

**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:

В заданих гірничо-геологічних умовах розробити технологію розробки пласту l_7 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо оптимального вибору очисного устаткування

Виконала студент групи ГІР-16д	Савченко В.А. (підпис)
Керівник	Діденко М.О. (підпис)
Завідувач кафедри	Фесенко Е.В. (підпис)
Рецензент	_____ (підпис)

Сєвєродонецьк, 2020

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії
Кафедра гірництва
Освітньо-кваліфікаційний рівень: магістр
Спеціальність: 184 «Гірництво»

**ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри**

_____ доц. Фесенко Е.В.

«_____» _____ 2020 р.

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

Савченко Віталію Анатолійовичу

1. Тема роботи: В заданих гірничо-геологічних умовах розробити технологію розробки пласту l_7 на виїмковій ділянці з детальною розробкою питання щодо оптимального вибору очисного устаткування.
Керівник роботи: Діденко М.О., к.т.н., доцент кафедри,
затверджено наказом закладу вищої освіти від _____ 2020 р. № _____
2. Строк подання студентом роботи: 19.06.20 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
 3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
 4. Спеціальна частина проекту.

6. Консультанти розділів:

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

7. Дата видачі завдання 19.05.20

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологічна частина	20.05.2020	
2	Розкриття, підготовка і система розробки вугільного пласту	20.05.2020	
3	Графічна частина: Схема розкриття	25.05.2020	
4	Технологія очисних робіт	29.05.2020	
5	Графічна частина: Паспорт виїмкової ділянки	01.05.2020	
6	Технологія прохідницьких робіт	05.06.2020	
7	Графічна частина: Паспорт проведення та кріплення виробки	12.06.2020	
8	Обґрунтування вибору очисного устаткування	15.06.2020	
9	Графічна частина: Порівняння варіантів очисного устаткування	19.06.2020	

Студент

Савченко В.А.

Керівник проекту

Діденко М.О.

ЗМІСТ

Вступ	3
1 Геологічна частина	3
1.1 Загальні відомості про шахту	3
1.2 Геологічна будова шахтного поля	3
1.3 Межи та запаси шахтного поля	7
2 Основна частина	10
2.1 Розробка основних напрямків проекту	10
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт. Виробнича потужність шахти та режим її роботи	10
2.3 Розкриття, підготовка та система розробки вугільних пластів	14
2.4 Паспорти виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок	21
2.5 Охорона праці	57
3. Спеціальна частина	59
3.1 Вибір очисного обладнання по гірничо-геологічним умовам	60
3.2. Розрахунок техніко-економічних показників по варіантам	63
Список літератури	78

РЕФЕРАТ

Дипломний проект: 79 сторінок машинописного тексту, 6 рисунків, 42 таблиці, 4 графічних листа.

Об'єкт проектування – технологія гірничих робіт виїмкової ділянки.

Мета проекту – обґрунтування оптимального варіанту механізації очисних робіт на виїмковій ділянці.

Методи проектування – методи, регламентовані нормативними документами, діючими в галузі, програмне та методичне забезпечення, розроблене для дипломного проектування кафедрою «Гірництво».

ШАХТНЕ ПОЛЕ, РОЗКРИТТЯ, ПІДГОТОВКА, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, ОЧИСНИЙ ВИБІЙ, ПРОВІТРЮВАННЯ, ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ ПОКАЗНИКИ.

ВСТУП

Вугільна шахта – це комплексно механізоване та автоматизоване гірничо-видобувне підприємство великої потужності, що має поточний характер основних технологічних процесів.

У цьому дипломному проекті передбачається заміна очисного обладнання на більш прогресивне, змінення технології ведення робіт у лаві, заміна способів охорони підготовчих виробок, в цілому що приводить до збільшення добового навантаження на лави, річної продуктивності шахти, продуктивності праці робітників, зменшення собівартості вугілля та збільшення рентабельності шахти.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта адміністративному розподілу знаходиться на території Луганської області України. В Транспортному відношенні розташування шахти сприятливе: поблизу шахти проходить залізнична колія Дебальцеве-Зверево.

В орогідрографічному відношенні ділянка відноситься до Головного вододілу Донецького басейну, що обумовлює основні риси її рельєфу (степова площа). Найвища точка місцевості + 310 м. Найнижча відмітка + 252 м над рівнем моря.

Район бідний на водні ресурси. Основне водопостачання здійснюється через водогін з річки Сіверський Донець.

Видобута гірнична маса збагачується на базовій збагачувальній фабриці, що входить до промислово-технологічного комплексу шахти. Продукти переробки збагачувальної фабрики використовуються в промисловості лише для енергетичних потреб.

1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.2.1 Стратиграфія та літологія

В межах ділянки розвинені відкладення кам'яновугільних свит C_2^4, C_2^5, C_2^6 та C_2^7 , а також четвертинні породи. Продуктивна товщина кам'яновугільного періоду представлена свитою C_2^6 середнього відділу Донецького карбону, котра перекрита майже скрізь чохлам четвертинних відкладень.

Світа C_2^6 складена пересічною у визначеній послідовності, обумовленою циклічною зміною, нагромадженнями опадів континентальних і морських фацій. Тут переважають пісковики, алевроліти та аргіліти.

Потужність свити складає близько 900 м. В свиті нараховується близько 42 вугільних шарів і прошарків, з котрих кондиційної потужності досягають l_7, l_6, l_1 .

Світа включає до 18 маркувальних горизонтів, представлених вапняками. Вапняки в основному приховано-кристалічні, потужність вапняків здебільшого не перевищує 2 м, рідно досягає 4-5 м.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад				Робочі вугільні пласти	Маркувальні горизонти
		пісковик	вапняк	аргіліт	вугілля		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C_2^6	900	14,85	317,97	553,05	14,13	l_7, l_6, l_1	L_6, L_2, L_1
		1,65	35,33	61,45	1,57		

1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні ділянка розташована на північному крилі синклінальної складки – крупного структурного елементу Головної синкліналі Донбасу. Синкліналь має довжину близько 30 км, а ширину по виходу вапняку K_1 в західній частині біля 4 км і у східній – близько 18 км. Особливістю синкліналі є наявність поперечних шарнірних скидів. Поперечні скиди утворюють перемежування підійнятих і знижених ділянок.

Синкліналь асиметрична. Кути падіння порід змінюються в межах від 0-10° у донній частині, до 12-48° на крилах, більш крутим є південне крило.

1.2.3 Вугленосність

Робочою вугленосністю характеризуються світи C_2^6 (пласти l_7, l_6, l_1).

Пласт l_7 - виймальна потужність 0,9-1,52 м, корисна потужність 0,8-1,2 м. Має складну двох пачкову будову, пласт характеризується як відносно витриманий. Потужність породного прошарку не перевищує 0,5 м і дорівнює 0,1-0,25 м.

Пласт l_6 залягає в 40 м нижче пласта l_7 і є одним з основних пластів, які розробляються. Він переважно двох пачкової будови, виймальна потужність змінюється в межах 1,0-1,64 м, значення потужності коливається в інтервалі 1,10-1,35 м, потужність породного прошарку не перевищує 0,07-1,24 м. Пласт l_6 відноситься до витриманих.

Пласт l_1 знаходиться на ділянці між ізогіпсами мінус 500 та мінус 900 м. Пласт має складну двох пачечну, рідше трьох пачечну будову, виймальна потужність 1,4-1,95 м, корисна 1,05-1,5 м. Пласт відноситься до невитриманих.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта		Відстань між пластами, м	Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна			
	$\frac{\text{від} - \text{до}}{\text{середня}}, \text{м}$	$\frac{\text{від} - \text{до}}{\text{середня}}, \text{м}$			
l_7	$\frac{0,8 - 1,52}{1,21}$	$\frac{0,8 - 1,2}{1,0}$	40	складна	Відносно витриманий
l_6	$\frac{1,1 - 1,35}{1,22}$	$\frac{1,03 - 1,11}{1,07}$		складна	Витриманий
l_1	$\frac{1,4 - 1,95}{1,67}$	$\frac{1,05 - 1,5}{1,27}$		складна	Не витриманий

1.2.4 Якість вугілля

Вугілля усіх пластів відноситься до марки Ж. Петрографічний склад вугілля пластів l_7 і l_6 - клареновий, пласта l_1 - дюреноклареновий.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_r', \%$	Сірчаність $S_r, \%$	Вихід летючих речовин $V^{daf}, \%$	Вища теплотворна про-можність, $Q_s^{daf}, \text{ккал/кг}$	
l_7	29	3,6	1,99	2,3	8078	Ж
l_6	18	3,7	1,58	2,5	8054	Ж
l_1	52,4	3,6	2,15	3,1	8010	Ж

1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води кам'яновугільних відкладень є джерелом обводнення гірничих виробок шахти. Водоносні горизонти приурочені в основному до тріщинуватих пісковиків, вапняків, рідше – алевролітам. Води пластово тріщинні мають напір. Водоносність порід карбону обумовлена їх тріщинуватістю. Живлення водоносних горизонтів карбону відбувається в основному за рахунок інфільтрації атмосферних опадів та паводкових вод.

Сумарний фактичний приток води до шахти складає близько 805 м³/рік.

За хімічним складом шахтні води переважно гідрокарбонатно-сульфатно-натрієві з мінералізацією 3,54 г/дм³, з загальною жорсткістю 8,5 мг/дм³.

1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Основна покрівля пласта l_7 представлена вапняком потужністю 0,5-2,3 м з коефіцієнтом міцності за шкалою М.М. Протодьяконова 5-10 та алевролітом і пісковиком. Схильність покрівлі до обвалення – важкообвалювана (A_3). Безпосередня покрівля в основному представлена аргілітом потужністю до 7 м середньої стійкості стійкі.

Безпосередня підшошва пласта в основному складена алевролітами потужністю 8,5 м міцністю 7-9 за шкалою М.М. Протодьяконова. Стійкість безпосередньої підшошви змінюється від $П_1$ (дуже нестійкі) до $П_2$ (малостійкі).

Основна підшошва пісковики потужністю 2-4 м міцністю 11-14 за шкалою М.М. Протодьяконова, стійкі ($П_3$).

Опір вугілля різанню 270 кгс/см².

Основна покрівля пласта l_6 на більшій частині уклонного поля горизонта 790 м представлена алевролітами потужністю 7-20 м, міцністю за шкалою М.М. Протодьяконова, важкообвалювані. В південно-східній частині (на схід від Партизанського скиду) – представлена пісковиком, який переходить у алевроліт.

Безпосередня покрівля представлена алевролітами та аргілітами потужністю до 12 м, міцністю 4-6 за шкалою Протодьяконова, малостійкі та середньої стійкості.

Безпосередня підшошва представлена алевролітами потужністю 0,5-22 м, міцністю 2,4, малостійкими ($П_2$). Верхня частина шару потужністю до 0,20-0,70 м – «кучерявчик».

Основна підшошва представлена пісковиком потужністю до 30,5 м, міцністю 9-11, стійким ($П_3$).

Опір вугілля різанню 280 кгс/см², опір вугілля на одноосний стиск 190 кгс/см². Крок обвалювання безпосередньої покрівлі (первинний) – 10-12 м, подальший 1-3 м. Крок обвалювання основної покрівлі (первинний) – 80-90 м, подальший 20-30 м. Приток води в лаву – незначний.

Шахта безпечна за пилом, газом, сумарним виділенням та раптовим викидам газу, вугілля і породи. Пласти несхильні до самозаймання.

Температура гірських порід на горизонті 900 м складає 30⁰ С. Гірничі роботи проводяться на глибині горизонтів 1200 м, де температура коливається від 35-36⁰, а у нижнього тектонічного кордону (горизонт 1400 м) досягає 41⁰ С.

1.3 Межі та запаси шахтного поля

Пласт l_1 - верхня межа по ізогіпсі – 500 в 800 м від стволу, нижня межа – ізогіпса – 1100 в 2300 м від стволу.

Пласт l_6 - верхня межа проходить по ізогіпсі – 775 в 3800 від стволу, нижня межа проходить по ізогіпсі – 1000 в 5300 м від стволу.

Пласт l_7 - верхня межа – ізогіпса – 625 в 2525 м від стволу, нижня межа – ізогіпса – 950 в 4425 м від стволу.

Розміри пластів шахтного поля по пластам: пласт l_1 - 2000 м по падінню, 8500 м по простяганню; пласт l_6 - 1500 м по падінню, 8500 м по простяганню; пласт l_7 - 1900 м по падінню, 8500 м по простяганню.

Запаси шахти розвідані гірничими роботами та свердловинами. Запаси категорії А складають 23%, категорії В – 28%, категорії С – 49%.

