum R_i \cdot m_i}{\sum m_i}, \text{ МПа}$$

де  $R_i$  – розрахунковий опір  $i$ -го шару порід, МПа;

$m_i$  – потужність  $i$ -го шару порід, м.

$$R_{с.кр.} = 58 \text{ МПа}$$

$$R_{с.пч.} = 58 \text{ МПа}$$

$$R_{с.бок.} = 58 \text{ МПа}$$

$$U_{m.кр} = 100 \text{ мм}, U_{m.пч} = 100 \text{ мм}, U_{m.бок} = 100 \text{ мм.}$$

$$U_{o.кр} = 100 \cdot 1,0 \cdot 0,71 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 71 \text{ мм}$$

$$U_{o.пч} = 100 \cdot 1,0 \cdot 0,71 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 71 \text{ мм}$$

$$U_{o.бок} = 100 \cdot 1,0 \cdot 0,57 \cdot 0,35 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 19,95 \text{ мм}$$

Основним приймаємо рамно-анкерне кріплення виробки. Отже розраховані зсуви відкоригуємо за допомогою коефіцієнта  $k_{анк}$ :

$$U_{о.кр} = U_{о.кр} \cdot k_{анк} = 71 \cdot 0,62 = 44 \text{ мм}$$

Визначаємо розрахункове навантаження на 1 м виробки на підставі зсувів порід покрівлі по формулі:

$$P = P^n \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b, \text{ кН}$$

$P^n$  - нормативне питоме навантаження, яке визначається залежно від зсувів порід і ширини виробки в проходці;

$k_n$  - коефіцієнт перевантаження і ступеня надійності;

$k_{np}$  - коефіцієнт впливу способу проведення виробок;

$b$  - ширина виробки в проходці, м.

$$P = 35 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 4,55 = 160 \text{ кН}$$

Виходячи з поперечного перетину виробки в світлі, приймаємо арочне податливе кріплення із спецпрофілю СВП – 22 КМП – А3 з опором в податливому режимі  $N_s = 190$  кН (замки ЗПК) і конструктивною податливістю 400 мм.

Приймаємо металеві замкові анкери АКМ з опором в піддатливому режимі 40-96 кН. Довжина анкера:

$$l_a = l_{\epsilon} + l_z + l_n = 1,25 + 0,4 + 0,05 = 1,7 \text{ м.}$$

Визначаємо щільність установки  $n$  рам кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{160}{190} = 0,88 \text{ рам/м,}$$

прийнято  $n = 1,0$  рам/м.

Перевірка кріпи по податливості:

$$\Delta \geq U_{кр},$$

де  $\Delta$  - конструктивна податливість кріплення, мм;

$U_{кр}$  - розрахункові зсуви порід покрівлі, мм.

$$400 \text{ мм} > 44 \text{ мм}$$

Вибираємо засоби посилення основного кріплення на підставі зсувів порід покрівлі, які визначаються по формулі:

$$U_{кр} = k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} (k_t \cdot U_{T.кр} + k_{кр} \cdot U_n + 12 \cdot v_n \cdot k_{t1}),$$

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 0,71 \cdot 1,0 \cdot (1,0 \cdot 100 + 1 \cdot 200 + 12 \cdot 4,0 \cdot 1,0) = 247 \text{ мм},$$

$k_{кр}$  - коефіцієнт впливу класу покрівлі з обвалення (1,0);

$k_s$  - коефіцієнт, що враховує вплив площі перетину виробки в світлі до осідання (1,14);

$k_k$  - коефіцієнт, що характеризує частку зсувів порід покрівлі в загальних зсувах порід у виробках (0,5).

$$U_{кр} = 386,4 + 770 \cdot 1,0 \cdot 1,14 \cdot 0,5 = 825,3 \text{ мм}.$$

$$U_{кр} = U_{кр} \cdot k_{анк} = 247 \cdot 0,62 = 153 \text{ мм}$$

Визначаємо сумарне навантаження на кріплення за увесь термін служби по величині  $U_{кр}$ :

$$P_1 = 63 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 4,55 = 286,7 \text{ кН}.$$

Знаходимо кількість засобів посилення на 1 м виробки з виразу:

$$n_1 \geq \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \quad \text{но не менш } 0,5 \cdot n$$

де  $P_1$  - сумарне навантаження на кріплення, кН/м;

$n$  і  $N_s$  - відповідно щільність установки і опір однієї рами основного кріплення;

$N_{s1}$  - опір засобів посилення (анкерів), кН.

$$n_1 = \frac{286,7 - 1,0 \cdot 190}{200} = 0,5 \text{ шт/м}.$$

Перевіряємо кріплення по податливості:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{oc} \cdot k_{yc}$$

де,  $k_{анк}$  - коефіцієнти, що вибираються залежно від щільності установки основного кріплення і засобів посилення.

$$\Delta \geq 153 \cdot 0,72 \cdot 0,89,$$

$$400 \text{ мм} > 100 \text{ мм}.$$

Остаточно щільність установки засобів посилення вибираємо по технологічних міркуваннях  $n_l=1$  шт/м, тобто дерев'яну стійку встановлюємо під кожен арку кріплення.

Остаточно приймаємо триланкове кріплення КМП-А3 з СВП-22 з податливістю 400 мм, щільністю установки  $n=1,0$  рам/м. Кріплення посилюється анкерним кріпленням по 5 анкерів між кожною рамою.

3.1.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького устаткування і визначення його оптимальних параметрів

Враховуючи міцність вміщуючих порід, площу поперечного перетину і довжину виробки приймаємо буропідричний спосіб відділення породи від масиву.

Виходячи з гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов проведення приймаємо наступний склад прохідницького обладнання:

для вантаження маси і буріння шпурів – породонавантажувальна машина безперервної дії 2ПНБ-2Б з навісним бурильним устаткуванням;

для транспортування гірничої маси від вибою виробки – перевантажувач ППЛ-1, стрічковий конвеєр 2ЛТ-100;

для буріння шпурів під анкера – перфоратор ПП-63;

Продуктивність вантажної машини:

$$Q_n = \frac{1}{\frac{\varphi \cdot \alpha}{Q_m} + \frac{(1-\alpha) \cdot \beta \cdot \varphi}{n_p \cdot P_n}}, \text{ м}^3/\text{год},$$

де  $\varphi$  – коефіцієнт, що враховує проведення підготовчих і завершальних робіт, зведення тимчасового кріплення, ремонт і змащування машини і інші простої машини (1,15–1,2);

$Q_m$  – технічна продуктивність вантажної машини, м<sup>3</sup>/год;

$n_p$  – число робітників, зайнятих на підкидці породи (2–4);

$P_n$  – продуктивність робітника на підкидці породи (0,8–1 м<sup>3</sup>/год);

$\beta$  – коефіцієнт, що враховує поєднання підкидки породи з роботою машини.

$$Q_n = \frac{1}{\frac{1,2 \cdot 0,9}{120} + \frac{(1-0,9) \cdot 0,8 \cdot 1,2}{3 \cdot 1}} = 24,4 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Продуктивність бурильної установки визначається по формулі:

$$Q_{\sigma} = \frac{60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot V_m}{1 + V_m \cdot \sum t}, \text{ м/год,}$$

де  $n$  – число бурильних машин на установці (1 або 2);  
 $k_o$  – коефіцієнт одночасності в роботі машин (1 або 0,9);  
 $k_n$  – коефіцієнт надійності (готовності) установки;  
 $\sum t = 1,4$  хв/м – тривалість допоміжних робіт (забурювання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпуру і тому подібне);  
 $V_m$  – механічна (машинна) швидкість буріння шпурів, м/хв.

$$Q_{\sigma} = \frac{60 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,8}{1 + 0,8 \cdot 1,4} = 32,6 \text{ м/год.}$$

### 3.1.4 Розрахунок паспорта БПР

Приймаємо спосіб підривання – електричне. Тип СВ – електродетонатори короткоуповільної дії типу ЕДКЗ. Тип ВВ – амоніт Т-19.

Приймаємо довжину заходки 2 м, КВШ  $\eta_{\text{пор}}=0,9$ .

Визначаємо необхідну довжину шпура:

$$\ell_{\text{шт.пор}} = \frac{\ell_{\text{зак}}}{\eta} = \frac{2}{0,9} = 2,2 \text{ м,}$$

Об'єм підірваної породи:

$$V = \ell_{\text{зак}} \cdot S_{\text{БЧ}} = 2 \cdot 15,1 = 30,2 \text{ м}^3,$$

По формулі Протодьяконова визначаємо питому витрату ВВ:

$$q = 0,4 \left( \sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3,$$

де  $e^{-1}$  - коефіцієнт, зворотній коефіцієнту працездатності:

$$e^{-1} = \frac{P_{\text{ЭГ}}}{P_{\text{ВВ}}} = \frac{525}{275} = 1,9$$

$P_{\text{ВВ}}, P_{\text{ЭГ}}$  - відповідно працездатність вживаного і еталонного ВВ;

$k$  - коефіцієнт, що враховує збільшену витрату ВВ на дроблення породи.

$$q = 0,4 \cdot \left( \sqrt{0,2 \cdot 5,8} + \frac{1}{\sqrt{15,1}} \right)^2 \cdot 1,9 \cdot 1,2 = 1,62 \text{ кг/м}^3,$$

Визначимо витрату ВВ на цикл:

$$Q_{3AX} = q \cdot V_{3AX} = 1,62 \cdot 30,2 = 48,9 \text{ кг},$$

Кількість шпурів на заходку:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S \cdot \eta}{\Delta \cdot d_n^2 \cdot k_s} = \frac{1,27 \cdot 1,62 \cdot 15,1 \cdot 0,9}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 44 \text{ шп.}$$

Визначимо величину заряду в шпурі:

$$q_{шп} = \frac{Q_{3AX}}{N} = \frac{48,9}{44} = 1,11 \text{ кг}.$$

Приймаємо 44 шпурів по 1,2 кг (0,3x4).