1.3.1 Підрахунок балансових запасів

Балансові запаси родовища визначаються по формулі:

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

де L, l - розміри шахтного поля відповідно по простяганню та падінню,

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

$\gamma_{\text{ср.}}$ - середня об'ємна маса вугілля, т/м³.

$$Q_{\text{ср.ар.1}} = 8500 \cdot 1900 \cdot 1,0 \cdot 1,74 = 28101 \text{ тис.т.}$$

$$Q_{\text{ср.ар.2}} = 8500 \cdot 1500 \cdot 1,07 \cdot 1,76 = 24010,8 \text{ тис.т.}$$

$$Q_{\text{ср.ар.3}} = 8500 \cdot 2000 \cdot 1,27 \cdot 1,8 = 38862 \text{ тис.т.}$$

Таблиця 1.4 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	$S_n, \text{ м}^2$	$m_n, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	$Q, \text{ тис.т}$
k_6	16150000	1,0	1,74	28101
k'_5	12750000	1,07	1,76	24010,8
k'_2	1700000	1,27	1,8	38862
Σ				118428,8

1.3.2 Підрахунок промислових запасів

Промислові запаси шахтного поля підраховуються по формулі:

$$Q_{np.} = Q_{bal} - \sum (П_1 + П_2 + П_3) \cdot C, \text{ тис.т} \quad (1.2)$$

де Q_{bal} - сумарні балансові запаси, тис.т.;

$П_1$ - сумарні проектні втрати в запобіжних ціликах, тис.т.:

$$П_1 = S_{ц} \cdot M_n \cdot \gamma, \text{ тис.т.} \quad (1.3)$$

де $S_{ц}$ - площа цілика в площини пласта, m^2 (з планів гірничих робіт);

M_n - норма виймальна потужність пласта, м;

γ - об'ємна маса вугілля, t/m^3 .

Таблиця 1.5 – Підрахунок втрат в запобіжних ціликах

Індекс пласта	$S_{ц}, m^2$	m_n, m	$\gamma, t/m^3$
l_7	410850	1,0	1,74
l_6	410850	1,07	1,76
l_1	653400	1,27	1,8

$$П_1 = 410850 \cdot 1,0 \cdot 1,74 = 714,879 \text{ тис.т}$$

$$П_2 = 410850 \cdot 1,07 \cdot 1,76 = 773,712 \text{ тис.т}$$

$$П_3 = 653400 \cdot 1,27 \cdot 1,8 = 1493,67 \text{ тис.т}$$

$П_2$ - втрати у бар'єрних ціликах, тис.т.

$$П_2 = l \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ тис.т.} \quad (1.4)$$

де l - довжина цілика в площині пласта, м;

d - ширина цілика, м

$$d = 5m + 0,05H + 0,002L, \text{ м} \quad (1.5)$$

де m - нормальна потужність пласта, м;

H - глибина цілика від земної поверхні, м;

L - довжина ходу маркшейдерської зйомки, м.

$$d_1 = 5 \cdot 1,0 + 0,05 \cdot 727,5 + 0,002 \cdot 6240 = 53,5 \text{ м}$$

$$d_2 = 5 \cdot 1,07 + 0,05 \cdot 882 + 0,002 \cdot 6075 = 61,6 \text{ м}$$

$$d_3 = 5 \cdot 1,27 + 0,05 \cdot 1067,5 + 0,002 \cdot 4880 = 69,5 \text{ м}$$

$$\Pi_1 = 1900 \cdot 53,8 \cdot 1,0 \cdot 1,74 = 177,862 \text{ тис.т}$$

$$\Pi_2 = 1500 \cdot 61,6 \cdot 1,07 \cdot 1,76 = 174,007 \text{ тис.т}$$

$$\Pi_3 = 2000 \cdot 69,5 \cdot 1,27 \cdot 1,8 = 317,754 \text{ тис.т}$$

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат у бар'єрних ціликах

Індекс пласта	m_n , м	H , м	L , м	d , м	l , м	γ , т/м ³	Π_2 , тис.т
l_7	1,0	727,5	6240	53,8	1900	1,74	177,862 177,862
l_6	1,07	882	6075	61,6	1500	1,76	174,007 174,007
l_1	1,27	1067,5	4880	69,5	2000	1,8	317,754 317,754
Сума							1774,004

Π_3 - проектні експлуатаційні втрати (в ціликах для охорони виробок та втрати відбитого вугілля), тис.т:

$$\Pi_3 = [Q_{\text{бал}} - \sum(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot C, \quad \text{тис.т (1.6)}$$

де C - коефіцієнт експлуатаційних втрат ($C = 0,03 \div 0,05$).

$$\Pi_3 = [28101 - \sum(714,879 + 355,724)] \cdot 0,04 = 1,081 \text{ тис.т}$$

$$\Pi_3 = [24010 - \sum(773,712 + 348,014)] \cdot 0,04 = 0,915 \text{ тис.т}$$

$$\Pi_3 = [38862 - \sum(1493,67 + 635,508)] \cdot 0,04 = 1,469 \text{ тис.т}$$

Сумарний відсоток проектних втрат визначається по формулі:

$$\sum \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100\%$$

$$\sum \Pi = \frac{6747,88 + 1774,004 + 4,395}{118428,8} \cdot 100\% = 7,2\% < 15\%.$$

$$Q_{\text{np}} = 118428,8 - \sum(6747,88 + 1774,004 + 4,395) = 109902,52 \text{ тис.т}$$

ОСНОВНА ЧАСТИНА

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Основні техніко-економічні показники роботи шахти за попередні роки приведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти

Назва показників	Од. вимі- ру	Показники	
		планові	фактичні
Виробнича потужність шахти	тис.т/рік	1150	1890
Собівартість 1 т вугілля	грн/т	425,5	458,47
Продуктивність праці робітника на вихід і місяч- на	т/вих.	15,45	25,4
	т/міс	160,3	263,4
Чисельність працюючих у тому числі ГРОВ	чол.	3890	3562
	чол..	460	460
Навантаження на лаву	т/доб	1420	2100
Швидкість проведення підготовчої виробки	м/міс	140	144
Дохідність шахти (рентабельність продаж)	млн.грн.	32,3	+8,4

Отже напрямками технічного переоснащення шахти є збільшення річної виробничої потужності шахти, заміна виймального обладнання на більш досконале в технічному відношенні, вдосконалення технологічної схеми ведення очисних робіт, збільшення дохідності (рентабельності) шахти.

2.2 Технологічні схеми ведення відсисних робіт. Виробнича потужність шахти і режим її роботи

Згідно [1] до одночасної відробки приймаємо два пласта (пласти l_7 та l_6) в якості засобів механізації виїмки вугілля розглянемо наступне обладнання: стругові установки з механізованим та індивідуальним кріпленням, вузько захоплюючі комбайни з індивідуальним та механізованим кріпленням. Використання вузько захоплюючих комбайнів з індивідуальним кріпленням не раціонально, тому що такий засіб кріплення не забезпечує належної безпеки праці, веде до збільшення трудомісткості робочих процесів, не забезпечує достатньо високу загрузку на лаву. Застосування стругових установок є недоцільним, так як в пластах спостерігаються породні прошарки. Таким чином найбільш прогресивним засобом механізації відробки пластів є використання вузько захоплюючих комбайнів та механізованого кріплення.

При даних гірничо-геологічних умовах можливо використання наступних механізованих комплексів: 2 МКД90 з комбайнами 1К103М і 1К101У, КА90, КМК97М з комбайном 1К101У% КМТ з комбайнами РКУ10 і 1К101У та комплекс КМ137 з комбайном 1К103 [2].

Розрахунок навантаження на очисний вибій проводимо по організаційно-технічному фактору по формулі:

$$A = \frac{n[T - (T_{n.з.} + T_n + T_0)] \cdot k_n \cdot L \cdot r \cdot m \cdot \gamma \cdot c}{L_m \left(\frac{1}{V_p} + \frac{1}{V_m} + t \right) + t}, \text{ т/доб.}, \quad (2.1)$$

де n - кількість змін по видобутку на добу, ($n = 3$);

T - тривалість зміни, хв. ($T = 360 \text{ хв.}$);

$T_{n.з.}$ - час на підготовчо-завершувальні операції на зміну, хв. ($T_{n.з.} = 15 - 25 \text{ хв.}$);

T_n - сумарний час технологічних перерв та організаційно-технічних простоя на зміну, хв. ($T_n = 25 \text{ хв.}$);

T_0 - час на відпочинок, хв. ($T_0 = 15 \text{ хв.}$);

k_n - коефіцієнт надійності механізованого комплексу та засобів транспорту на виймальному штреку.

$$k_n = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{k_\kappa} - 1 \right) + \left(\frac{1}{k_{кр}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{k_{кон}} - 1 \right) + \left(\frac{1}{k_n} - 1 \right) + n_\kappa \left(\frac{1}{k_{лк}} - 1 \right)}, \quad (2.2)$$

де k_κ - коефіцієнт готовності комбайна, ($k_\kappa = 0,94$);

$k_{кр}$ - коефіцієнт готовності механізованого кріплення, ($k_{кр} = 0,93$);

$k_{компл}$ - коефіцієнт готовності конвеєра лави, ($k_{компл} = 0,94$);

k_n - коефіцієнт готовності кріплення сполучення з перевантажувачем, ($k_n = 0,94$);

n_κ - число конвеєрів на транспортній виробці, ($n_\kappa = 2$);

$k_{лк}$ - коефіцієнт готовності стрічкового конвеєра на транспортній виробці, ($k_{лк} = 0,97$):

$$k_n = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,93} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right) + \left(\frac{1}{0,94} - 1 \right) + 2 \left(\frac{1}{0,97} - 1 \right)} = 0,75$$

L - довжина лави, м ($L = 200$) м;

r - ширина захоплення комбайна, м, ($r = 0,8$ м);

m - виймальна потужність пласта, м ($m = 1,22$ м);

γ - середня щільність вугілля, т/м³, ($\gamma = 1,8$);

c - коефіцієнт витягання вугілля ($c = 0,97$);

L_m - довжина машинної частини лави, м;

V_p - робоча швидкість подачі комбайна, м/хв.;

V_m - маневрова швидкість подачі комбайна при зачистки лави, м/хв., ($V_m = 0$ м/хв.);

t_g - час на допоміжні операції віднесені до 1 м довжини машинної частини лави, хв., ($t_g = 0,1$ хв.);

t - тривалість кінцевих операції для підготовки лави до наступного циклу, хв. ($t = 10 - 15$ хв.).

Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунків добового навантаження на лаву

Тип обладнання	Довжина машинної частини лави, м	Коефіцієнт надійності комплексу	Добове навантаження на лаву, т/доб.
2МКД-90, 1К103М	200	0,75	2600
2МКД-90, КА-90	200	0,75	2386
КМК 97, 1К101У	196	0,75	2278
КМТ, РУК 10	200	0,75	2363
КМ137, 1К103М	200	0,75	2556

В якості засобів механізації очисних робіт остаточно приймаємо комплекс 2МКД-90 з комбайном 1К103М та конвеєром СПЦ-162, бо це обладнання забезпечує загрузку на лаву 2600 т/доб., що більше ніж при використанні інших комплексів.

Перевірку отриманого середньодобового навантаження на лаву робимо на ПЕВМ з використанням програмних модулів, розроблених на кафедрі. Результати розрахунку представлені на листінгу 1.

Річну виробничу потужність шахти визначаємо по методиці д.т.н. П.З. Звягіна:

$$A_{ш.р.} = \sqrt{\frac{C_1 \cdot \varphi^2 + K'_1 \cdot E_n}{\frac{C_1}{Z_{np}} + K'_{np} - E_n - K''_1}}, \text{ тис.т/рік}, \quad (2.3)$$

де $C_1; K'_1; K''_1; K'_{np}; \varphi$ - розрахункові коефіцієнти, що характеризують капітальні та експлуатаційні витрати ($C_1 = 18,6; K'_1 = 4445; K''_1 = 17,7; K'_{np} = 0,000134$).

$$\varphi = 4,4 + 0,23 \cdot A_{mic}, \quad (2.4)$$

де A_{mic} - місячна продуктивність очисного вибою, тис.т;

$$A_{mic} = l_l \cdot V_{доб} \cdot n_{он} \cdot P_{cp} \cdot C \cdot 10^{-3}, \text{ тис.т}, \quad (2.5)$$

де l_n - довжина лави, м ($l_n = 200$ м);

$V_{доб}$ - середньодобове просування очисного вибою, м ($V_{доб} = 5,6$ м);

$n_{дн}$ - число днів роботи очисного вибою в місяць, ($n_{дн} = 25$);

P_{cp} - середня продуктивність пластів, т/м².

$$P_{cp} = \frac{\sum M_{бал} \cdot \gamma}{n_{бал}}, \text{ т/м}^2 \quad (2.6)$$

де $\sum M_{бал}$ - сумарна потужність розробляємих балансових пластів, м
($\sum M_{бал} = 2,43$ м);

γ - щільність вугілля, т/м³ ($\gamma = 1,8$);

$n_{бал}$ - кількість розробляємих пластів, ($n_{бал} = 2$);

E_n - нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень, ($E_n = 0,15$).

$$P_{cp} = \frac{2,43 \cdot 1,8}{2} = 1,32 \text{ т/м}^2$$

$$A_{mic} = 200 \cdot 5,6 \cdot 25 \cdot 1,32 \cdot 0,97 \cdot 10^{-2} = 35,85 \text{ тис.т}$$

$$\varphi = 4,4 + 0,23 \cdot 35,85 = 12,64$$

$$A_{u.p.} = \sqrt{\frac{18,6 \cdot 12,64^2 + 4445 \cdot 0,15}{18,6 + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 17,7}} = 2526 \text{ тис.т}$$

Приймаємо по параметричному ряду остаточно річну виробничу потужність шахти 2400 тис.т/рік.

Розрахунковий термін служби шахти визначаємо по формулі:

$$T_p = \frac{Z_{np}}{A_{u.p.}}, \text{ років}, \quad (2.7)$$

де Z_{np} - промислові запаси шахтного поля, тис.т.:

$$T_p = \frac{109902,52}{2400} = 46 \text{ років.}$$

Повний термін служби шахти визначаємо по формулі:

$$T = T_p + t_{ocв} + t_{зам}, \text{ років}, \quad (2.8)$$

де $t_{ocв}$ - час, необхідний для виводу шахти на проектну потужність, років
($t_{ocв} = 3$ роки);

$t_{зам}$ - час, необхідний на до робітку запасів, років ($t_{зам} = 2$ роки).

$$T = 46 + 3 + 2 = 51 \text{ рік.}$$

Режим роботи шахти – 300 робочих днів на рік, 25 робочих днів на місяць. Режим роботи видобувних ділянок 4 зміни по 6 годин з них 3 зміни по видобутку і одна ремонтно-підготовча.

2.3 Розкриття, підготовка та система розробки вугільних пластів

2.3.1 Підготовка шахтного поля та обґрунтування прийнятої системи розробки

На шахті використовується панельний спосіб підготовки, оскільки змінювати розкрій шахтного поля на більш пригожий за гірничо-геологічними умовами є недоцільним.

Приймаємо систему розробки довгими стовпами по простяганню з повторним використанням конвеєрних штреків вищого ярусу в якості вентиляційного для нижчого ярусу [3]. Визначаємо основні параметри підготовки згідно [4]. Довжину діючої лінії очисних вибоїв визначаємо по формулі:

$$h_d = \frac{A_{u.p.} \cdot k_{or} \cdot k'_d}{V_{d.pich} \cdot \sum P \cdot C}, \text{ м,} \quad (2.9)$$

де $A_{u.p.}$ - річна виробнича потужність шахти, т ($A_{u.p.} = 2400000$ т – формула (2.3));

k_{or} - коефіцієнт, враховуючий видобуток вугілля з очисних вибоїв, ($k_{or} = 1$);

k'_d - коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв у загально шахтному видобутку, ($k'_d = 0,92$);

$V_{d.pich}$ - річне просування діючої лінії очисних вибоїв по шахті.

$$V_{d.pich} = N \cdot V_{d.dob} \cdot k, \text{ м/рік,} \quad (2.10)$$

де N - число робочих днів на рік, ($N = 300$ днів);

$V_{d.dob}$ - добове просування діючої лави, м/доб.

$$V_{d.dob} = r \cdot n_y, \text{ м/доб} \quad (2.11)$$

де r - ширина захоплення виконавчого органу комбайна, м ($r = 0,8$ м);

n_y - кількість циклів на добу, ($n_y = 7$).

$$V_{d.dob} = 0,8 \cdot 7 = 5,6 \text{ м/доб}$$

k - коефіцієнт, враховуючий вплив гірничо-геологічних умов на ритмічність роботи лави, ($k = 0,85 \div 0,95$)

$$V_{d.piv} = 300 \cdot 5,6 \cdot 0,95 = 1596 \text{ м/рік.}$$

$\sum P$ - сумарна продуктивність одночасно розробляємих пластів, т/м².

$$\sum P = \sum m \cdot \gamma_{cp}, \text{ т/м}^2, \quad (2.12)$$

де $\sum m$ - сумарна потужність пластів k_6 і k'_5 , м ($\sum v = 2,43$ м);
 γ_{cp} - об'ємна вага вугілля, т/м² ($\gamma_{cp} = 1,8$).

$$\sum P = 2,43 \cdot 1,8 = 4,37 \text{ т/м}^2$$

c - коефіцієнт витягання вугілля, ($c = 0,95 \div 0,97$)

$$h_d = \frac{24000000 \cdot 1 \cdot 0,92}{1596 \cdot 4,37 \cdot 0,97} = 326 \text{ м}$$

Визначаємо сумарно діючу лінію очисних вибоїв по шахті

$$\sum h_d = 2 \cdot 326 = 652 \text{ м.}$$

Загальне число лав (діючих) по шахті:

$$\sum n_{л.д.} = \frac{\sum h_d}{l_{л.}}, \text{ лав,} \quad (2.14)$$

де $l_{л.}$ - довжина лави, м ($l_{л.} = 200$ м)

$$\sum n_{л.д.} = \frac{652}{200} = 3,26 \approx 3 \text{ лави.}$$

Уточнюємо сумарно діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_d = \sum n_{л.д.} \cdot l_{л.}, \text{ м,} \quad (2.15)$$

$$\sum h_d = 3 \cdot 200 = 600 \text{ м}$$

Згідно [4] приймаємо одну резервно-діючу лаву.

Загальне число лав по шахті:

$$\sum \Pi_{об} = \sum \Pi_{л.д.} + \sum \Pi_{р.д.л.}, \text{ лав,} \quad (2.16)$$

$$\sum \Pi_{об} = 3 + 1 = 4 \text{ лави}$$

Загальна лінія очисних вибоїв по шахті:

$$\sum h_{об} = \sum \Pi_{об} \cdot l_l = 4 \cdot 200 = 800 \text{ м,} \quad (2.17)$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти, враховуючи одночасну роботу діючих та резервно-діючої лави:

$$A_{ш.р.(max)} = \sum h_{об} \cdot V_{д.річ} \cdot P_{ср} \cdot C, \text{ т/рік,} \quad (2.19)$$

де $V_{д.річ}$ - річне просування діючої лінії очисних вибоїв по шахті, м/рік ($V_{д.річ} = 1596$ м/рік – формула (2.10));

$P_{ср}$ – середня продуктивність одночасно розробляємих пластів, т/м²

$$P_{ср} = \frac{\sum P}{n_{пл}}, \text{ т/м}^2 \quad (2.19)$$

де $\sum P$ - сумарна продуктивність одночасно розробляємих пластів, т/м² ($\sum P = 4,57$ т/рік – формула (2.12))

$$P_{ср} = \frac{4,37}{2} = 2,18 \text{ т/м}^2$$

$$A_{ш.р.(max)} = 800 \cdot 1596 \cdot 2,18 \cdot 0,97 = 2699921 \text{ т/рік.}$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти по очисним роботам:

$$k_{рез(\phi)} = \frac{A_{ш.р.(max)}}{A_{ш.р.}} \quad (2.20)$$

$$k_{рез(\phi)} = \frac{2699921}{2400000} = 1,12$$

Визначаємо середнє річне просування загальної лінії очисних вибоїв по формулі:

$$V_{заг} = \frac{V_{д.річ}}{k_{рез(\phi)}} = \frac{1596}{1,12} = 1425 \text{ м/рік}, \quad (2.21)$$

Похила висота ярусу складає 200 м. Розмір панелі по простяганню 2000 м, а падінню 1050 м. Передбачаємо одночасну відробку однієї панелі на кожному з пластів. Для забезпечення виробничої потужності шахти розміщуємо у кожній панелі по дві лави.

Визначення положення очисних робіт у розробляємо му стовпі, при якому необхідно починати підготовку нового стовпа.

Умова своєчасної підготовки стовпа:

$$T_{ор} = T_{подг} + t_{рез}, \quad (2.22)$$

де $T_{подг}$ - загальні витрати часу на підготовку виймального стовпа, міс.;
 $t_{рез}$ - нормативний резерв часу на підготовку нового стовпу, міс ($t_{рез} = 1 - 2$ міс.);

$T_{ор}$ - тривалість відробки, в якій залишилася частина стовпа, міс.

Визначимо витрати часу на підготовку стовпа:

$$T_{подг} = t_{нл} + t_{ш} + t_{р.н.} + t_{мон} = t_{нл} + \frac{L_{кр}}{V_{ш}} + \frac{l_l}{V_{р.н.}} + t_{мон}, \quad (2.23)$$

де $t_{нл}$ - час на спорудження приймальних майданчиків, міс. ($t_{нл} = 1$ міс.);

$t_{ш}, t_{р.н.}$ - час на проведення штреку та розрізної пічки, міс.;

$t_{мон}$ - час на монтаж обладнання в лаві, міс. ($t_{мон} = 0,5 \div 2$ міс.);

$L_{кр}$ - довжина крила панелі, м ($L_{кр} = 1000$ м);

$V_{ш}$ - швидкість проведення штреку ($V_{ш} = 150$ м/міс);

$V_{р.н.}$ - швидкість проведення розрізної печі ($V_{р.н.} = 200$ м/міс.).

$$T_{подг} = 1 + \frac{1000}{150} + \frac{200}{200} + 0,5 = 9,2 \text{ міс.}$$

Знаходимо час відробки частини стовпа, яка залишилася, по формулі:

$$T_{ор} = \frac{X}{V_{ор}}, \text{ м}, \quad (2.24)$$

де $V_{ор}$ - швидкість просування очисного вибою, м/міс. ($V_{ор} = 140$ м/міс.)

$$X = V_{or} \left(t_{nl} + \frac{L_{kp}}{V_m} + \frac{l_l}{V_{p.n.}} + t_{мон} + t_{pez} \right), \text{ м}, \quad (2.25)$$

$$X = 140 \left(1 + \frac{1000}{150} + \frac{200}{200} + 0,5 + 1 \right) = 1414 \text{ м}$$

При положенні виймального вибою у діючому стовпі 1414 м необхідно починати підготовку нового стовпа, при чому швидкість проведення штреку повинна складати не менш 150 м/міс.

Обґрунтування раціональних способів охорони підготовчих виробок проводимо з використанням ЕОМ та програмного модуля «Лави-2» розробленого на кафедрі. По результатам розрахунків приймаємо охорону підготовчої виробки за допомогою литої смуги (див. лістинг 3).

Ширину литої смуги приймаємо рівною потужності пласта, тобто 1,21 м.

Охорону панельних уклонів здійснюємо з використанням вугільних ціликів.

Визначаємо ширину ціликів по формулі:

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

де H - глибина розробки, м ($H = 1000$ м).

$$e_u = 30 + \frac{1000 - 300}{300} \cdot 10 - \frac{90 - 30}{30} \cdot 10 = 30 \text{ м}.$$

Приймаємо ширину ціликів вугілля для охорони панельних уклонів 30 м.

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито чотирма вертикальними стволами та капітальним квершлагом. У даному проекті не передбачається змінення існуючої схеми розкриття, оскільки вона цілком відповідає усім технологічним процесам. Поглиблення стволів не робиться, бо в цьому немає необхідності, оскільки усі стволи проведені на необхідну глибину: головний ствол № 4 і допоміжний № 3 проведені до горизонту 1200 м, західний вентиляційний ствол – до горизонту 790 м, повітряпостачальний ствол проведений на глибину 1141 м.

2.3.3 капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стволи

Головний скіповий ствол № 4 служить для видання гірничої маси, має круглу форму, площа поперечного розтину 38,5 м². Глибина ствола 1244 м, матеріал кріплення – бетон (марка 200), товщина 500 мм. Ствол обладнаний підйомною машиною ЦШ5х4 та чотирма скіпами місткістю 35 м².

Допоміжний клітьовий ствол № 3 призначений для спуску-підйому людей, матеріалів, обладнання має круглу форму, площа поперечного розтину 50,2 м². Глибина ствола 1210 м, матеріал кріплення монолітний сульфатостійкий бетон (марка 200), товщина 500 мм. Ствол обладнаний двома підйомними машинами МК-4х4, тип підйомного сосуду 2КЕМ-4.

Західний вентиляційний ствол використовується для видання відробляємого струмені повітря та як запасний вихід. Ствол має круглу форму, площа поперечного розтину 28,3 м², глибина ствола 790 м, кріплення – бетон (марка 200), товщина 500 м. Ствол обладнаний підйомною установкою з підйомною машиною ЦР-6х3,2/0,5.

Повітряпостачальний ствол служить для спуску-підйому людей, матеріалів, обладнання. Має круглу форму, площа поперечного розтину 50,2 м². Глибина ствола 1141 м. Матеріал кріплення – бетон (марка 200), товщина 500 мм. Ствол обладнаний підйомною машиною МК-4х4, тип підйомного сосуду 2КНМ-4.

2.3.2.2 Приствільний двір та головні розкриваючі виробки

Шахтний приствільний двір виконаний по типовому проекту інституту «Луганськдіпрошахт», розташований на горизонті 790 м.

Приствільний двір складається з вантажної та порожнякової гілок, а також ряду камер: насосної, камери центральної підземної підстанції, камери електровозного депо, складу вибухової матеріалі, камери очікування, водозбірників, камери теплообмінника.