Уточнена витрата ВВ:

$$Q^{yt}_{3AX} = 44 \cdot 1,2 = 52,8 \text{ кг}$$

### 3.1.5 Провітрювання виробки

Розрахунок витрати повітря по газах, що утворюються при вибухових роботах:

$$Q_{з.п.} = \frac{2,25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{BB} \cdot S^2 \cdot l_n^2 \cdot K_{обв}}{K_{зм.тп}^2}}, \text{ м}^3 / \text{мин},$$

де  $V_{BB}$  – об'єм шкідливих газів, що утворюються після підірвання, л;

$$V_{об} = 100B_{yz} + 40B_{пор},$$

де  $B_{пор}, B_{yz}$  – маса одночасно підірваних ВВ, кг;

$$V_{об} = 40 \cdot 52,8 = 2112 \text{ л},$$

$T$  – час провітрювання виробки після підірвання, хв; приймається згідно ПБ (30 мін);

$S$  – площа поперечного перетину виробки в світлу,  $\text{м}^2$ ;

$l_n$  – довжина тупикової частини виробки, м; для горизонтальних і похилих тупикових виробок завдовжки 500 мі більш замість підставляється, рівна 500 м;

$\kappa_{обв}$  – коефіцієнт, що враховує обводнення тупикової виробки;

$\kappa_{вт.тр}$  – коефіцієнт витоків повітря у вентиляційному трубопроводі.

При визначенні  $\kappa_{вт.тр}$  витрата повітря приймається по чиннику мінімальної швидкості:

$$Q_{з.н.} = 60 \cdot S \cdot V_{\min} = 60 \cdot 12,5 \cdot 0,25 = 187,5 \text{ м}^3 / \text{мин} = 3,12 \text{ м}^3 / \text{с},$$

де  $V_{\min}$  – мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковому виробленні, м/с

$$\kappa_{вт.тр} = 2,3;$$

$$Q_{з.н.} = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{2112 \cdot 12,5^2 \cdot 500^2 \cdot 0,8}{2,3^2}} = 172 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{з.н.} = 6 \cdot n_{чел.з.н.}, \text{ м}^3 / \text{мин},$$

де  $n_{чел.з.н.}$  – найбільше число людей, що одночасно працюють в привибійном просторі, чел;

$$Q_{з.н.} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості в привибійном просторі з врахуванням температури:

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot S \cdot V_{з\min}, \text{ м}^3 / \text{мин},$$

де  $V_{з\min}$  – мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійном просторі виробки залежно від температури, м/с.

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot 0,25 \cdot 12,5 = 62,5 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

До подальшого розрахунку приймається найбільше з набутих значень (187,5  $\text{м}^3/\text{хв}$ ).

Розрахунок продуктивності, депресії вентилятора і його вибір.

Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\epsilon} = Q_{з.п.} \cdot \kappa_{вт.тр.} = 187,5 \cdot 2,3 = 431,25 \text{ м}^3 / \text{мин} = 7,18 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Кількість повітря, яку необхідно подавати до всасу вентилятора:

$$Q_{вс} = 1,43 \cdot Q_{\epsilon} \cdot \kappa_p, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

де  $\kappa_p$  – коефіцієнт, що приймається рівним 1,0 для ВМП з нерегульованою подачею і 1,1, – з регульованою.

$$Q_{вс} = 1,43 \cdot 431,25 \cdot 1,1 = 678 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Визначимо депресію вентилятора:

$$h_{\epsilon} = Q_{\epsilon}^2 \cdot R_{тр.г} \left( \frac{0,59}{K_{вт.тр.}} + 0,41 \right)^2 \text{ даПа}.$$

де:  $R_{тр.г}$  – аеродинамічний опір трубопроводу без втрат повітря.

$$R_{тр.г} = Z_{тр} \cdot (l_{тр} + 20 \cdot d_{тр} \cdot n_1), \text{ км};$$

де:  $Z_{тр}$  – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу  $Z_{тр} = 0,0161 \text{ км} / \text{м}$ ;

$l_{тр}$  – довжина трубопроводу;

$d_{тр}$  – діаметр трубопроводу  $d_{тр} = 0,8 \text{ м}$ ;

$n_1$  – кількість поворотів трубопроводу на  $90^{\circ}$ ,  $n_1 = 1$ ;

$$R_{тр.г} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1) = 8,3 \text{ км}.$$

$$H_{\epsilon} = 7,18^2 \cdot 8,3 \cdot \left( \frac{0,59}{2,3} + 0,41 \right)^2 = 190 \text{ даПа}.$$



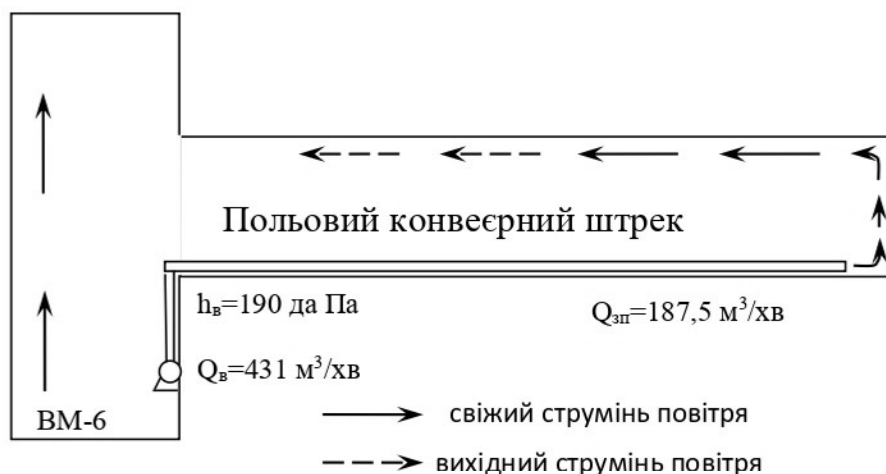


Рисунок 3.3 – Схема провітрювання

### 3.1.6 Кріплення виробки

Для кріплення польового конвеєрного штреку використовується металеве триланкове аорчне кріплення КМП-А3 із спецпрофілю СВП-22 з відстанню між рамами 1,0 м. Арка кріплення складається з двох стійок завдовжки 3,0 м і верхняка завдовжки 3,6 м.

Для з'єднання верхняка і бічних стійок кріплення застосовується сполучний вузол ЗПК. Уздовж виробки кожна арка з'єднується з сусідньою трьома міжрамними з'єднаннями, розташованими в покрівлі і боках виробки. Міжрамні стяжки виготовляють з куточків.

Порядок зведення арки наступний: за допомогою кріпеустановщика КІМ-8 піднімають верхняк до покрівлі виробки, після чого в лунки на підшві встановлюють стійки з елементами податливості кріплення і розпирають їх, прикріплюють міжрамні з'єднання до раніше зведеної арки. Після з'єднання стійки з верхняком перевіряють напруження виробки і розклинають аорчне кріплення в місцях накладення хомутів. Потім затягують боки і покрівлю залізобетонним затягуванням. У міру затягування виробки, порожнечі за кріпленням щільно закладають породою.

Анкерне кріплення встановлюють на відстані 5-10 м від вибою.

### 3.1.7 Транспортування гірської маси

Висока ефективність роботи привибійного транспорту досягається організацією безперервного потоку гірничої маси і мінімальними витратами часу на маневри транспортних судин. З метою зменшення часу вантаження гірської маси, зведення до мінімуму періодичності роботи, збільшення продуктивності праці, зниження трудомісткості робіт, для транспортування гірничої маси, передбачаємо перевантажувач ППЛ-1, стрічковий конвеєр 2ЛТ-100. Довжина перевантажувача дорівнює 20 м.

### 3.1.8 Допоміжні роботи

До допоміжних робіт при проведенні виробки відносять установку запобіжного кріплення, влаштування водовідливної канавки, прокладку трубопроводів і кабелів, устаткування освітлення, роботи доставки такелажу.

Завдання і контроль проектного напрямку виробки здійснюється маркшейдерським відділом за допомогою лазерного покажчика напрямку ЛУН-1.

### 3.1.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки

Для забезпечення гірничопрохідницьких робіт водою і стислим повітрям передбачаємо підведення у виробку труб пожежно-зрошувального водопостачання і мережі стислого повітря.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводів складається з магістральних ліній, що прокладаються у виробках приствольного двору, квершлагах, дільничних ліній у відкідкочувальних, вентиляційних штреках, ходках і виробках похилих. Магістральні трубопроводи мають діаметр 150мм, дільничні стави мають діаметр труб 100 мм. Пожежний-зрошувальний трубопровід обладнався пожежними кранами.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу використовується і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом у вибої квершлага є породонавантажувальна машина 2ПНБ-2Б і водяна завіса.

Кінці постійних або тимчасових водопровідних ліній повинні відставати від вибою не більше ніж на 40м, подача води у вибій здійснюється по газоводопровідних трубах або гумовотканинних рукавах.

Норми витрати води для боротьби з пилом приймаємо відповідно до «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах».