До головних розкриваючих виробок відносяться квершлаг горизонту 790 м: вентиляційний квершлаг № 1, по якому відбувається доставка людей, матеріалів, обладнання має перетин 13,8 м², обладнаний двома рейковими шляхами (колія 900 мм); конвеєрний квершлаг № 2, по якому транспортується гірнична маса, має перетин 13,8 м² та обладнаний конвеєрами 1Л120.

Схема приствільного двора шахти представлена на рисунку 2.1.

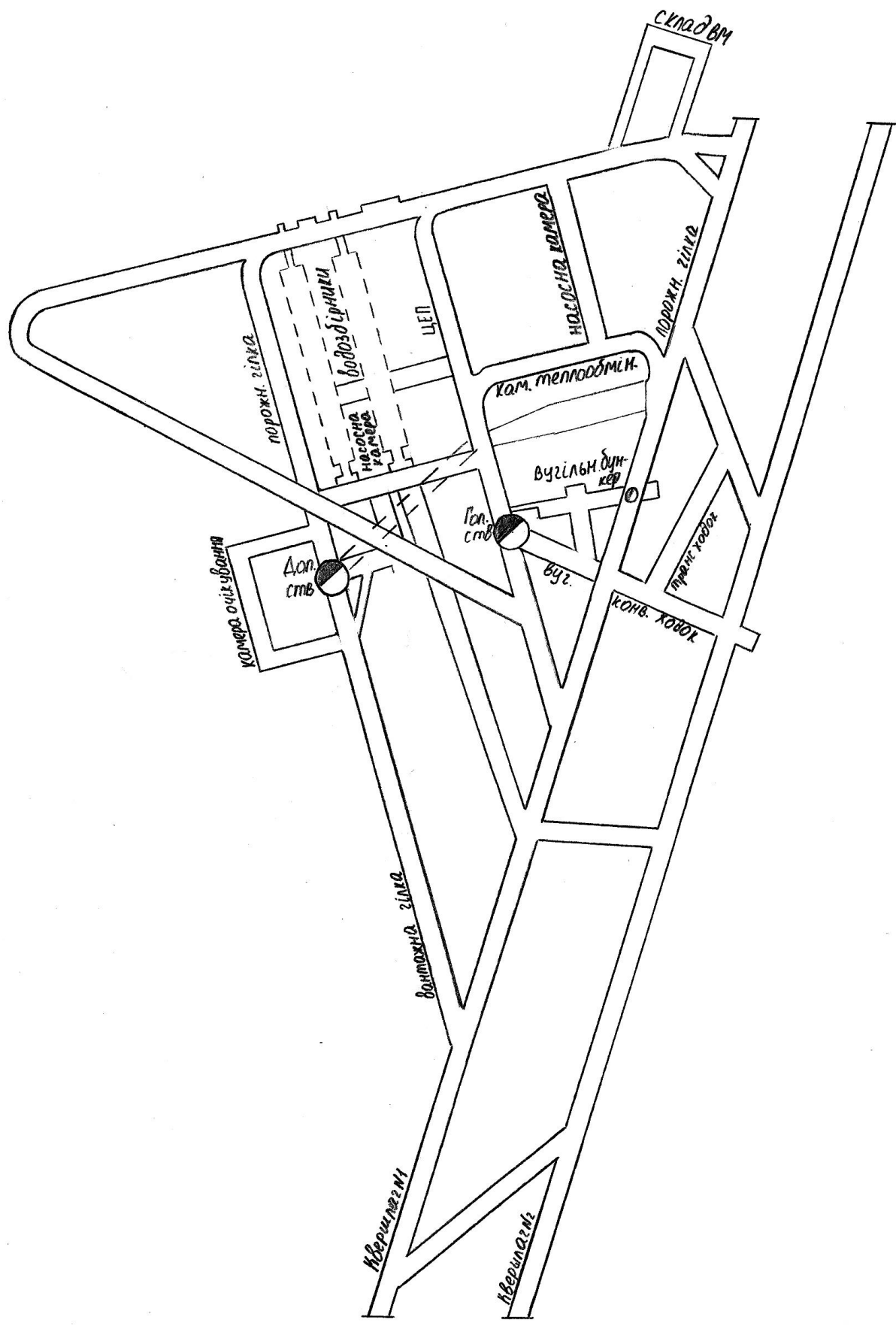


Рисунок 2.1 – Схема приствільного двору

2.4 Паспорти виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 паспорт виймання вугілля, кріплення та керування покрівлею в очисному вибої

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення стійкості порід безпосередньої покрівлі, обвалення основної покрівлі, схильності порід підошви до пучення, наявності хибної покрівлі проводимо на ЕОМ з використанням програмних модулів «Прогноз», розроблених на кафедрі.

Результати розрахунків по пластам l_7 та l_6 представлені на листингах 4-7.

Пласт l_7 : основна покрівля – середньообвальна. безпосередня покрівля – стійка, хибна покрівля не спостерігається, підошва не схильна до пучення (див. листінги 4, 5).

Пласт l_6 : основна покрівля – середньообвальна, безпосередня-середньої стійкості, хибна покрівля не спостерігається, підошва не схильна до здимання (див. листінги 6, 7).

Всі подальші розрахунки робимо для виробок пласта l_7 .

Прогнозний горно-геологічний паспорт представлено на рисунку 2.2.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення та керування покрівлею в очисному вибої

Вибір типового паспорта кріплення та керування покрівлею в очисному вибої проводимо згідно з категоріями обвалює мості порід основної покрівлі та стійкості безпосередньої покрівлі.

Кріплення очисного вибою можливо здійснювати без пересування секцій кріплення на циклі, так як породи безпосередньої покрівлі стійкі (B_5). Приймаємо відставання кріплення очисного вибою до 12 секцій (див. паспорт лави), шаг пересування секцій кріплення 0,8 м, шаг встановлення 1,5 м. Спосіб керування покрівлею – повне обвалення, з огляду на категорію по обвальності – A_2 (середньообвальна).

M 1:2000

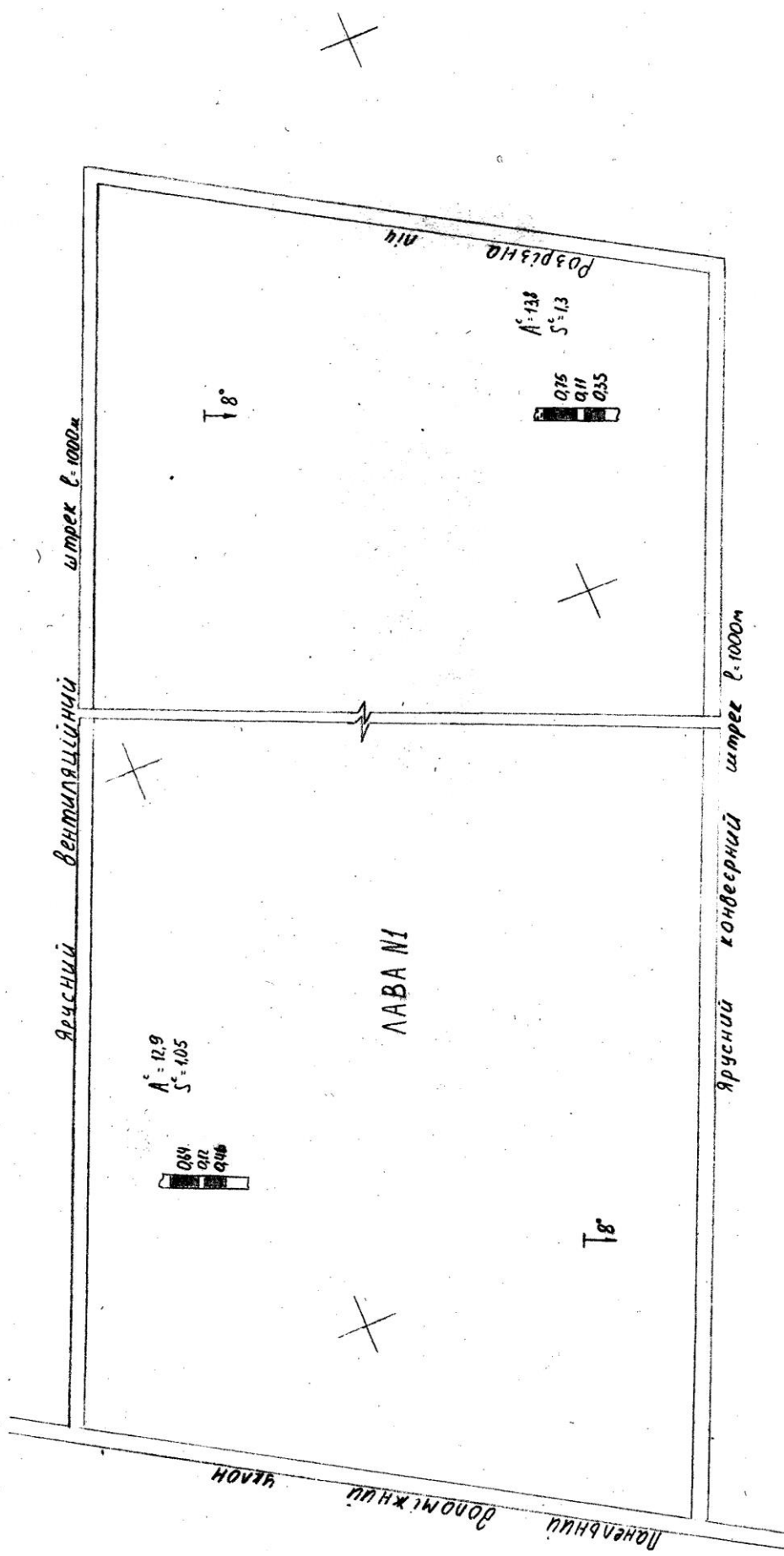


Рисунок 2.2 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт лави № 1 пласта l7

Зробимо перевірочний розрахунок реакції механізованого кріплення по формулі:

$$R_2^c \leq R_t, \quad (2.29)$$

де R_2^c - реакція задньої стійки секції, МН;

R_t - паспортне значення реакції задньої стійки, МН, ($R_t = 0,9$ МН).

$$R_2^c = R_2 \cdot a_2, \text{ МН}, \quad (2.30)$$

де R_2 - розрахункова реакція секції на 1 м довжини лави, МН/м.

$$R_2 = \frac{\sum h_i \cdot \gamma_i (l_n + l_w^2)}{2[(l_n - b_2)^2 + l_n^2]}, \text{ МН}, \quad (2.31)$$

де b_i - потужність і-го шару безпосередньої покрівлі, м, ($b_i = 5$ м);

γ_i - об'ємна вага порід і-го шару, МН/м², ($\gamma_i = 0,025$ МН/м²);

l_n - максимальна ширина при вибійного простору при знятті полоски вугілля, але не пересуненій секції, м ($l_n = 5,8$ м);

b_2 - відстань між стійками в секції, м ($b_2 = 1,3$ м).

$$R_2 = \frac{5 \cdot 0,025(5,8 + 0,8)^2 \cdot 5,8}{2[(5,8 - 1,3)^2 + 5,8^2]} = 0,29 \text{ МН/м}$$

де a_2 - шаг встановлення секцій кріплення по паспорту, м ($a_2 = 1,5$ м)

$$R_2^c = 0,29 \cdot 1,5 = 0,43 \text{ МН}$$

$$0,43 < 0,9 \text{ (умова виконується).}$$

У складі комплексу 2МКД-90 можливо використання кріплення сполучення типу КСД 90. Робочий опір кріплення 6080 кН, шаг пересування 0,8 м [2].

Вибір технологічної схеми монтажу очисного обладнання проводимо згідно [5].

Визначаємо обсяги робіт з монтажу обладнання:

об'єм робіт з монтажу вугільного комбайна – 1 комбайн;

об'єм робіт з монтаж секцій риштакового ставу скребкового конвеєра:

$$V_{м.к.} = l_n \cdot l_p, \text{ шт.} \quad (2.32)$$

де l_n - довжина лавокомплекту, м ($l_n = 200$ м);

l_p - довжина риштакової секцій скребкового конвеєра, м ($l_p = 1,35$ м).

$$V_{м.к.} = 200 : 1,35 = 148 \text{ шт.}$$

Об'єм робіт з монтажу секцій кріплення:

$$V_{м.с.} = l_{л} \cdot l_{ш}, \text{ шт.}, \quad (2.33)$$

де $l_{ш}$ - шаг встановлення секцій кріплення, м ($l_{ш} = 1,5$ м).

$$V_{м.с.} = 200 : 1,5 = 134 \text{ шт.}$$

Визначаємо трудомісткість монтажних робіт по кожному виду по формулі:

$$T_{i.м.} = V_{i.м.} \cdot H_{i.м.} \cdot K_3, \text{ чол.-год}, \quad (2.34)$$

де $H_{i.м.}$ - норма часу на монтаж одиниці обладнання, чол.-год;
 K_3 - коефіцієнт, враховуючий затримку при монтажі, ($K_3 = 1,5$).

$$T_{м.к.} = 1 \cdot 69 \cdot 1,5 = 103,5 \text{ чол.-год.}$$

$$T_{м.пав.} = 148 \cdot 4,8 \cdot 1,5 = 1065,6 \text{ чол.-год.}$$

$$T_{м.с.} = 134 \cdot 7,2 \cdot 1,5 = 1447,2 \text{ чол.-год.}$$

Загальна трудомісткість робіт необхідних для монтажу всього комплексу:

$$\sum T_{м.м} = \frac{\sum T_{i.м.}}{6}, \text{ чол.-зм}, \quad (2.35)$$

$$\sum T_{м.м} = \frac{103,5 + 1065,6 + 1447,2}{6} = 436, \text{ чол.-зм.}$$

Необхідний чисельний склад ланки робочих при чотирьох-змінному режимі ведення монтажних робіт:

$$N_{л} = \frac{\sum T_{м.м}}{4 \cdot T_{м}}, \text{ чол.} \quad (2.36)$$

$$N_{л} = \frac{436}{4 \cdot 15} = 7,3 = 8 \text{ чол.}$$

Тривалість монтажних робіт по кожному виду:

$$T_{i.раб.} = \frac{T_{i.м.}}{25 \cdot N_{л}}, \text{ діб.} \quad (2.37)$$

$$T_{роб.2.} = \frac{103,5}{25 \cdot 8} = 0,51 \text{ діб}$$

$$T_{роб.рем.} = \frac{1065,6}{25 \cdot 8} = 5,32 \text{ діб}$$

$$T_{роб.с.} = \frac{1447,2}{25 \cdot 8} = 7,23 \text{ діб}$$

Загальна тривалість монтажних робіт:

$$\sum T_{роб} = T_{роб.2.} + T_{роб.рем.} + T_{роб.с.}, \text{ діб} \quad (2.38)$$

$$\sum T_{роб} = 0,51 + 5,32 + 7,23 = 13,1 \text{ діб.}$$

Схема монтажу представлена на рисунку 2.3.

2.4.1.3 Керування станом масиву гірничих порід

Для зміцнення можливих ділянок з нестійкою покрівлею (якщо такі зустрінуться) передбачаємо хімічне анкерування. Воно полягає у наступному: в місці вивалу породи з покрівлі над вугільним вибоєм бурять два ряди шпурів, нижні під кутом $0-10^{\circ}$, верхні $45-60^{\circ}$ до площини напластування порід. У шпур доставляють забійником ампули з поліуретановим складом, потім руйнують їх анкером, який обертаючи подають в шпур. Через 30-40 с змішаний склад спінюється та через 1-3 хвилини твердіють, міцно з'єднуючи анкер з масивом порід. На кінці анкерів (верхнього та нижнього) надягають металічні прогони, прокладки та нагвинчують гайки.

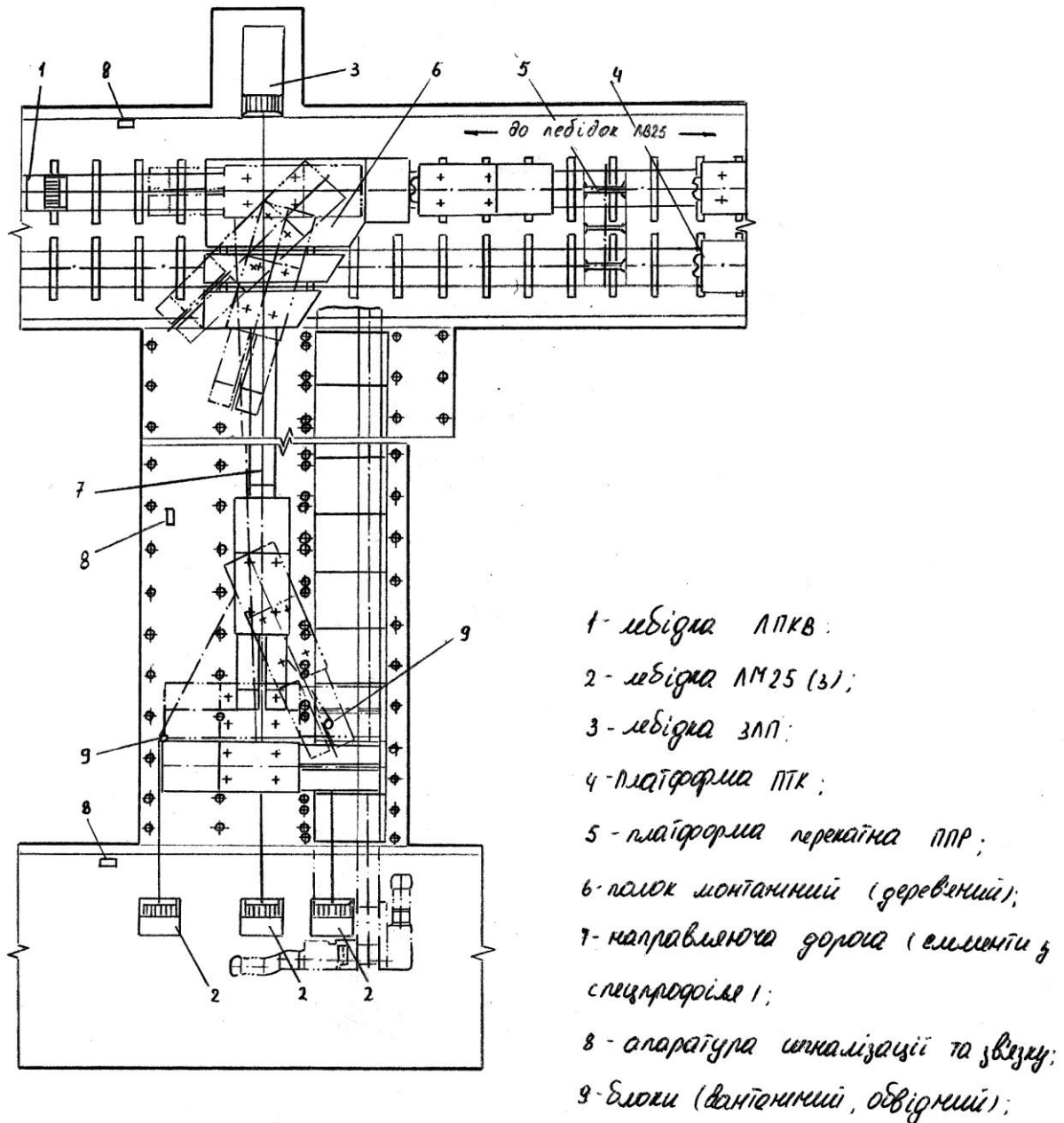


Рисунок 2.3 – Схема монтажу комплексу 2МКД-90

Параметри технології: довжина анкерів 1,8 м, відстань між анкерами впродовж лави 1 м, по висоті 0,3-0,6 м, діаметр анкера 20 мм.

В якості мір щодо першої осадки основної покрівлі приймаємо – примусове обвалення шляхом підривання шпурових зарядів над виробленим простором. Нахил шпурів 80-85°, довжина шпурів 1,8 м, відстань між рядами шпурів 10 м.

Пласти, які розроблюються безпечно по раптовим викидам вугілля, газу, породи, гірничим ударам, тому заходи направлені на боротьбу з ними не передбачаються.

2.4.1.4 Організація очисних робіт та основні техніко-економічні показники

Видобувна ділянка працює цілодобово в чотири зміни. Кількість робочих днів на місяць – 25. Бригада – комплексна. Розрахунок обсягу роботи виробляється на цикл. Виходячи з прийнятого навантаження на механізований комплекс 2600 т/доб приймаємо групу робочих швидкостей VX (швидкість 2,711 – 3,22 м/хв.) [6]. Поправочний коефіцієнт 1,3 – щільність вугілля.

Викладення кострів з шпального бруса довжиною 1,2 м, товщиною 0,2 м, відстань між кострами 2,4 м. 1 костер на 3 цикла. $1 : 3 = 0,33$ костра на цикл.

Зведення органного кріплення зі стояків діаметром 0,2 м $0,8 : 0,2 =$ шт./цикл + 4 шт/цикл + 4 шт/цикл = 12 шт/цикл.

Кінцеві ділянки лави кріпляться стійками ГС під спарений брус. Відстань між стояками в ряду 0,8 м, відстань між рядами стояків 0,8 м.

Нормативна трудомісткість робіт з обслуговування комплексу визначається з урахуванням коефіцієнта циклічності:

$$T_{\text{норм}} = \frac{T_{\text{табл}}}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-зм}, \quad (2.39)$$

де $T_{\text{табл}}$ - табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;
 $K_{\text{ц}}$ - коефіцієнт циклічності.

$$K_{\text{ц}} = \frac{N_{\text{уст}}}{D_{\text{к}}}, \quad (2.40)$$

де $N_{\text{уст}}$ - установлена норма виробки з урахуванням поправочних коефіцієнтів.

$$N_{\text{уст}} = N_{\text{табл}} \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3, \quad (2.41)$$

де k_1 - коефіцієнт, враховуючий щільність вугілля, ($k_1 = 1,3$);

k_2 - коефіцієнт, враховуючий ширину захоплення комбайна, ($k_2 = 1,27$);

k_3 - коефіцієнт, враховуючий тип механізованого комплексу, ($k_3 = 0,9$).

$$N_{\text{ест}} = 464 \cdot 1,3 \cdot 1,27 \cdot 0,9 = 689,46 .$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{689,46}{371} = 1,85 .$$

$$T_{\text{компл}} = \frac{7,436}{1,85} = 4,02, \text{ чол.-зм.}$$

Трудомісткість МГВМ:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{K_u}, \text{ чол.-зм.}, \quad (2.43)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,85} = 0,54 \text{ чол.-зм.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{ГРОВ} = T_{\text{компл}} - T_{МГВМ},$$

$$T_{ГРОВ} = 4,02 - 0,54 = 3,48 \text{ чол.-зм.}$$

Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки на виїмку вугілля в лаві зводимо в таблицю 2.3.

$$H_{\text{вк}} = \frac{D_u}{T_{\text{сум}}}, \text{ т/чол.-зм.}, \quad (2.44)$$

$$H_{\text{вк}} = \frac{371}{5,5} = 67,45.$$

Комплексна розцінка:

$$P = \frac{Z_{\text{сум}}}{D_u}, \text{ грн./т} \quad (2.43)$$

$$P = \frac{206,67}{371} = 0,557 \text{ грн./т.}$$

Розрахунок норм трудомісткості ГРОВ по обслуговуванню обладнання зводимо у таблицю 2.4.

Таблиця 2.3 – Комплексна норма виробки і розцінка

Вид робіт	Од. вим.	Норма виробки			Об'єм робіт на цикл	Потрібна кількість, чол.-зм.	Тарифна ставка, грн.	Сума витрат, грн.	Основа
		По збір- нику	«К» по збірнику	Встанов- лена					
Виїмка вугілля ком- байном	т	464	1,3-1,27- 0,9	689,46	371	7,436	-	-	ЕНВ § 3, табл. 2
МГВ VI р.	-					0,54	420,96	232	
ГРОВ Vp.	-					3,48	360,96	1286,2	
Викладення кострів (вент.штрек)	шт.	23,4		23,4	0,33	0,014	360,96	5,2	ЕНВ § 41, табл. 74
Встановлення стійок	шт	38,3		38,3	7	0,18	360,96	66,5	ЕНВ § 33, табл. 65
Возведення органіч- ного кріплення	шт	106		106	12	0,11	360,96	40,6	ЕНВ § 46, табл. 57
Пересування кріп- лення сполучення	шт.	2,07	0,9	1,86	2	1,08	360,96	399,2	ЕНВ § 52, табл. 65
Доставка бруса на верх лави	шт.	157	1,5	235,5	12	0,05	360,96	18,5	ЕНВ § 6, табл. 10
Доставка бруса на низ лави	шт.	151	1,5	235,5	12	0,05	360,96	18,5	ЕНВ § 6, табл. 10
Усього						5,5			

Таблиця 2.4 – Норми трудомісткості ГРОВ по обслуговуванню обладнання

Умови та фактори	Характеристика факторів	Норма часу
Тип комплексу	2МКД90	48,4
Проектне навантаження на добу	260	
Довжина вибою	200	
Кут падіння, град.	8	

Явочна чисельність ГРОВ на видобувній ділянці:

$$N_{ГРОВ} = \frac{D_{сум}}{H_{в.т.о.}}, \text{ чол.} \quad (2.46)$$

$$N_{ГРОВ} = \frac{2600}{36,4} = 72 \text{ чол.}$$

Облікова чисельність ГРОВ:

$$N_{обл} = N_{ГРОВ} \cdot K_{сн}, \text{ чол.} \quad (2.47)$$

де $K_{сн}$ - коефіцієнт облікового складу, ($K_{сн} = 1,81$).

$$N_{обл} = 72 \cdot 1,81 = 130 \text{ чол.}$$

Комплексна норма виробки з урахуванням технічного обслуговування:

$$H_{в.т.о.} = \frac{D_{ц}}{T_{сум.т.о.}}, \text{ т/чол.-зм.}, \quad (2.48)$$

$$H_{в.т.о.} = \frac{371}{9,52} = 38,97 \text{ т/чол.-зм.}$$

Комплексна розцінка з урахуванням технічного обслуговування:

$$P_{ком.т.о.} = \frac{3_{сум.т.о.}}{D_{ц}} \quad (2.49)$$

$$P_{ком.т.о.} = \frac{358,48}{371} = 0,97 \text{ грн./т.}$$

Сумарна трудомісткість:

$$5529 + 8406 = 11935 \text{ чол.-год.}$$

Нормативна кількість електрослюсарів:

$$H = \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 11935}{357 \cdot 6} = 5,2 \text{ чол.-зм.}$$

Приймаємо кількість електрослюсарів 6 чоловік.