Споживачами електричної енергії є електродвигуни породонавантажувальної машини 2ПНБ-2Б, стрічкового конвеєра 2ЛТ-100, перевантажувача ППЛ-1, вентилятора місцевого провітрювання ВМ-6, апарату освітлення АОС-4. Вибір потужності трансформатора для дільничної підстанції вироблюваний по коефіцієнту попиту:

$$S_{mp} = K_c \cdot \frac{\sum P_n}{1,25 \cos \varphi_{cp}},$$

де  $S_{mp}$  - розрахункова потужність трансформатора, кВт·А;

$K_c$  - коефіцієнт попиту, визначуваний по формулі:

Таблиця 3.1 - Параметри знепилювання підготовчої виробки

Заходи щодо знепилювання	Вживані зрошувачі, тип	Тиск води, кгс/см <sup>2</sup> кількість	Витрата води	Застосування зволожувача		Кон-я %	Витрата кг/сут
				л/хв	м <sup>2</sup> /доб		
Зрошування під час роботи породонавантажувальної машини 2ПНБ-2Б		6	30	85	30,6	0,1	30,6
пиловловлювання	ФО-5.0-125	1	30	50	18,0	0,1	18,0
Очищення вентиляційного струменя	ПФ-5.0-165	3	12	22	6,5		

$$K_c = 0,286 + \frac{0,714 \cdot P_1}{\sum P_n} = 0,286 + \frac{0,714 \cdot 110}{262} = 0,58,$$

$\sum P_n$  - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформатора струмоприймачів, кВт·А;

$\cos \varphi_{cp}$  - середньозважене значення коефіцієнта потужності групи приймачів.

$$S_{mp} = 0,58 \cdot \frac{262}{1,25 \cdot 0,78} = 156 \text{кВА}.$$

Розрахунок сумарної потужності всіх підключених до трансформатора струмоприймачів зводимо в таблицю 3.2:

Таблиця 3.2 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів підстанції

Обладнання	$\sum P_{уст}, \text{кВ} \cdot \text{А}$	$\cos \varphi_{cp}$	Пусковий апарат
2ПНБ-2Б	78	0,81	ПВИ-250
Перевантажувач ППЛ-1	45	0,88	ПВИ-63
вентилятор місцевого провітрювання ВМ-6	25	0,68	ПВИ-63
Стрічковий конвеєр 2ЛТ100	110	0,84	ПВИ-63
апарат освітлення АОС-4	4	0,8	
Разом	262		

Приймаємо для енергопостачання підготовчого вибою пересувну електропідстанцію типу ТСВП-320, яку слід встановити на свіжому струмені повітря. Для живлення пересувної підстанції прийнята напруга 6000В, для

низьковольтних споживачів 660В і для мережі освітлення 127В. Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів комплектуються в низьковольтній розподільній пункт. Для живлення забійних механізмів передбачаємо прокладку від дільничного до забійного распредпункта, що встановлюється в 100м від вибою, гнучких екранованих кабелів мазкі КГЕШ. Управління пускачами – дистанційне КУ-92РВ, встановлюваних в 20 – 50 м від вибою. Освітлення вибою, місця установки підстанції і распредпункта проводиться люмінесцентними світильниками у вибухобезпечного виконання типу РВЛ, які живляться від апарату АОС-4, що встановлюється на распредпункті. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів КРПСИ. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроєм автоматичного контролю ізоляції АУКИ-127, вбудованим в апарат освітлення.

Відповідно до вимог правил безпеки в підземних виробках обладналася загальна мережа заземлення, до якої під'єднуються всі установки. Прокідні муфти кабелів заземляються місцевими заземлителями. Місцеві заземлители встановлюються у кожного електроапарата і під'єднуються до загальної мережі заземлення.

### 3.1.10 Організація гірничопрхідницьких робіт

Добовий режим роботи: три 6-годинні зміни по проходці і одна 6-годинна ремонтно-підготовча зміна.

Визначення об'ємів робіт.

По бурінню шпурів:

$$Q_{\text{бур}} = l_{\text{шп}} \cdot n_{\text{шп}}, \text{ м},$$

по породі:

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 1,7 \cdot 5 = 8,5 \text{ м},$$

по вугіллю:

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 2,2 \cdot 44 = 96,8 \text{ м}$$

де  $l_{\text{шп}}$  – довжина шпурів, м;

$n_{\text{шп}}$  – кількість шпурів у вибою виробки, шт.

По прибиранню гірської маси:

$$Q_{\text{уб}}^{\text{пор}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{сч}} = 2 \cdot 15,1 = 30,2 \text{ м}^3.$$

По кріпленню виробки:

$$Q_{\text{креп}} = \frac{l_{\text{зах}}}{n}, \text{ рами,}$$

де  $n$  – відстань між рамами кріплення, м.

$$Q_{\text{креп}} = \frac{2}{1,0} = 2,0 \text{ рами.}$$

По нарощуванню вентиляційних труб:

$$Q_{\text{вен}} = l_{\text{зах}} = 2 \text{ м}$$

Таблиця 3.3 - Витрати праці на цикл

№ п/п	Найменування робіт	Единиці вимірювання	Об'єм работ	Норма виробки			Трудоємність, чел-зм	Обґрунтування
				по збірнику	Поправк-ти	установлена норма		
1	Буріння шпурів по породі	м	8,5	27,5	0,85; 1,15	26,9	0,32	ЕНВ-04 т.12
2	Буріння шпурів по вугіллю	м	96,8	107,1/3 =35,7	--	35,7	2,7	т.12
3	Прибирання породи	м <sup>3</sup>	30,2	31,5/2 =15,75	1,2;	18,9	1,27	т.23
4	Кріплення виробки	рамы	2	1,07	0,95; 1,05	1,07	1,87	т.32
5	Установка анкерів	шт	10	18,5	--	18,2	0,54	т.34
6	Нарощування вентиляційних труб	м	2	90	--	90	0,02	т.41
	Ітого						Σ=6,72	

Комплексна норма виробки:

$$R_{\text{к}} = \frac{Q}{\sum T}, \frac{\text{м}}{\text{чел-см}},$$

де  $Q$  – об'єм робіт на цикл, м;

$\sum T$  – сумарна трудоємність робіт, люд-зм,

$$R_x = \frac{2}{6,72} = 0,29 \frac{м}{чел - см}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки 5 чол.  
Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$k_{пер} = \frac{T_{\phi}}{T_n} = \frac{6,72}{5} = 1,34.$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{нз}}{T_{см}} = \frac{6 - 1,2}{6} = 0,8.$$

Визначення тривалості операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{выр.i} \cdot k_{пер}}, \text{ час} \quad \left( t_i = \frac{T_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot k_{пер}} \right);$$

де  $V_i$  – об'єм  $i$ -го виду робіт;  
 $T_{см}$  – тривалість зміни, година;  
 $n_i$  – кількість робочих, зайнятих на виконанні даної роботи або норма обслуговування агрегату, чол;  
 $H_{выр.i}$  – встановлена норма виробітку на даний процес;  
 $\alpha$  – коефіцієнт побудови графіка;  
 $k_{пер}$  – коефіцієнт перевиконання плану;  
 $T_i$  – трудомісткість даного процесу або операції, чол-зм  
 Буріння шпурів по породі:

$$t_{бур.уг} = \frac{0,32 \cdot 6 \cdot 0,8}{2 \cdot 1,34} = 0,6 \text{ час}.$$

Буріння шпурів по вугіллю:

$$t_{бур.пор} = \frac{2,7 \cdot 6 \cdot 0,8}{3 \cdot 1,34} = 3,2 \text{ час}.$$

Прибирання породи:

$$t_{yb} = \frac{1,27 \cdot 6 \cdot 0,8}{2 \cdot 1,34} = 2,3 \text{ час.}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{вен} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,8}{2 \cdot 90 \cdot 1,34} = 0,04 \text{ час.}$$

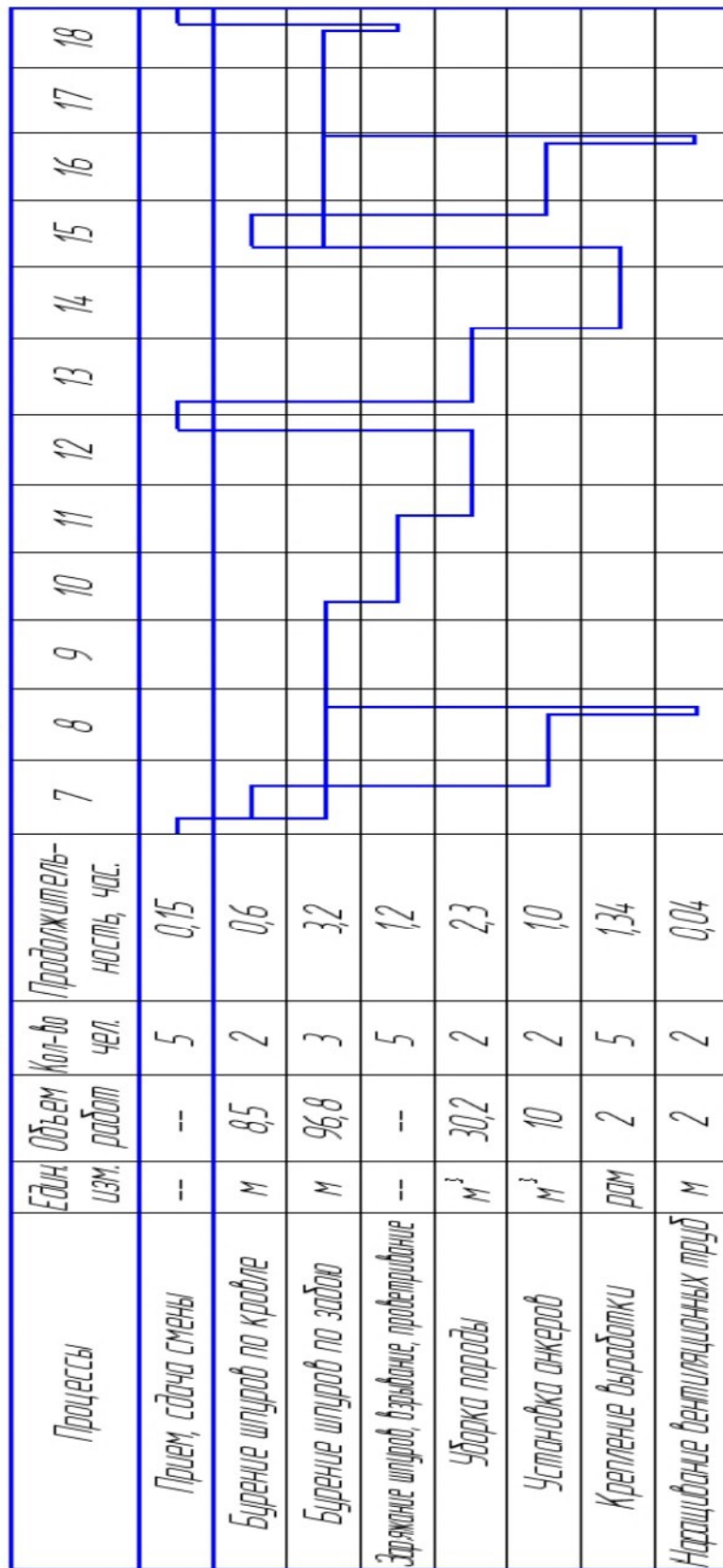
Установка анкерів:

$$t_{вен} = \frac{0,54 \cdot 6 \cdot 0,8}{2 \cdot 1,34} = 1,0 \text{ час}$$

Кріплення:

$$t_{кон} = \frac{1,87 \cdot 6 \cdot 0,8}{5 \cdot 1,34} = 1,34 \text{ час.}$$

Рисунок 3.4 - Лінійний графік організації робіт





Визначимо тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = 3,2 + 1,2 + 2,3 + 1,34 = 8,04 \text{ год.}$$