Основні техніко-економічні показники роботи лави приведені в таблиці 2.7.

Таблиця 2.5 – Ремонтна складність обладнання для розрахунку нормативної чисельності електрослюсарів

№	Найменування обладнання	Тип обладнання	Кількість одиниць	Нормативна трудомісткість, чол-год	
				На одиницю	На усе обладнання
1	2	3	4	5	6
У лаві					
1	Комбайн	К103М	1	2164	2164
2	Скребоквий конвеєр	СПЦ162	1	1061	1061
3	Мех.кріплення	МК90	194 м	2304	2304
	Усього у лаві				5529
В інших виробках					
4	Кріплення сполучень	КСД90	2	171	342
5	Скребоквий конвеєр	СПЦ162	1	1061	1061
6	Маслостанція	СНТ32	1	2043	2043
7	Стрічковий конвеєр	1М1000КСП	880 м	2960	2960
	Усього				6406

Трудомісткість: МГВМ – 1 чол-зм.

$$\text{ГРОВ} - 48,4 - 6 = 42,4 \text{ чол-год} = 7,1 \text{ чол-зм.}$$

Приймаємо 8 ГРОВ у зміну.

Таблиця 2.6 – Комплексна норма виробки і розцінки з урахуванням технічного обслуговування

Показники	Кількість чол.	Норма виробки	Добич з циклу	Кількість чол.-зм.	Тарифна ставка	Платня, грн.
По діючому паспорту		67,45	371	5,5		2066,7
Технічне обслуговування						
а) МГВМ	1	2600	371	0,54	420,96	231,9
б) ГРОВ	8	2600	371	3,48	360,96	1286,2
Усього			371	9,52		3584,8

Таблиця 2.7 – Техніко-економічні показники роботи лави

Найменування показників	Од.вим.	Значення
Місячний видобуток	т	65000
Добове просування вибою	м	5,6
Кількість циклів		7
Довжина вибою	м	300
Кількість робочих явочна	чол.	64
облікова	чол.	109
Продуктивність робочого на вихід	т/вих.	16
на місяць	т/міс.	325
Комплексна розцінка	грн/т	9,66

2.4.2 Паспорт проведення і кріплення підготовчої виробки

Конвеєрний штрек необхідно провести на глибині 1000 м. В даному проекті прийнята стовпова система розробки. Виробка проводиться в породах стійких та середньої стійкості. Строк служби виробки приблизно 2 роки, так як вона повторно використовується для відробки нового виймального стовпа в якості вентиляційного штреку.

Вибір форми ат розмірів поперечного січення виробки проводимо згідно [7].

Залежно від стійкості бокових порід строку служби виробки приймає найбільш прогресивну форму поперечного перерізу – склеписту, й відповідно кріплення – абочне піддатливе триланкове із спецпрофілю.

Ширина штреку на висоті 1800 мм складе:

$$b = m + a + A + P + n, \text{ м} \quad (2.50)$$

де m - зазор між кріпленням і конвеєром, м, ($m = 0,5$ м);

a - ширина конвеєра, м ($a = 1,35$ м);

A - ширина рухливого складу, м ($A = 1,35$ м);

P - зазор між конвеєром і рухливим складом, м ($P = 0,4$ м);

n - ширина вільного проходу для людей, м ($n = 0,7$ м).

$$b = 0,5 + 1,35 + 1,35 + 0,4 + 0,7 = 4,3 \text{ м}$$

Площа вугільного вибою визначається по формулі:

$$S_{yc} = b \cdot m, \text{ м}^2 \quad (2.51)$$

де b - середня ширина пласта в межах виробки, м ($b = 4,1$ м);

m - потужність пласта, м ($m = 1,21$ м).

$$S_{yc} = 4,1 \cdot 1,21 = 4,96 \text{ м}^2.$$

Площа породного вибою:

$$S_n = S_{np} - S_{yc}, \text{ м}^2 \quad (2.52)$$

де S_{np} - площа перерізу виробки в проходці, м² ($S_{np} = 14,2$ м²).

$$S_n = 14,2 \cdot 4,96 = 8,84 \text{ м}^2.$$

Згідно [7] приймаємо типовий переріз конвеєрного штреку 13,8 м² в просвіті.

Для подальшого проектування приймаємо буро вибуховий спосіб проведення, оскільки міцність порід 7-10 за шкалою проф. М.М. Протод'яконова. Висота виробки більш 1,8 м, що є достатнім для використання усіх навантажувальних машин типу ПНБ з навішуваним обладнанням.

В якості основного засобу механізації при проведенні конвеєрного штреку приймаємо породонавантажувальну машину типу 2ПНБ-2Б з бурильною машиною БУР-2.

Технічна характеристика машини 2ПНБ-2Б:

продуктивність, м³/рік – 2,5;

площа виробки, м² – не менше 8;

коефіцієнт міцності порід – не більше 12;

швидкість руху, м/хв. – 12;

сумарна потужність двигунів, кВт – 75,5;

кут повороту стріли, град. - $\pm 45^0$;

максимальна висота буріння, мм – 4000;

габаритні розміри, мм:

довжина – 7800

ширина – 2000

висота - 2340

маса, т – 11,2

тип навісного обладнання – БУР-2;

глибина буріння шпурів. м – до 2,75.

Усереднене значення розрахункового опору порід стиску визначається по формулі:

$$R_{cc} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{cn} \cdot m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}, \text{ мПа}, \quad (2.53)$$

де R_{c1}, \dots, R_{cn} - розрахунковий опір порід стиску, мПа;

m_1, \dots, m_n - потужність шарів порід, м.

Розрахунковий опір порід дорівнює:

для покрівлі

$$R_{c.пок} = \frac{100 \cdot 2,3 + 70 \cdot 7}{2,3 + 7} = 77,4, \text{ мПа}, \quad (2.54)$$

для підосви

$$R_{cn} = \frac{80 \cdot 8,5 + 110 \cdot 3}{8,5 + 3} = 87,8, \text{ мПа}, \quad (2.55)$$

для боків

$$R_{c.б.} = \frac{80 \cdot 1,5 + 70 \cdot 2}{1,5 + 2} = 74,2, \text{ мПа}, \quad (2.56)$$

Середньозважений опір порід покрівлі і підосви стиску:

$$R_{cc} = \frac{77,4 \cdot 9,3 + 87,7 \cdot 11,5 + 74,2 \cdot 3,5}{9,3 + 11,5 + 3,5} = 81,1 \text{ мПа}$$

В результат буро вибухових робіт виробка повинна мати проектну форму та проектні розміри поперечного перетину, рівномірне та достатнє для продуктивного механізованого прибирання дроблення породи. Ці вимоги забезпечуються правильно вибраною глибиною шпурів, типом врубу, кількістю та розташуванням шпурів в вибою, типом ВР.

Згідно даним гірничо-геологічним умовам, для подальшого проектування приймаю запобіжну ВР 4 класу для БВР при проведенні пластових виробок – амоніт Т-19. Працездатність ВР 270 см³, бризантність – 14 мм, щільність патронування 1,1-1,2 г/см², діаметр патронів 16 мм.

В якості засобів вибуху приймаємо електродетонатори короткоуповільненої дії ЕДКЗ-ПМ.

Приймаємо прямий вруб по вугіллю.

Визначаємо довжину заходки по формулі:

$$l_{зах} = \frac{V_{міс}}{n_{р.д.} \cdot n_{р.з.м.} \cdot n_{р.б.}}, \text{ м}, \quad (2.57)$$

де $V_{міс}$ - швидкість посування вибою, м/міс ($V_{міс} = 150$ м/міс);

$n_{р.д.}$ - кількість робочих днів в місяць, дн. ($n_{р.д.}$ дн.);

$n_{р.з.}$ - кількість робочих змін на добу, зм. ($n_{р.з.} = 3$);

$n_{цикл}$ - кількість циклів ($n_{цикл} = 0,5 - 0,85$).

$$l_{зах} = \frac{150}{25 \cdot 3 \cdot 0,85} = 2,3 \text{ м.}$$

Визначаємо глибину шпурів по формулі:

$$l_{ш} = \frac{l_{зах}}{\eta}, \text{ м}, \quad (2.58)$$

де η - коефіцієнт використання шпурів (по вугіллю $\eta = 0,8 - 0,85$, а по породі $\eta = 0,9 - 0,95$).

$$l_{ш.вуг.} = \frac{2,3}{0,85} = 2,7 \text{ м}$$

$$l_{ш.пор.} = \frac{2,3}{0,95} = 2,4 \text{ м}$$

Визначаємо витрати ВР по формулам:

$$q_{\text{вуг}} = 0,4 \left(\sqrt{0,2 f_{\text{вуг}}} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{вуг}}}} \right)^2 \cdot l^{-1} \cdot K, \text{ кг/м}^3, \quad (2.59)$$

$$q_{\text{пор.пок.}} = 0,15 \cdot \sqrt{f_{\text{пок}}} \left(\sqrt{0,2 f_{\text{пок}}} + \frac{1}{b} \right) \cdot l^{-1} \cdot K, \text{ кг/м}^3, \quad (2.60)$$

$$q_{\text{пор.нід.}} = 0,15 \cdot \sqrt{f_{\text{нід}}} \left(\sqrt{0,2 f_{\text{нід}}} + \frac{1}{b} \right) \cdot y^{-1} \cdot K, \text{ кг/м}^3, \quad (2.61)$$

де $f_{\text{вуг}}, f_{\text{пок.}}, f_{\text{нід.}}$ - коефіцієнти міцності вугілля, порід покрівлі та підосви ($f_{\text{вуг}} = 1,6, f_{\text{пок.}} = 8, f_{\text{нід.}} = 9$);

b - ширина породної підривки, м;

K - коефіцієнт збільшення витрат ВР при машинному навантажуванні для раціонального дроблення породи ($K = 1,2 - 1,3$);

e^{-1} - коефіцієнт працездатності.

$$e^{-1} = \frac{P_c}{P}, \quad (2.62)$$

де P_c - працездатність еталонної ВР, см^3 ($P_c = 525 \text{ см}^3$);

P - працездатність прийнятої ВР, см^3 ($P = 270 \text{ см}^3$).

$$e^{-1} = \frac{525}{270} = 1,95$$

$$q_{\text{вуг}} = 0,4 \left(\sqrt{0,2 \cdot 1,6} + \frac{1}{\sqrt{4,96}} \right)^2 \cdot 1,95 \cdot 1,2 = 0,95 \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{пор.пок.}} = 0,15 \cdot \sqrt{8} \left(\sqrt{0,2 \cdot 8} + \frac{1}{2,6} \right) \cdot 1,95 \cdot 1,2 = 1,6 \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{пор.нід.}} = 0,15 \cdot \sqrt{9} \left(\sqrt{0,2 \cdot 9} + \frac{1}{4,3} \right) \cdot 1,95 \cdot 1,2 = 1,6 \text{ кг/м}^3$$

Знаходимо розрахункові витрати ВР по формулі:

$$Q_{\text{розр}} = q \cdot S \cdot l_{\text{зах}}, \text{ кг}, \quad (2.63)$$

$$Q_{\text{розр.вуг.}} = 0,95 \cdot 4,96 \cdot 2,3 = 10,8 \text{ кг}$$

$$Q_{розр.покр.} = 1,6 \cdot 4,37 \cdot 2,3 = 16 \text{ кг}$$

$$Q_{розр.під.} = 1,6 \cdot 3,87 \cdot 2,3 = 14 \text{ кг}$$

Кількість шпурів на заходку визначаємо по формулі:

$$N_{шт} = \frac{1,27 \cdot q \cdot S \cdot n}{\Delta \cdot d_n^2 \cdot K_3}, \text{ шт.}, \quad (2.64)$$

де Δ - щільність патронування прийнятої ВР, кг/м³ ($\Delta = 1,1 - 1,2$);

d_n - діаметр патрону, м ($d_n = 0,036$ м);

K_3 - коефіцієнт заповнення шпурів ($K_3 = 0,35 - 0,45$).

$$N_{шт.вуг.} = \frac{1,27 \cdot 0,95 \cdot 4,96 \cdot 0,85}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 8 \text{ шт.}$$

$$N_{шт.пор.} = \frac{1,27 \cdot 1,6 \cdot 8,27 \cdot 0,95}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 25 \text{ шт.}$$

Враховуючи, що необхідно провести водовідливну канавку, приймаємо ще один шпур.

З урахуванням загальної кількості шпурів, уточнюємо витрати ВР:

$$Q_{шт} = N_{шт} \cdot q, \text{ кг}, \quad (2.65)$$

$$q = \frac{Q_{розр}}{N_{шт}} \text{ кг/м}^3, \quad (2.66)$$

$$q_{вуг.} = \frac{10,8}{8} = 1,35 \text{ кг/м}^3$$

$$Q_{шт.вуг.} = 8 \cdot 1,35 = 10,8, \text{ кг}$$

$$q_{пор.} = \frac{30}{26} = 1,15 \text{ кг/м}^3$$

$$Q_{шт.пор.} = 1,15 \cdot 26 = 29,9, \text{ кг}$$

Довжину забивки знаходимо по формулі:

$$l_{заб} = l_{шт} - l_n \cdot n_n, \text{ м}, \quad (2.67)$$

де l_n - довжина патрону, м;

n_n - кількість патронів в шпурі, шт.

$$l_{\text{заб.вуг.}} = 2,7 - 0,25 \cdot 4 = 1,7 \text{ м}$$

$$l_{\text{заб.пор.}} = 2,4 - 0,3 \cdot 3 = 1,5 \text{ м}$$

Параметри шпурів зводимо у таблицю 2.8.

Таблиця 2.8 – Параметри шпурів

Номера шпурів	Глибина шпурів, м	Величина заряду, кг	Кут нахилу шпурів к площині вибою в проекції		Тип електродетонаторів та їх уповільнення	Довжина забивки	Прийом вибуху
			гориз.	верт.			
1-2	2,7	1,35	90	90	ЕДКЗ-ПМ-15	1,7	За один прийом
3-8	2,7	1,35	85-90	85-90	ЕДКЗ-ПМ-30	1,7	
9-26	2,4	1,15	85-90	85-90	ЕДКЗ-ПМ-45	1,5	

До основних операцій циклу по проведенню виробки відносяться: буріння шпурів, зарядження, вибух та провітрювання, прибирання гірничої маси, кріплення, нарощування конвеєру, настилка рейкового шляху, оформлення канавки, навішування трубопроводу.

Визначення комплексної норми виробки та розцінки проводимо згідно.

Об'єм робіт на буріння шпурів:

$$W_{\sigma} = N_{\text{шт}} \cdot l_{\text{шт}}, \text{ шп.м.}, \quad (2.68)$$

$$W_{\text{б.вуг.}} = 8 \cdot 2,7 = 21,6, \text{ шп.м.}$$

$$W_{\text{б.пор.}} = 26 \cdot 2,4 = 62,4, \text{ шп.м.}$$

Об'єм робіт на кріплення виробки:

$$W_{\text{кр}} = \frac{l_{\text{шт}} \cdot \eta}{l_{\text{кр}}}, \text{ рам/м}, \quad (2.69)$$

де $l_{\text{кр}}$ - шаг установки кріплення, рам/м

$$l_{\text{кр}} = \frac{l}{e}, \text{ рам/м}, \quad (2.70)$$

де l - відстань між рамами, м.

$$l = \frac{1}{n}, \text{ м}, \quad (2.71)$$

де n - необхідна щільність установки кріплення, рам/м.

$$n = \frac{P_p}{P}, \text{ рам./м}, \quad (2.72)$$

де P_p - розрахункове навантаження на кріплення, кН.

$$P_p = K_n \cdot K \cdot m_p \cdot b \cdot P_n, \text{ кН.}, \quad (2.73)$$

де K_n, K, m_p - коефіцієнти відповідно перевантаження кріплення, надійності кріплення, технології проведення виробки;

b - ширина виробки, м;

P_n - нормативне навантаження на податливе кріплення, кН..

$$P_p = 1 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 4,32 \cdot 115 = 447,1 \text{ кН.}$$

P - несуча здатність спецпрофіля, кН. ($P = 330$ кН для СВП-27)

$$n = \frac{447,1}{330} = 1,35 \text{ рам/м}$$

$$l = \frac{1}{1,35} = 0,75 \text{ м}$$

Приймаємо $l = 0,8$ м.

$$l_{кр} = \frac{1}{0,8} = 1,25 \text{ рам/м}$$

$$W_{кр} = \frac{2,3 \cdot 0,9}{1,25} = 1,65 \text{ рам/м.}$$

Об'єм робіт по навантаженню породи:

$$W_{нав} = S_{прох} \cdot l_{шт} \cdot \eta \cdot K_{з.с.}, \text{ м}^3, \quad (2.74)$$

де $S_{прох}$ - площа січення виробки при проходці, м^2 ($S_{прох} = 14,44 \text{ м}^2$);

$K_{з.с.}$ - коефіцієнт, враховуючий збільшення січення гірничих виробок ($K_{з.с.} = 1,04$).

$$W_{нас} = 14,55 \cdot 2,3 \cdot 0,9 \cdot 1,04 = 31,1 \text{ м}^3$$

Об'єми робіт з проведення водостічної канавки, навішування вентиляційних труб, нарощення конвеєру та рейкового шляху визначаємо по формулі:

$$W = l_{ун} \cdot \eta, \text{ м}, \quad (2.75)$$

$$W = 2,3 \cdot 0,9 = 2,07 \text{ м}.$$

Розрахунок комплексної норми виробки зводимо у таблицю 2.9.

Таблиця 2.9 – Розрахунок комплексної норми виробки

№	Найменування процесу	Об'єм робіт W		Норми виробки				Трудомісткість	
		Од.вим.	Кіл.	По збір.	Попр.коф	Встан норма	Осно-ва	Чол.-зм	Чол.-год
1	Буріння шпурів По вугіллю По породі	шп/м	21,6	$\frac{184,3}{3}$	1,1	67,5	ЕНВ § 7	0,32	1,92
			62,4	$\frac{130,7}{3}$	1,1	47,9	т. 7	1,3	7,8
2	Прибирання гірничої маси	м ³	31,3	1,71	1,05	25,6	ЕНВ § 16 т. 19	1,22	7,32
3	Кріплення	рам	1,65	1,14	-	1,14	ЕНВ § 25 т. 29	1,45	8,7
4	Навішування вент. труби	м	2,07	105	-	105	ЕНВ § 32 т. 39	0,02	0,12
5	Нарощування конвеєра	м	2,07	7,12	-	7,12	ЕНВ § 33 т. 41	0,37	1,8
6	Нарощування рейкового шляху	м	2,07	4,25	-	4,25	ЕНВ § 35 т. 45	0,29	1,74
7	Канавка	м	2,07	17,25	-	17,25	ЕНВ § 31 т. 38	0,12	0,72

Витрати праці ($\sum N = 5,09$ чол.-зм.) на виконання всіх процесів циклу, являються визначальними при визначенні кількості прохідників. При виконанні даних процесів склад робітників складатиме 6 чоловік.

Коефіцієнт виконання норм визначається по формулі:

$$K_n = \frac{\sum N}{n}, \quad (2.76)$$

$$K_n = \frac{5,09}{5} = 1,02$$

Визначаємо тривалість кожного виду робіт по формулі:

$$t_i = \frac{T_{зм} \cdot N_i \cdot L}{n \cdot K_n}, \text{ год.}, \quad (2.77)$$

де $T_{зм}$ - тривалість зміни, год ($T_{зм} = 6$ год);

N_i - трудомісткість і-го процесу, чол.-зм.;

n - кількість робітників, зайнятих в і-му процесі, чол.;

K - коефіцієнт, враховуючий витрати часу на процеси, які не нормуються та перерви.

$$\alpha = \frac{T_{ц} - (T_3 + T_{виб} + T_{нов})}{T_{ц}}, \quad (2.78)$$

$$T_{ц} = \frac{l_{шт} \cdot \eta \cdot m \cdot P}{V_{міс}}, \text{ год}, \quad (2.79)$$

де m - кількість робочих днів в місяць, дн. ($m = 25$ дн.);

P - кількість робочих днів на добу, год. ($P = 18$ год.);

$V_{міс}$ - місячна нормативна швидкість, м/міс. ($V_{міс} = 150$ м/міс).

$$T_{ц} = \frac{2,4 \cdot 0,9 \cdot 25 \cdot 18}{150} = 6,5 \text{ год}$$

$$\alpha = \frac{6,5 - (0,3 + 0,3 + 0,3)}{6,5} = 0,86$$

$$T_{кріплення} = \frac{6 \cdot 1,45 \cdot 0,86}{5 \cdot 1} = 1,49 \text{ год.}$$

$$T_{навіструби} = \frac{6 \cdot 0,02 \cdot 0,86}{10 \cdot 1} = 0,1 \text{ год.}$$

$$T_{нароц.конв.} = \frac{6 \cdot 0,3 \cdot 0,86}{3 \cdot 1,60} = 0,52 \text{ год.}$$

$$T_{нароц.рейк.шляху} = \frac{6 \cdot 0,29 \cdot 0,86}{2 \cdot 1,60} = 0,7 \text{ год.}$$

$$T_{нароц.канавки} = \frac{6 \cdot 0,12 \cdot 0,86}{1 \cdot 1,04} = 0,62 \text{ год.}$$

Тривалість машинних процесів визначаємо по формулі:

$$t_i = \frac{T_{зм} \cdot N_i}{n \cdot K_{одн}}, \text{ ГОД.}, \quad (2.80)$$

де $K_{одн}$ - коефіцієнт одночасності робіт, ($K_{одн} = 1,54$).

$$t_{бур.вуг.} = \frac{6 \cdot 0,32}{4 \cdot 1,54} = 0,3 \text{ ГОД.}$$

$$t_{бур.пок.} = \frac{6 \cdot 1,3}{4 \cdot 1,54} = 1,3 \text{ ГОД.}$$

$$t_{наван.} = \frac{6 \cdot 1,22}{4 \cdot 1,54} = 1,2 \text{ ГОД.}$$

Визначаємо тривалість циклу:

$$T_{ц} = t_{бур.вуг.} + t_{бур.пор.} + t_{наван.} + t_{крін.} + t_{ненорм.}, \text{ ГОД.}, \quad (2.81)$$

$$T_{ц} = 0,3 + 1,3 + 1,2 + 1,49 + 0,9 = 5,19 \text{ ГОД.}$$

Режим роботи: чотири зміни по проходці виробки. Коефіцієнт циклічності визначаємо по формулі:

$$K_{ц} = \frac{P}{T_{ц}}, \quad (2.82)$$

$$K_{ц} = \frac{18}{5,19} = 3,5 \text{ цикла/добу.}$$

Добове посування вибою виробки визначаємо по формулі:

$$Q_{доб.} = l_{зах} \cdot K_{ц}, \text{ м/доб}, \quad (2.83)$$

$$Q_{доб.} = 2,3 \cdot 3,5 = 8 \text{ м/доб.}$$

Місячне посування вибою визначаємо по формулі:

$$Q_{міс.} = l_{зах} \cdot K_{ц} \cdot m, \text{ м/міс}, \quad (2.84)$$

$$Q_{міс.} = 2,3 \cdot 3,5 \cdot 25 = 200 \text{ м/міс.}$$

Явочний склад бригади прохідників визначаємо по формулі:

$$P_{яв.} = \frac{Q_{доб.}}{H_k \cdot K_n}, \text{ чол.}, \quad (2.85)$$

де H_k - норма виробки, м/чол.-зм.

$$H_k = \frac{l_{зак.}}{\sum N}, \text{ м/чол.-зм.}, \quad (2.86)$$

$$H_k = \frac{2,3}{5,02} = 0,49 \text{ м/чол.-зм.}$$

Комплексна розцінка:

$$P_k = \frac{3_{сум}}{V_u}, \text{ грн./м.}, \quad (2.87)$$

де V_u - посування на цикл, м.

$$P_k = \frac{360,96 \times 5,02}{2,3} = 787,83 \text{ грн./м.}$$

Організація праці і режим роботи вибою: приймаємо для виробки – шести-добовий робочий тиждень з загальним вихідним днем. Кількість робочих днів на рік 300, кількість робочих днів на місяць 25. Для робітників приймаємо п'ятиденний робочий тиждень з одним загальним вихідним днем та іншим вихідним по кожному графіку виходів працівників.

Добовий режим роботи: для виробки і робітників приймаємо безперервний добовий режим, тобто чотири зміни по шість годин. Передбачається мати добову комплексну бригаду прохідників з розподілом по змінах. Оплата праці передбачається за результатами роботи за місяць і по місячному виміру обсягів робіт.

Приймаємо звено з 5 чоловік.