Визначимо можливу кількість циклів в добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{см}} \cdot (t_{\text{см}} - (t_{\text{Т.П.}} + t_{\text{ПЗО}} + t_{\text{Н.ВЕНТ.ТР.}}))}{T_{\text{ц}}}, \text{циклів}$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{3 \cdot (360 - 18)}{482} = 2,1 \text{ цикла/доб.}$$

Добове і місячне посування забою визначається по формулах:

$$Q_{\text{сут}} = l_{\text{зах}} \cdot K_{\text{н}}, \text{ м/добу,}$$

$$Q_{\text{сут}} = 2 \cdot 2,1 = 4,2 \text{ м/добу,}$$

$$Q_{\text{мес}} = 25 \cdot 4,2 = 105 \text{ м/міс.}$$

### 3.1.11 Техніко-економічні показники

Вартість проведення одного погонного метра виробки розраховують по наступних елементах витрат: допоміжні матеріали; споживання електроенергії; витрати на оплату праці; відрахування на соціальне страхування; амортизація основних фондів.

Таблиця 3.4 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалах, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Об'єм на 1 м	Об'єм на 1 міс	Ціна 1 од	Вартість
Аммоніт Т-19	26.4	2772	25	69300
Детонатори типа ЭДКЗ	22	2310	4.5	10395
Затягування	0.55	57.75	900	51975
Провід ВП	30	3150	2	6300
коронки	6	630	50	31500
смазочні матеріали				850
запасні частини				1500
				171820

Таблиця 3.5 – Розрахунок витрат по матеріалах групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалу	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кіл-ть одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з врахуванням транспортних витрат (5%), грн	Строк погашення вартості матеріалів, міс	Сумма погашення вартості матеріала в місяць, грн
Металлическая крепь	КОМПЛ	4000	105	420000	441000	48	9187.5
Труби вентил.	м	120	126	15120	15876	8	1984.5
Труби метал.	м	85	210	17850	18742.5	12	1561.87
Кабель гібкий	м	220	131.25	28875	30318.75	12	2526.56
<b>ІТОГО</b>				481845	505937.2		15260.43

Таблиця 3.6 – Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалу	Місячні витрати, грн
Аммоніт Т-19	69300
Детонатори типа ЭДКЗ	10395
Затягування	51975
Провід ВП	6300
коронки	31500
Смазочні матеріали	850
Запасні частини	1500
<b>Ітого вартість розрахованих матеріалів</b>	171820
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	25773
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	505937.25
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	250
<b>Ітого вартість допоміжних матеріалів по дільниці</b>	703780.25

Таблиця 3.7 – Споживана ділянкою електроенергія

Найменування токоприємників	Встановлена міцність електродвигунів, кВт	Кількість двигунів в токоприємнику, шт	Встановлена міцність двигунів, кВт
2ПНБ-2Б	–	–	78
ППЛ-1	45	1	45
АОС-4	4	1	4
ВМ-6	25	1	25
2ЛТ-100	110	1	110
<b>ИТОГО</b>			262

Місячні витрати по споживаній на ділянці електроенергії слід розрахувати по формулі:

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \nu}{0,95} = 11467,32 \text{ грн},$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує збільшення витрат по електроенергії з врахуванням роботи вибою у ремонтно-підготовчу зміну;

$\sum P_{\text{уст}}$  – спільна установлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 3.8);

$K_c$  – коефіцієнт попиту (48), що враховує недовантаження і неодноразовість роботи струмоприймачів;

$T_{\text{см}}$  – тривалість зміни, година;

$n_{\text{см}}$  – кількість змін по проведенню підготовчого вироблення в добу;

$N_{\text{дн}}$  – планова кількість днів роботи забою в місяць;

$\nu$  – тариф за 1 кВт•ч споживаної електроенергії, грн;

0,95 – к.п.д. мережі.

Таблиця 3.8 – Розрахунок доплат за роботу в нічний час робітникам і спеціалістам дільниці

Професії робочих, посади керівників і спеціалістів дільниці	Тарифна ставка часова, грн	Доплата к часу нічного времени (40% від часової ставки)	Явочна чисельність в 3 и 4 зміні, чол	Кіл-ть ночних часів в зміні	Кіл-ть нічних чол-час, відпрацьованих рабiтниками дільниці		Ітого доплати за роботу в нічне время, грн
					На добу	в місяц	
Машиністи гірничих виймкових машин	33.25	13.3	2	4	8	200	2660
Прохідники	33.25	13.3	8	4	32	800	10640
Електрослюсарі	29.73	11.89	2	4	8	200	2378.4
Машиністи підз. уст.	25.08	10.03	2	4	8	200	2006.4
Горноробочі	21.98	8.792	2	4	8	200	1758.4
<b>Ітого робітникам</b>	-	-	-	-	-	-	19443.2
Нач. дільниці	21.33	8.53	1	4	4	100	853.33
Зам. нач. дільниці	19.6	7.84	1	4	4	100	784
Пом. нач. дільниці	18	7.2	1	4	4	100	720
Механік дільниці	16.6	6.66	1	4	4	100	666.66
Гірничі майстри	16.66	6.66	2	4	8	200	1333.33
<b>Ітого керівникам і спеціалістам дільниці</b>							4357.33
<b>УСЬОГО</b>		-	-	-	-	-	23800.53

Таблиця 3.9 – Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Професії робочих, посади керівників і спеціалістів дільниці	Оплата 1 часа пересування, грн	Нормативне время пересування, час	Явочна чисеність, чол	Кіл-ть днів роботи ділянки, кіл-ть зпусків в шахту	Доплата, грн
Прохідники	4.1	1	20	500	2050
Електрослюсарі			16	400	1640
Машиністи підземних установок			8	200	820
Горноробочі			8	200	820
<b>Ітого робочим</b>					5330
Начальник дільниці	4.1	1	1	25	102.5
Зам. нач. дільниці			1	25	102.5
Пом. нач. дільниці			1	25	102.5
Механік дільниці			1	25	102.5
Гірничі майстри			4	100	410
<b>Ітого керівникам і спеціалістам дільниці</b>					820
<b>УСЬОГО</b>					6150

Таблиця 3.10 – Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Професії робочих	Спілона кіл-ть виходов в місяць	Тариф. ставка дневн., грн	Фонд прямої зароб. плати робочих ділянки, грн	Допл. за роботу в нічне время, грн	Премія		Допл. за нормат. время пересув., грн	Допл. за керівн. бригадою та звеном	Ітого зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	72059.4	10640	15	10808.9	2050	2304.2	97862.53
Эл.слюсарі	66	178.4	11774.4	2378.4	15	1766.16	1640	0	17558.96
Маш. підз. уст.	66	150.5	9933	2006.4	15	1489.95	820	0	14249.35
Горноробочі	66	131.9	8705.4	1758.4	15	1305.81	820	0	12589.61
<b>Ітого робітникам</b>	-	-	102472.2	16783.2	-	15370.8	5330	2304.2	142260.4

Таблиця 3.11 – Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників і спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність по списку, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в нічн. время	Допл. за нормат. время пересув., грн	Газова надбавка, грн	Ітого зарплата грн
Нач. дільниці	3200	1	3200	853.33	22.9	320	4396.2
Зам. нач. дільниці	2940	1	2940	784	22.9	294	4040.9
Пом. нач. дільниці	2700	1	2700	720	22.9	270	3712.9
Механик дільниці	2500	1	2500	666.66	22.9	250	3439.6
Гірничі майстри	2500	3	7500	1333.3 3	68.7	250	9152
<b>ІТОГО</b>			18840	4357.3 3	160.3	1384	24742

Суму відрахувань на соціальні заходи планують у розмірі 37% від місячного фонду заробітної плати робітників, керівників, спеціалістів дільниці і розраховують по формулі:

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37 = 61790,77 \text{ грн}$$

де  $D_n$  – загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад робітників, керівників і спеціалістів дільниці, грн.

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати по формулі:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100} = 30625 \text{ грн}$$

де  $B$  – балансова вартість об'єктів основних фондів, грн;

$H_{\text{мес}}$  – місячна норма амортизації основних фондів, яку можна прийняти рівною 1,25%.

Таблиця 3.12 – Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
2ПНБ-2Б	1500000	1	1500000
ППЛ-1	100000	1	100000
ВМ-6	50000	1	50000
2ЛТ-100	800000	1	800000
<b>ИТОГО</b>	-	-	2450000

Таблиця 3.13 – Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати по елементам ( $Z_3$ ), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ( $Z_3 / V_{мес}$ ), грн
1. Матеріальні витрати – усього	715247.57	6811.88
у тому числі:		
допоміжні матеріали	703780.25	6702.66
електроенергія	11467.32	109.21
2. Витрати на оплату труда	167002.08	1590.49
3. Відчислення на соц. страхування	59515.27	566.81
4. Амортизація основних фондів	30625	291.66
<b>ИТОГО</b>	972389.94	9260.85

### 3.2 Спорудження польового конвеєрного штреку комбайновим способом (варіант № 2)

Вибір форми і розмірів поперечного перерізу виробки, розроблено у розділі 3.1.1, розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення – у розділі 3.1.2.

#### 3.2.1 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання та визначення його оптимальних параметрів

Технологічна карта призначена для організації праці ланки прохідників при проведенні польового конвеєрного штреку по породі. Виробка має склепінчасту форму з площею поперечного перерізу в проходці  $15,1 \text{ м}^2$  і кріпиться за допомогою стріли комбайна триланковим аروحним кріпленням КМП-А3 СВП-27 з відстанню між рамами 1 м. Міцність порід, що вміщують становить по породі 58 МПа. Транспортування гірської маси із вибою проводиться за схемою: комбайн КП-21 - перевантажувач ШПЛ-1, стрічковий конвеєр ЛТ100. Виїмка гірських порід комбайном ведеться на підставі затвердженого проекту робіт відповідно до основних положень щодо організації та безпеки праці, викладеними в БНіП 3.02.03-84 і правилах безпеки. Величина відхилень у бік збільшення геометричних параметрів перерізу виробки від проектних не повинна перевищувати 110 мм.

Контроль якості робіт полягає в систематичному спостереженні та перевірці відповідності напрямку, відміток, ухилу і геометричних параметрів виробки проектною документації. Контроль здійснюється машиністом комбайна і гірничим майстром із залученням маркшейдерської служби.

Вибій виробки повинен бути забезпечений необхідними видами енергії, вентиляцією, освітленням, сигналізацією, телефонним зв'язком засобами пилоподавлення і водовідведення.

Забороняється робота комбайна в розкріпленій частині виробки. Простір між рамами перекривається затяжками.

#### Технічна характеристика комбайна КП-21

Розрахункова продуктивність, $\text{м}^3/\text{хв}$ .:	
По породі з межею міцності 80 МПа	0,26
По змішаному вибою	0,47
Розміри виробок, що споруджуються начорно	
Площа перетину, $\text{м}^2$	9-25
Висота, м	2,6-4,5
Ширина, м	3,6-6,5
Швидкість пересування комбайна, м / хв	3
Потужність електродвигуна виконавчого органу, кВт	130
Сумарна потужність електродвигунів, кВт	225
Напруга силової мережі, В	660 (500)
Робочий тиск в гідросистемі, МПа	14



Тиск на підшву виробки, середнє, МПа	0,013
Габарити комбайна, мм	
Довжина	12600
Ширина по гусеницях	2500
Висота в транспортному положенні	2100
Маса комбайна (без перевантажувача і насосної станції), т	45

Форма організації праці і склад бригади.

Форма організації праці - комплексна прохідницька бригада. Чисельний склад ланки бригади за нормувачем приймаємо 4 чол.

Кваліфікаційний склад ланки: - 1 прохідник VI розряду та 3 прохідника V розряду.

Добовий режим роботи: три 6-годинні зміни з проходки і одна 6-годинна ремонтно-підготовча зміна.

### 3.2.2 Провітрювання виробки

Виробку проходить по породі. Відношення площі вугільного вибою до загальної площі перерізу виробки дорівнює 0%. Розрахунок кількості повітря проводимо за такими чинниками.

Розраховуємо необхідну кількість повітря по мінімально дозволеній швидкості в привибійному просторі тупикової виробки.

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{\min} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв} .;$$

де  $V_{\min}$  - мінімально дозволена згідно з ПБ швидкість повітря, м / с;

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 15,2 = 228 \text{ м}^3 / \text{хв} = 3,8 \text{ м}^3 / \text{с};$$

Визначимо продуктивність вентилятора за формулою:

$$Q_{в} = Q_{з.п} \cdot K_{ут.тр}, \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

де:  $K_{ут.тр}$  - коефіцієнт витоків повітря трубопроводу при довжині виробки 850 м, витрати повітря в кінці трубопроводу  $3,8 \text{ м}^3 / \text{с}$  і діаметрі трубопроводу 0,8 м,  $K_{ут.тр} = 1,75$ ;

$$Q_{в} = 228 \cdot 1,75 = 399 \text{ м}^3 / \text{хв} = 6,65 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Визначимо депресію вентилятора:

$$h_{\epsilon} = Q_{\epsilon}^2 \cdot R_{тр.г} \left( \frac{0,59}{K_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2 \text{ даПа}.$$

де:  $R_{тр.г}$  - аеродинамічний опір трубопроводу без втрат повітря.

$$R_{\text{тр.г}} = Z_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_1), \text{ к}\mu$$

де:  $Z_{\text{тр}}$  - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу  $Z_{\text{тр}} = 0,0161 \text{ к}\mu/\text{м}$ ;

$l_{\text{тр}}$  - довжина трубопроводу  $l_{\text{тр}} = 500 \text{ м}$ ;

$d_{\text{тр}}$  - діаметр трубопроводу  $d_{\text{тр}} = 0,8 \text{ м}$ ;

$n_1$  - кількість поворотів трубопроводу на  $90^\circ$ ,  $n_1 = 1$ ;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1) = 8,3 \text{ к}\mu$$

$$h_e = 6,65^2 \cdot 8,3 \cdot \left( \frac{0,59}{1,75} + 0,41 \right)^2 = 204,9 \text{ даПа.}$$

Виходячи з отриманих значень  $Q_e$  і  $h_e$  приймаємо два вентилятора місцевого провітрювання ВМ-6, встановлених послідовно.

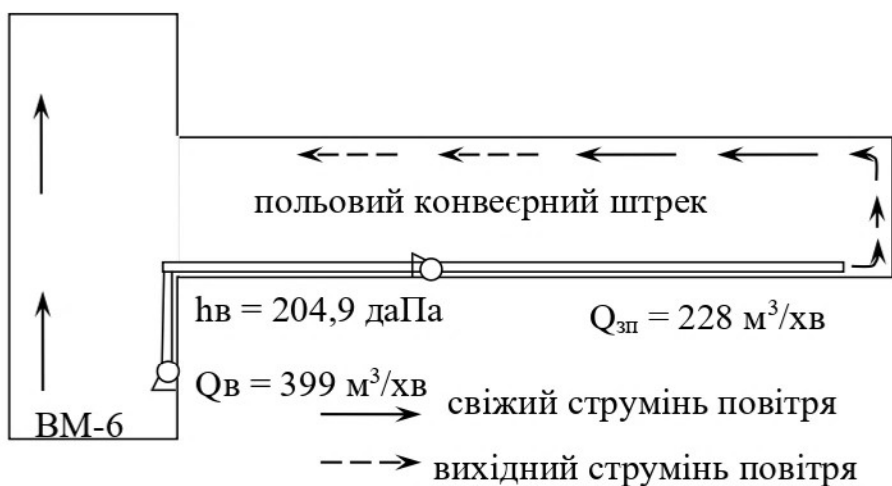
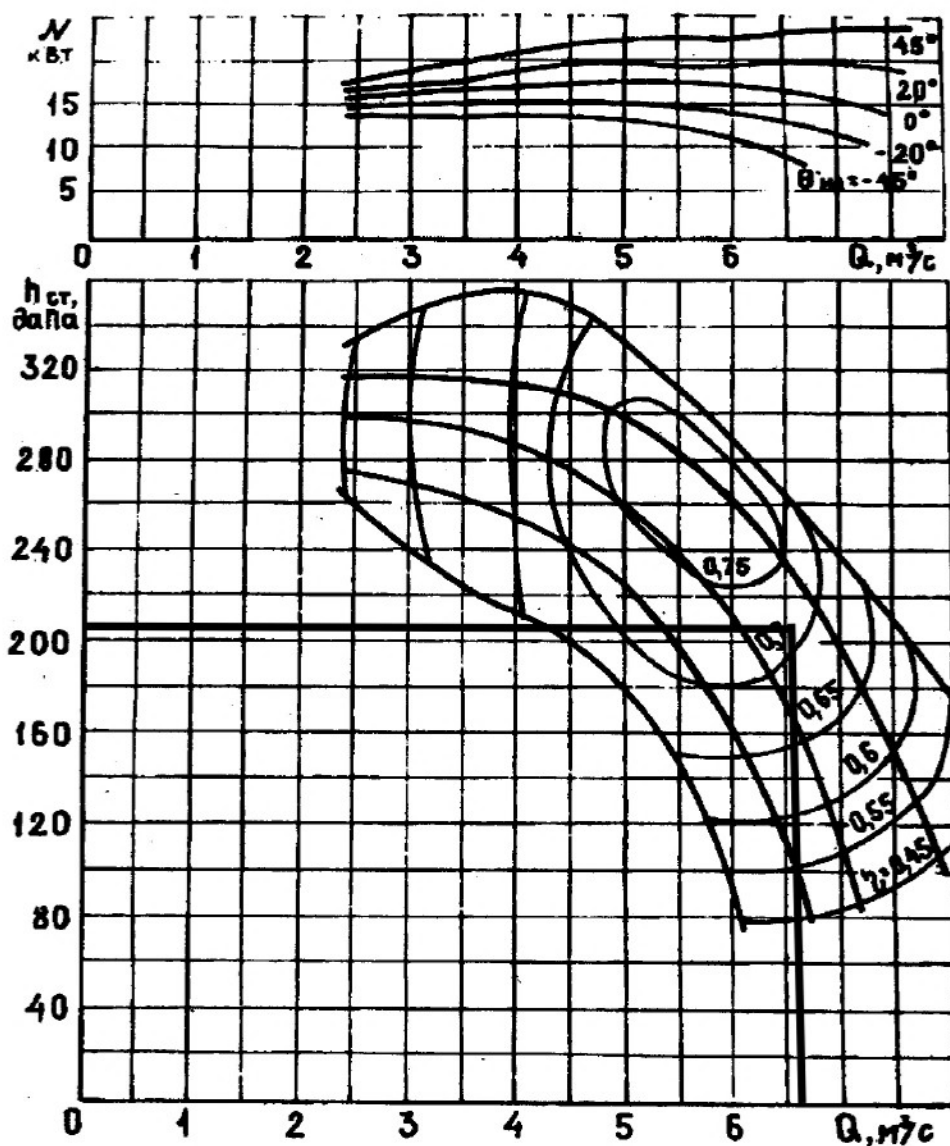


Рисунок 3.5 - Схема провітрювання

Рисунок 3.6 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-6



### 3.2.3 Водо- і енергопостачання вибою виробки

Для забезпечення гірничопрохідницьких робіт водою і стиснутим повітрям передбачаємо підведення в вироблення труб пожежно-зрошувального водопостачання та мережі стисненого повітря.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводів складається з магістральних ліній, що прокладаються в виробках приствольного двору, головних групових штреках, квершлагах, дільничних ліній у відкотних, вентиляційних, ярусних штреках і похилих виробках. Магістральні трубопроводи мають діаметр 150 мм, ділянкові стави мають діаметр труб 100 мм. Пожежно-зрошувальний трубопровід обладнується пожежними кранами.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу використовується і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом у вибої

головного польового транспортного штреку є прохідницький комбайн КП-21 і водяна завіса.

Кінці постійних або тимчасових водопровідних ліній повинні відставати від вибою не більше ніж на 40 м, подача води у вибій здійснюється по газоводопровідних трубах або гумовотканинним рукавах.

Норми витрати води для боротьби з пилом приймаємо відповідно до «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах».

Таблиця 3.14 - Параметри знепилювання підготовчої виробки

Заходи щодо знепилювання	Застосовувані зрошувачі, тип	Тиск води, кгс / см <sup>2</sup> , кількість	Витрати води	Застосування зволожувача		Конція %	Витрата, кг/добу
				л / хв	м <sup>2</sup> /добу		
Зрошення під час роботи прохідницького комбайна КП-21		6	30	85	30,6	0,1	30,6
Пиловловлювання	ФО-5.0-125	1	30	50	18,0	0,1	18,0
Очищення вентиляційного струменя	ПФ-5.0-165	3	12	22	6,5		

Споживачами електричної енергії є електродвигуни прохідницького комбайна КП-21, перевантажувача ППЛ-1, вентиляторів місцевого провітрювання ВМ-6, стрічкового конвеєра 1ЛТ100, апарату освітлення АОС-4. Вибір потужності трансформатора для дільничної підстанції здійснюємо за коефіцієнтом попиту:

$$S_{mp} = K_c \cdot \frac{\sum P_n}{1,25 \cos \varphi_{cp}},$$

де  $S_{mp}$  - розрахункова потужність трансформатора, кВт.А;

$K_c$  - коефіцієнт попиту, який визначається за формулою:

$$K_c = 0,286 + \frac{0,714 \cdot P_1}{\sum P_n} = 0,286 + \frac{0,714 \cdot 225}{409} = 0,68,$$

$\sum P_n$  - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформатора струмоприймачів, кВт.А;

$\cos \varphi_{cp}$  - середньозважене значення коефіцієнта потужності групи приймачів.

Розрахунок сумарної потужності всіх підключених до трансформатора струмоприймачів зводимо в таблицю 3.15:

Таблиця 3.15 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів підстанції

Устаткування	$\sum P_{уст}, кВ \cdot А$	$\sum I_n, А$	$\cos \varphi_{cp}$	Пусковий апарат
Прохідницький комбайн КП-21	225	250	0,81	ПВІ-250
Перевантажувач ППЛ-1	45	60	0,88	ПВІ-63
Вентилятор місцевого провітрювання ВМ-6	40x2	80x2	0,85x2	ПВІ-63x2
Стрічковий конвеєр 1ЛТ100	55	110	0,83	ПВІ-63
Апарат освітлення АОС-4	4	5	0,8	
Разом	409			

$$S_{mp} = 0,68 \cdot \frac{409}{1,25 \cdot 0,84} = 264,9 кВА.$$

Приймаємо для енергопостачання підготовчого вибою пересувну електростанцію типу ТСВП-320, яку слід встановити на свіжому струмені повітря. Для харчування пересувний підстанції прийнято напруга 6000В, для низьковольтних споживачів 660В і для мережі освітлення 127В. Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів комплектуються в низьковольтний розподільчий пункт. Для харчування забійних механізмів передбачаємо прокладку від дільничного до забійного розподільні пункти, що встановлюється в 100м від забою, гнучких екранованих кабелів марки КГЕШ. Управління пускачами - дистанційне КУ-92РВ, що встановлюються в 20 - 50м від забою. Освітлення забою, місця установки підстанції і розподільні пункти проводиться люмінесцентними світильниками у вибухобезпечному виконанні типу РВЛ, які живляться від апарату АОС-4, що встановлюється на розподільні пункти. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів КРПСІ. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроєм автоматичного контролю ізоляції Аукі-127, вбудованим в апарат освітлення.

Відповідно до вимог правил безпеки в підземних виробках обладнується загальна мережа заземлення, до якої приєднуються всі установки. Прохідні муфти кабелів заземлюються місцевими заземлювачами. Місцеві заземлювачі встановлюються у кожного Електроапарати і приєднуються до загальної мережі заземлення.

### 3.2.4 Організація гірничопрохідницьких робіт

Добовий режим роботи: три 6-годинні зміни з проходки і одна 6-годинна ремонтно-підготовча зміна.

Підставою для розрахунку по елементній трудомісткості і тривалості робіт прийняті галузеві агрегатні норми проведення виробок комбайнами.

Витрати праці на 1 м виробки зводимо в таблицю 3.16.

За тривалістю на виконання окремих процесів будуємо графік організації робіт, який наведено на рис. 3.7, а також в графічній частини курсового проекту.

Комплексна норма вироблення на одного прохідника:

$$H_k = \frac{l_{\text{зах}}}{\sum T_p} \text{ м / чел.}$$

$$H_k = \frac{0,9}{1,55} = 0,58 \text{ м / чел - см.}$$

Визначимо тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = 100,48 + 15,66 + 37,54 = 153,68 \text{ хв.}$$

Визначимо можливу кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{см}} \cdot (t_{\text{см}} - (t_{\text{Т.П.}} + t_{\text{ПЗО}} + t_{\text{Н.ВЕНТ.ТР.}}))}{T_{\text{ц}}}, \text{ циклов}$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{3 \cdot (360 - (20,2 + 18,1))}{153,68} = 6,1 \text{ циклів / добу.}$$

Добове і місячне посування вибою визначається за формулами:

$$Q_{\text{сут}} = l_{\text{зах}} \cdot K_{\text{ц}}, \text{ м / добу}$$

$$Q_{\text{сут}} = 1,25 \cdot 6,1 = 7,625 \text{ м / добу,}$$

$$Q_{\text{мес}} = 25 \cdot 7,625 = 191 \text{ м / місяць.}$$

Тривалість проведення польового вентиляційного штреку можна розрахувати за формулою:

$$T_{\text{вир}} = l_{\text{вир}} / Q_{\text{мес}} = 850 / 191 = 4,5 \text{ міс.}$$

Таблиця 3.16 - Витрати праці на 1 м виробки

Найменування операцій	Обсяг робіт		Витрати праці, люд.-хв..	Трудо місткість на цикл, люд.-хв.	Тривалість процесу, хв.	Підстава
	од. вим	за цикл				
ПЗ0 на зміну Усунення дрібних несправностей	-	-	20,2	-	20,2	ЕНВ табл.42
	-	-	18,1	-	18,1	
Управління комбайном під час роботи і маневрів, спостереження за навантаженням гірської маси. Навантаження посипати гірської маси	м	1,25	201,18+ 11% = 223,3	200,9 7	200,97 / 2 = 100,48	табл.43
Відведення виконавець-ного органу комбайна від забою. Огляд комбайна, мастило вузлів, заливка масла в гідро-систему. Опрацювання виконай-ного органу комбайна і підведення його до забою	м	1,25	10,72	9,65	9,65 / 2 = 4,82	табл.43
Огляд і заміна зубків і пилоуловлюючих мішків. Підтягування і підвіска кабелю і шланга зрошення	м	1,25	15,77	14,19	14,19 / 2 = 7,09	табл.43
Установка перевантажувача в положення навантаження, расштибовка перевантажувача	м	1,25	6,7	6,0	6,0 / 2 = 3,0	табл.43
Розбивка великих шматків породи. Подкидка гірської маси до навантажувального органу і зачистка підшви	м	1,25	69,55	62,6	62,6 / 2 = 31,3	табл.43
Перевірка напрямку виробки	м	1,25	6,30	5,67	5,67 / 2 = 2,83	табл.43
Установка і пересування тимчасової запобіжної кріплення	м	1,25	34,80	31,32	31,32 / 2 = 15,66	табл.43
Кріплення виробки	м	1,25	145,1 + 15% = 166,86	150,1 8	150,18 / 4 = 37,54	табл.44
Нарощування вентиляційних труб	м	1,25	3,54 + 15% = 3,96	3,56	3,56 / 2 = 1,78	табл.44
Настилення рейкового шляху	м	1,25	37,12	33,4	33,4 / 2 = 16,7	табл. 130
Проведення і кріплення водовідливної канавки	м	1,25	46,15	41,53	41,53 / 2 = 20,76	табл. 122, 124

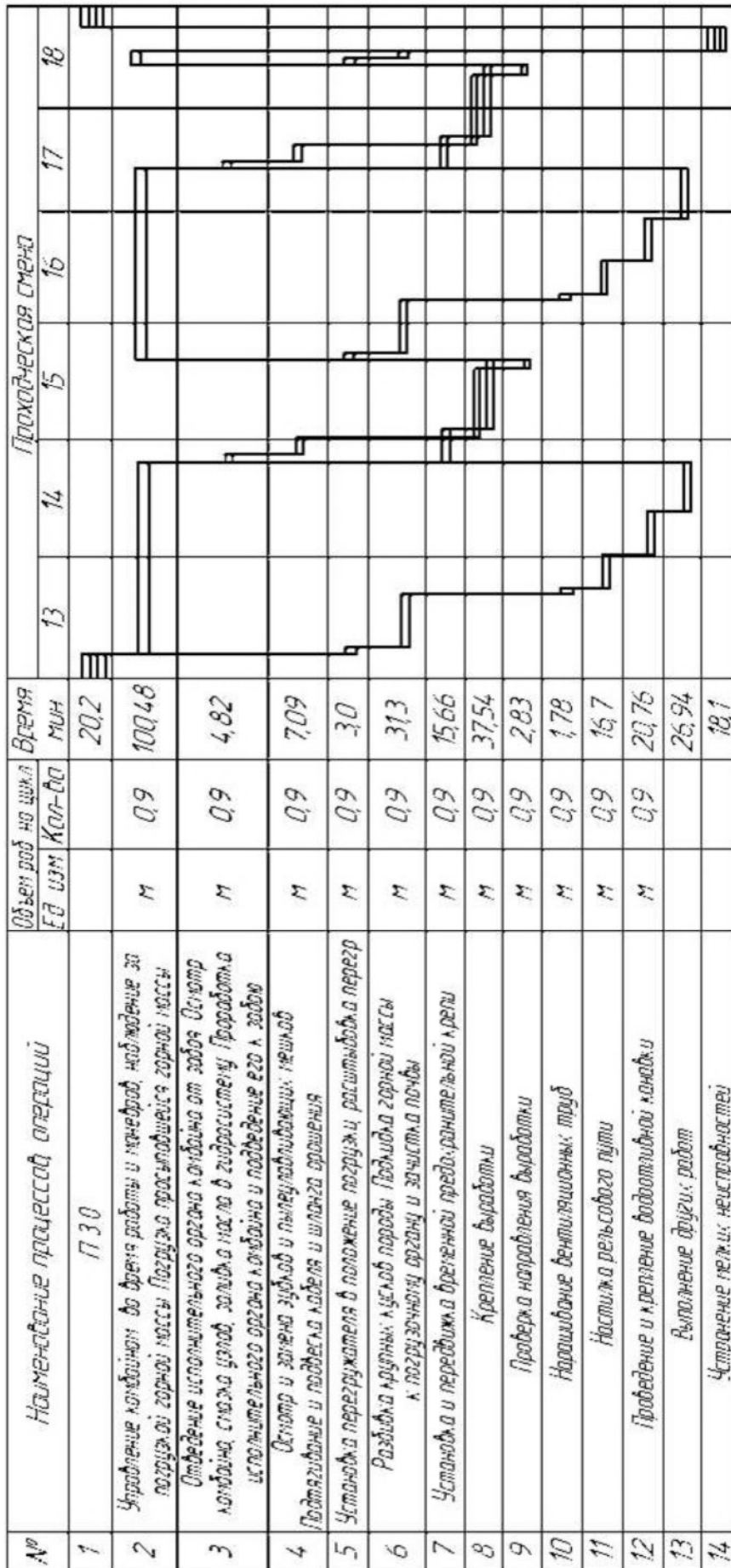


Рисунок 3.7 – Графік організації робіт



Розрахунок агрегатної норми виробітку на проведення гірничих виробок прохідницькими комбайнами здійснюється за формулою:

$$H_B = \frac{(T_{CM} - T_{ПЗС} - T_{ЛН})}{(t_o + t_B)(1 + k_{OT}) + t_{OCT} + t_{ПТ}}$$

де  $H_B$  - агрегатна норма виробітку, м / зміну;

$T_{CM}$  - встановлена тривалість робочої зміни, хв;

$T_{ПЗС}$  - нормативна тривалість підготовчо-заключних операцій, які виконуються на початку і кінці зміни, хв. / зміну;

$T_{ЛН}$  - нормативні витрати часу на особисті потреби працюючого протягом зміни, 10 хв / зміну;

$t_o$  - сумарний норматив машинного часу на проведення 1 м виробки, хв;

$t_B$  - сумарна тривалість виконання допоміжних операцій, що не перекриваються роботою комбайна, хв на 1 м виробки;

$K_{OT}$  - нормативне значення коефіцієнта відпочинку для машиніста комбайна, частки одиниці від оперативного часу;

$t_{отс}$  - сумарна тривалість виконання робіт (з урахуванням відпочинку), що не суміщаються з проведенням виробки комбайном (кріплення забою, настилка рельсового шляху, і ін.), хв на 1 м виробки;

$t_{ПТ}$  - нормативна тривалість перерв, обумовлених технологією і залежних від обсягів проектованої роботи (наприклад, під час обміну вагонеток), хв на 1 м виробки.

$$H = \frac{360 - 38,3 - 10}{(111,6 + 13,2) \cdot 1,11 + 41,7} = 1,72 \text{ м.}$$

### 3.2.5 Техніко-економічні показники

Таблиця 3.17 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалів, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Обсяг на 1 м	Обсяг на 1 міс	Ціна 1 од	Вартість
Рейки, т	0,048	6,6	2112,16	14637,26
Шпали	0,0852	11,715	457,97	5633,37
Затягування ж / б	0,58	79,75	670,93	56182,00
Різці для комбайна	5	687,5	27,26	18741,25
Мастильні матеріали	0	0	1	850
Запасні частини	0	0	1	1500
Разом				95543,89

Таблиця 3.18 - Розрахунок витрат за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%) грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Металеве кріплення	КОМП Л	850	151,25	128562,5	134990,6	48	2812,3
Труби вентил.	м	86,24	165	14229,6	14941,08	8	1867,63
Труби метал.	м	34,73	275	9550,75	10028,29	12	835,69
Кабель гнучкий	м	108,1	171,87	18579,69	19508,67	12	1625,72
<b>РАЗОМ</b>				170922,5	179468,6		7141,35

Таблиця 3.19 - Визначення вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
Рейки, т	14637,2688
Шпали	+5633,374478
Затягування ж / б	+56182,00088
Різці для комбайна	18741,25
Мастильні матеріали	850
Запасні частини	1500
<b>Разом вартість розрахованих матеріалів</b>	+97543,89415
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	+14631,58412
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	+179468,6644
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	250
<b>Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці</b>	+291894,1427

Таблиця 3.20 - Споживана дільницею електроенергія

Найменування струмоприймачів	Встановлена потужність електродвигунів, кВт	Кількість двигунів в струмоприймачі, шт	Загальна встановлена потужність двигунів, кВт
КП-21	225	1	225
ППЛ-1	45	1	45
ЛТ-100	55	1	55
ВМ-6	40	2	80
АОС-4	4	1	4
<b>РАЗОМ</b>			409

Місячні витрати по споживаній на дільниці електроенергії слід розрахувати за формулою:

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \nu}{0,95} = 17901,24 \text{ грн},$$

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує збільшення витрат по електроенергії з урахуванням роботи вибою в ремонтно-підготовчу зміну;

$\sum P_{\text{уст}}$  - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 3.20);

$K_c$  - коефіцієнт попиту (48), що враховує недовантаження і неодноразовість роботи струмоприймачів;

$T_{\text{см}}$  - тривалість зміни, час;

$n_{\text{см}}$  - кількість змін з проведення підготовчої виробки в добу;

$N_{\text{дн}}$  - планова кількість днів роботи вибою на місяць;

$\nu$  - тарифи за 1 кВт · год електроенергії, що споживається, грн;

0,95 - ККД мережі.



Таблиця 3.22 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чол	Кількість днів роботи ділянки, кількість спусків у шахту	Доплата, грн
Прохідники	2,29	1	16	400	916
Електрослюсарі			8	200	458
Машиністи підземних установок			8	200	458
Гірники			8	200	458
<b>Разом робочим</b>					2290
Начальник дільниці	2,29	1	1	25	57,25
Зам. пом. дільниці			1	25	57,25
Пом. пом. дільниці			1	25	57,25
Механік дільниці			1	25	57,25
Гірничі майстри			4	100	229
<b>Разом керівникам і фахівцям дільниці</b>					458
<b>ВСЬОГО</b>					2748

Таблиця 3.23 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Робітничі професії	Загальна кількість виходів на місяць	Тариф. ставка за денну., грн	Фонд прямої зароб. плати робітників учка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	премія		Допл. за нормат. час пересувни., грн	Допл. за руков. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	12345,3	1617,6	15	1851	916	602,9	17333,6
Ел.слесарі	66	45,48	3001,68	606,4	15	450,2	458	-	4516,3
Маш. подз. уст.	66	45,48	3001,68	606,4	15	450,2	458	-	4516,3
Гірники	66	40,38	2665,08	538,4	15	399,7	458	-	4061,2
<b>Разом робочим</b>	-	-	21013,7	3369	-	3152	2290	602,9	30427,5

Таблиця 3.24 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу	Допл. за нормат. час пересувни., грн	газова	Разом зарплата, грн
				в ночн. час		надбавк а, грн	
Нач. дільниці	2100	1	2100	558,62	22,9	210	2891,5
Зам. нач. дільниці	1900	1	1900	506,66	22,9	190	2619,6
Пом. нач. дільниці	1650	1	1650	440	22,9	165	2277,9
Механік дільниці	1600	1	1600	426,66	22,9	160	2209,6
Гірничі майстри	1500	3	4500	800	68,7	150	5518,7
<b>РАЗОМ</b>			11750	2731,96	160,3	875	15517

Суму відрахувань на соціальні заходи планують у розмірі 37% від місячного фонду заробітної плати робітників, керівників, фахівців ділянки і розраховують за формулою:

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37 = 17000 \text{грн},$$

де  $D_n$  - загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті від стовбура до місця роботи на дільниці і назад робочих, керівників і фахівців дільниці, грн.

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100} = 25175 \text{грн},$$

де  $B$  - балансова вартість об'єктів основних фондів, грн;

$H_{\text{мес}}$  - місячна норма амортизації основних фондів, яку можна прийняти рівною 1,25%.

Таблиця 3.25 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
КП-21	1450000	1	1450000
ППЛ-1	200000	1	200000
ЛТ-100	350000	1	350000
ВМ-6	7000	2	14000
<b>РАЗОМ</b>	-	-	2014000

Таблиця 3.26 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Зе), грн	Вартість проведення 1 погонного метра (Зе / Vмес), грн
1. Матеріальні витрати - всього	309795,42	5253,05
в тому числі:		
Допоміжні матеріали	291894,14	2122,86
Електроенергія	17901,28	130,19
2. Витрати на оплату праці	45944,76	334,14
3. Відрахування на соц. страхування	15982,80	116,23
4. Амортизація основних фондів	25175	183,09
<b>РАЗОМ</b>	396897,99	7886,53

### 3.3 Порівняння варіантів будівництва виробок

Порівняльні техніко-економічні показники будівництва штреку наведені в таблиці 3.27

Таблиця 3.27 – Порівняльні техніко-економічні показники.

Показник	Од. виміру	Варіант №1	Варіант №2
Площа перерізу виробки в світлі	м <sup>2</sup>	12,5	12,5
Площа перерізу виробки начорно	м <sup>2</sup>	15,1	15,1
Довжина виробки	м	850	850
Міцність порід	МПа	58	58
Тип постійного кріплення		рамно-анкерне	рамно-анкерне
Крок встановлення кріплення	м	1,0	1,0
Техніка та устаткування, що застосовується		2ПНБ-2Б, ППЛ-1, 2ЛТ-100, ПП-63, ВМ-6	КП-21, ППЛ-1, ЛТ-100, ВМ-6
Просування вибою за цикл		2,0	1,0
Тривалість циклу	год.	8,04	2,83
Трудомісткість	люд.-зм.	6,72	3,29
Швидкість спорудження	м/міс	105	191
Кошторисна вартість 1 п.м	тис. грн	9,26	7,88

Виходячи з порівняння варіантів спорудження штреку приймаємо другий варіант, оскільки при цьому варіанті швидкість спорудження буде вище в 1,82 рази, трудомісткість нижче в 2 рази, вартість спорудження нижче на 15%.



## Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження польового конвеєрного штреку на глибині 490 м.

У проекті розглянуто 2 способи проведення штреку. При першому способі проходка ведеться буропідливним способом з кріпленням виробки рамно-анкерним кріпленням. Буріння шпурів та вантаження породи здійснюється за допомогою буронавантажувальної машини 2ПНБ-2Б з перевантажувачем ППЛ-1 на стрічковий конвеєр 2ЛТ-100.

При другому способі проведення запропоновано використати рамно-анкерне кріплення і спорудження здійснюється за допомогою комбайну КП-21.

Виходячи з порівняння варіантів спорудження штреку приймаємо другий варіант, оскільки при цьому варіанті швидкість спорудження буде вище в 1,82 рази, трудомісткість нижче в 2 рази, вартість спорудження нижче на 15%.

Таким чином, нами вирішено поставлене завдання, в ході виконання проекту закріплені знання, отримані за час вивчення спеціальних дисциплін, які будуть використані в майбутній професійній діяльності.

## Список використаної літератури

1. Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н. Технология строительства подземных сооружений. 4.1. Строительство вертикальных выработок. Учеб. Для вузов в 3-х частях. - М.:Недра, 1983.-232с
2. Шахтное и подземное строительство: Учебник для вузов: в 2 т /
3. Б.А.Картозия, Б.И.Федунец, М.Н.Шуплик и др. - М.: Изд-во АГН, 2001. -Т.1 -607 с.
4. Вяльцев В.В. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учеб. Пособие для вузов. - М.:Недра,1989.-279с.
5. Технология строительства вертикальных стволов/П.С. Сыркин, Ф.И.
6. Ягодкин, И. А. Мартиненко, В.И Негаенко.-М.: ОАО Издательство «Недра», 1997.-456с.
7. СНиП II-94-80. Подземные горные выработки. Госстрой СССР. -М.: Стройиздат, 1982. – 31 с.
8. СНиП 3.02.03-84. Подземные горные выработки/ Госстрой СССР -М.: ЦИТП Госстроя СССР, 1985. - 15с.
9. Методические указания по модульному изучению дисциплины «Технология сооружения горных выработок. Часть 1. Сооружение вертикальных стволов» для подготовки бакалавров - строителей. / сост. В.Б.Волошин. - Алчевск: ДГМИ, 2000. - 13 с, МУ № 1459.
10. Технология сооружения вертикальных стволов в примерах (Приложение к методическим указаниям №1459). Сост.В.Б. Волошин. - Алчевск, 2002. -18 с.
11. Методические указания к составлению курсового проекта по дисциплине «Технология сооружения горных выработок. Часть 3. Строительство вертикальных выработок» для студентов специальности 6.090300 / сост. В.Б.Волошин. - Алчевск: ДГМИ, 2004. - 31 с.
12. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
13. Вяльцев В.В. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебн. пособие для вузов. - М.: Недра, 1989. – 240 с.
14. ЕНиР. Сборник Е36.Горнопроходческие работы. Вып. / Строи - тельство угольных шахт и карьеров / Госстрой СССР. - М.: Стройиздат, 1988. – 208 с.
15. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.:Норматив, 1992. – 192 с.
16. Правила безпеки у вугільних шахтах. – К.: Поліграфкнига, 1996.-424 с.
17. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механика подземных сооружений и конструкции крепи. - М.: Недра, 1984. – 415 с.
18. Каретников В.Н., Клейменов В.В., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. - М.: Недра, 1989. – 571 с.

19. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев Н.И. Стальные рамные крепи горных выработок. – Киев: Техника, 1999. – 214 с.
20. Технологические схемы повышения устойчивости капитальных горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород почвы / Г.Г.Литвинский и др. – Коммунарск: ДГМИ, 1989. – 47с.
21. Справочник инженера-шахтостроителя в 2-х томах. Под ред. Седова Б.Я и др. - М.: Недра, 1972. – 504 с.
22. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Малеев И.В., Волошин В.Б. Межрамные ограждения шахтной крепи. – Алчевск: ДГМИ, 2000. – 110 с.
23. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. - П.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1979. - 100 с.
24. Литвинский Г.Г. Инструкция по выполнению курсового проекта «Составить проект крепления горной выработки» - Коммунарск: КГМИ, 1990. –16 с.(№ 858)
25. Литвинский Г.Г. Методические указания к выполнению курсового проекта «и расчет конструкции крепи горной выработки» – Коммунарск: КГМИ, 1991. – 16 с.(№ 953)
26. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок.: Учебное пособие для техникумов. - М.: Недра, 1985. - 240с.
27. Якоби О. Практика управления горным давлением. . - М.: Недра, 1987. – 566 с.
28. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев Н.И. Стальные рамные крепи горных выработок. – Киев: Техника, 1999. – 214 с.
29. Витке В. Механика скальных пород. - М.: Недра, 1990. – 439 с.
30. Литвинский Г.Г. Конспекты лекций по курсу «Механика подземных сооружений»:
31. Механические свойства горных пород.– Коммунарск: КГМИ, 1990. – 27 с. (885).
32. Напряженное состояние горных пород. – Коммунарск: КГМИ, 1991. – 28 с. (944).
33. Устойчивость породных обнажений горных выработок. – Алчевск: ДГМИ, 1992– 36 с. (1084).
34. Взаимодействие крепи с массивом горных пород. – Донецк: ДГМИ, 1992– 39 с. (1101).
35. Рабочая методика проектирования типовых норм для шахт Министерства угольной промышленности СССР. -М-: МШ СССР, 1973. - 372с.Технологические схемы повышения устойчивости капитальных горных выработок активной разгрузкой и последующим упрочнением пород почвы/Г.Г.Литвинский и др. – Коммунарск: ДГМИ, 1989. – 47 с.
36. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Малеев И.В., Волошин В.Б. Межрамные ограждения шахтной крепи. – Алчевск: ДГМИ, 2000. – 110 с.
37. Морозов А.И. Научная организация и нормирование, труда на горных предприятиях: Учебн.пособие. для вузов.— МЛ Недра, 1984. -373с.

38. Максимов А.П. Горное давление и крепь выработок. – М.: Недра, 1973. – 380 с.
39. Техника контроля напряжений и деформаций в горных породах. – Л.: Наука, 1979. – 232 с.
40. Ардашев К.А. и др. Методы и приборы для исследований проявлений горного давления.– М.: Недра, 1981. – 128 с.
41. Шевцов Н.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь А.Г.. Разрушение горных пород взрывом. – Учебник, – Донецк: ООО «Лебедь», 2003. – 553с.
42. Сборник нормативных документов по взрывным работам в угольных шахтах: КД 12.01.1201 – 99 – Макеевка –Донецк, 2000. – 240 с.
43. П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. Разрушение горных пород взрывом.- М.: «Недра», 1976. – 252с.
44. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.: «Норматив», 1992. – 171 с.
45. Промышленные взрывчатые вещества и средства взрывания.- Справочник, – М.: «Недра», 1971. – 175 с.
46. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах: Учебн.пособие для вузов. - М.: Недра, 1989. – 240 с.
47. ГузеевА.Г., Гудзь А.Г., Пономаренко А.К. Технология строительства горных предприятий: Учебник для вузов. - К.; Донецк: Вища шк.. Головное изд-во, 198§. – 392 с.
48. Насонов И.Д., Федюкин В.А., Щуплик М.И. Технология строительства, подземных сооружений: Учебник для вузов в 3-х частях. - М.: Недра, 1983. - 743 с.