Обліковий склад бригади прохідників:

$$N_{сп.} = N_{яв.} \cdot k_{сп.} \cdot n_{зм.}, \text{ чол.}, \quad (2.88)$$

де $k_{сп.}$ - коефіцієнт облікового складу, чол. ($k_{сп.} = 1,81$).

$$N_{сп.} = 5 \cdot 1,81 \cdot 4 = 36 \text{ чол.}$$

Знаходимо продуктивність праці по формулі на вихід:

$$P_{вих} = \frac{L_u}{N_{фв.}}, \text{ м/чол.}, \quad (2.89)$$

$$P_{вих} = \frac{2,3}{5} = 0,46 \text{ м/чол.}$$

за місяць:

$$P_{міс} = \frac{L_{міс.}}{N_{сн.}}, \text{ м/чол.}, \quad (2.90)$$

$$P_{міс} = \frac{200}{28} = 7,14 \text{ м/чол.}$$

Розрахунок нормативної трудомісткості електрослюсарів на підготовчій ділянці зводимо у таблицю 2.11.

Таблиця 2.11 - Нормативна трудомісткість електрослюсарів на підготовчій ділянці

№	Найменування обладнання	Тип обладнання	Кількість одиниць	Нормативна трудомісткість	
				На одиницю	На усе обладнання
1	Породонавантажувальна машина	2ПНБ2Б	1	3640	3640
2	Бурильна машина	БУ-1	1	1254	1254
3	Скребокний конвеєр	СР-70	1	2116	2116
4	Стрічковий конвеєр	1Л100	880 м	2128	2128
5	Вентилятор	ВМ-8М	1	46	46
6	Лебідка	ЛВ-25	1	164	164
Усього					9348

Нормативна кількість електрослюсарів:

$$H = \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} \cdot 9348 = 4,08 \text{ чол./зм.}$$

Приймаємо 4 слюсарі.

Розрахунок доплат за роботу в нічний час зводимо у таблицю 2.12.

Таблиця 2.12 – Доплати за роботу в нічний час

Професія	Кількість робочих у нічний час	Кількість часів роботи у нічний час	Змінна ставка, грн.	Доплата за 1 годину роботи у нічний час, грн.	Сума доплат платні у місяць, грн.	Премія, грн.
Прохідник	5	1000	360,96	12,2	12200	3660
ГРП	3	600	280,68	9,5	5700	1710
Гірничий майстер	1	200	390,13	12,2	2240	672
Електрослюсар	1	200	280,68	9,5	1900	570
Усього					22040	6612

Бригадні: $(4 \cdot 25 \cdot 360,96) \times 0,25 = 9024$ грн.

Розрахунок додатків платні за нормативний час пересування зводимо у таблицю 2.13.

Таблиця 2.13 – Додаток платні за нормативний час пересування

Професія	Кількість виходів за місяць	Доплата за пересування на вихід, грн.	Сума додаткової платні, грн.
Прохідники	1500	22,9	34350
Електрослюсарі	100	22,9	2290
ГРП	300	22,9	6870

Прохідники:

$$12200 + 3660 + 34350 = 50210 \text{ грн.}$$

ГРП:

$$5700 + 1710 + 6870 = 14280 \text{ грн.}$$

Електрослюсарі:

$$1900 + 570 + 2290 = 4760 \text{ грн.}$$

Розрахунок фонду заробітної платні по підготовчій дільниці приведений у таблиці 2.14.

Таблиця 2.14 – Штат і фонд заробітної платні на підготовчій ділянці

Найменування роботи, професія	Місячний об'єм робіт, виходів	Штат робочих						Розцінка, грн.	Місячний фонд платні, грн.				
		На добу	По змінам				По списку		Основної			Доплати	Усього
			1	2	3	4			пряма	премія	інші		
Проведення виробки	200	15	-	5	5	5	28	787,83	157566	93051	12200	34350	297176
ГРП	300	12	3	3	3	3	16	260,68	8004	12006	5700	6870	32580
Електрослюсар	100	4	2	-	1	1	7	320,22	32222	4833	1900	2290	41245
Усього		31	5	8	9	9	51						370992
Начальник ділянки	25	1	1	-	1	-	1	11090	11090	4440	-	299	15829
Зам.начальника	25	1	-	1	-	-	1	9970	9970	3990	-	265,4	14225,4
Механік ділянки	25	1	1	-	-	-	2	9420	9420	3770	-	274,5	13464,5
Помічник начальника ділянки	25	1	-	-	-	1	1	9970	9970	3990	11200	255,1	25415,1
Гірничий майстер	100	4	1	1	1	1	7	8780	61960	24570	22400	2016	110946
Усього		8	3	2	1	2	14						179880

Розрахунок витрат матеріалів зводимо у таблицю 2.15.

Таблиця 2.15 – Витрати матеріалів

Найменування матеріалів	Од. виміру	Норма витрати на 1 м виробки	Місячний об'єм робіт, м	Витрата матеріалів на місяць	Ціна одиниці, грн.	Вартість витрат матеріалів
Арка АПЗ/13,8	шт	1,25	200	250	695	173750
Труби вентиляційні	м	1,25	200	250	85	21250
Лісні матеріали	м ³	0,2	200	40	64	2560
Масло ЗТ-40	т	0,0028	200	0,56	1450	812
Рейки Р-24	кг	48	200	9600	1,5	14400
Канат сталевий	м	0,045	70	3,15	1500	4712
Труби металеві	м	0,015	200	3	1850	5550
Усього						223047

З урахуванням неврахованих матеріалів (15%):

$$223064 \cdot 1,15 = 256504,05 \text{ грн.}$$

Розрахунок вартості обладнання і визначення амортизаційних відрахувань зводимо у таблицю 2.16.

Таблиця 2.16 – Вартість обладнання та амортизаційних відрахувань

Обладнання	Кількість	Ціна по прејскуранту	Загальна вартість, грн.	Витрати на монтаж, грн. 7%	Накладні витрати, грн. 8%	Балансова вартість, грн.	Норма амортизації, міс. %	Місячна сума амортизаційних відрахувань, грн.
Породонавантажувальна машина 2ПНБ-2Б	1	400000	400000	28000	32000	460000	15	5750
КТПВ-400	1	90000	90000	6300	7200	103500	15	1293,75
Вентилятор ВМ-8М	1	13000	13000	910	1040	14950	25	311,46
Лебідка ЛВ-25	1	50000	50000	3500	4000	57500	15	718,75
Стрічковий конвеєр	1	500000	500000	35000	40000	57500	15	7187,5
Пускачі	6	10000	60000	4200	4800	69000	20	1150
Усього								16411,46

Таблиця 2.17 – Калькуляція собівартості 1 м виробки

Елементи витрат	Сума витрат, грн.	Об'єм робіт на місяць, м	Собівартість, грн./м	У % до собівартості
Заробітна платня	72845	200	364,22	19,81
Нарахування на заробітну платню	21853,5	200	109,26	5,94
Матеріали	256504,05	200	1282,5	69,77
Амортизація	16411,46	200	82	4,46
Усього	367614,01	200	1837,98	100

2.4.3 Транспорт вугілля, матеріалів та обладнання, перевозка людей на дільниці

З лави гірнична маса транспортується на конвеєрний штрек скребковим конвеєром СПЦ-162. По штреку вона доставляється за допомогою скребкового конвеєра СПЦ-162 продуктивністю 430 т/год та стрічкового конвеєра 2Л100КСП-01, продуктивність якого 7000 т/год. Далі гірнична маса транспортується по панельному конвеєрному уклону стрічковим конвеєром 2Л100У продуктивністю 850 т/год.

Доставка матеріалів та обладнання здійснюється по допоміжним панельним уклонам за допомогою доріг ДКНУ. Далі по ярусним вентиляційному та конвеєрному штрекам також обладнаними дорогами ДКНУ та маневровими лебідками ЛВ-25. Доставка здійснюється у вагонетках ВГ-3,3.

Перевезення людей відбувається по допоміжним панельним уклонам за допомогою доріг ДКНУ, далі по ярусним конвеєрним та вентиляційним штрекам, які обладнані дорогами ДКНУ в людських вагонетках.

2.4.4 Провітрювання дільниці

2.4.4.1 Провітрювання конвеєрного штреку (ярусного)

Кількість повітря, яке необхідно подавати у вибій розраховуються по наступним факторам:

- по виділення вуглекислого газу;
- по мінімально допустимій швидкості повітря;
- по найбільшій кількості людей в вибої;
- по мінімально допустимій швидкості повітря в при вибійному просторі з обліком температури та відносної вологості.

Кількість повітря, яке необхідно подавати у вибій по виділенню вуглекислого газу:

$$Q_{з.п.} = \frac{100 \cdot I_{з.п.}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.94)$$

де $I_{з.п.}$ - виділення вуглекислого газу, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

C - максимально допустима концентрація вуглекислого газу в при вибійному просторі при проведенні, % ($C = 0,5\%$, згідно [8]);

C_0 - концентрація вуглекислого газу в струмі повітря, поступаючого у виробку, % ($C_0 = 0,05\%$, [8]).

$$I_{з.п.} = 2 \cdot l_g \cdot m_{пл} \cdot I'_{y\delta} \cdot k_{\text{вод}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.95)$$

де l_g - довжина тупикової виробки, м ($l_d = 1000$ м);

I'_{y0} - питома виділення вуглекислого газу з оголеної поверхні пласту у вибої, $\text{м}^3/\text{хв} \cdot \text{м}^2$.

$$I'_{y0} = (9lq\rho - 0,7)10^{-5}, \text{ м}^3/\text{хв} \cdot \text{м}^2, \quad (2.96)$$

де $lq\rho$ - логарифм питомого електричного опору вугілля, ($lq\rho = 0,99$).

$$I'_{y0} = (9 \cdot 0,99 - 0,7)10^{-5} = 0,0000821 \text{ м}^3/\text{хв} \cdot \text{м}^2.$$

$k_{\text{вод}}$ - коефіцієнт враховуючий виділення вуглекислого газу із підземних вод, ($k_{\text{вод}} = 1,22$ [9])

$$I_{zn} = 2 \cdot 1000 \cdot 1,21 \cdot 0,0000621 \cdot 1,22 = 0,24 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{100 \cdot 0,24}{0,5 - 0,05} = 53 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначаємо витрати повітря по середній мінімальній швидкості по виробці:

$$Q_{zn} = 60 \cdot V_{\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.97)$$

де V_{min} - мінімальна допустима швидкість повітря, м/с ($V_{\text{min}} = 0,25$ м/с [8]);
 S - перетин виробки, м^2 ($S = 13,8 \text{ м}^2$);

$$Q_{zn} = 60 \cdot 0,25 \cdot 13,8 = 207 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Кількість повітря по мінімальній швидкості у при вибійному просторі з обліком температури та відносної вологості повітря:

$$Q_{\text{з.п.}} = 20 \cdot V_{b.\text{min}} \cdot S, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.98)$$

де $V_{b.\text{min}}$ - мінімально допустима ПБ швидкість повітря у при вибійному просторі, м/хв. (приймається згідно табл. 4 ПБ - $V_{b.\text{min}} = 1,0$ м/хв.);

$$Q_{zn} = 20 \cdot 1,0 \cdot 13,8 = 276 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати повітря, яке необхідно подавати у вибій по найбільшій кількості людей:

$$Q_{zn} = 6 \cdot n, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.99)$$

де n - найбільша кількість людей у вибої, ($n = 12$ чол.);

$$Q_{zn} = 6 \cdot 12 = 72 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Остаточно для провітрювання тупикової виробки приймаємо необхідну кількість повітря по середній мінімальній швидкості у при вибійному просторі $Q_{zn} = 276 \text{ м}^3/\text{хв.}$

Необхідний тиск вентилятора визначаємо по формулі:

$$h_e = Q_e^2 \cdot R_{mp.zh} \left(\frac{0,59}{K_{ym.mp}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}, \quad (2.100)$$

де Q_e - продуктивність вентилятора, $\text{м}^3/\text{хв.}$

$$Q_e = Q_{zn} \cdot k_{ym.mp} \cdot \text{м}^3/\text{хв.}, \quad (2.101)$$

де $k_{ym.mp}$ - коефіцієнт витіку повітря крізь трубопровід ($k_{ym.mp} = 2,15$ для гнучких вентиляційних труб типа 1А та 1Б діаметром 0,8 м) [9]

$$Q_e = 276 \cdot 2,15 = 593,4 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

де $R_{mp.zh}$ - опір трубопроводу, км

$$R_{mp.zh} = r_{mp} (l_{mp} + 20d_{mp} \cdot n_1 + 10d_{mp} \cdot n_2), \text{ км}, \quad (2.102)$$

де r_{mp} - питомий опір гнучкого трубопроводу без витоків, км/м ($r_{mp} = 0,0064$ км/м – для трубопроводу діаметром 0,8 м [9]);

l_{mp} - довжина трубопроводу, м ($l_{mp} = 1000$ м);

d_{mp} - діаметр трубопроводу, м ($d_{mp} = 0,8$ м);

n_1, n_2 - кількість повороті трубопроводу на 90° та 45° відповідно.

$$R_{mp.zh} = 0,0064(1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0,1) = 4,67 \text{ км}$$

$$h_e = 9,86^2 \cdot 4,67 \left(\frac{0,59}{2,15} + 0,41 \right)^2 = 213 \text{ даПа}$$

Вибір вентилятора робимо по $Q_e = 9,86 \text{ м}^3/\text{с}$ та $h_e = 213 \text{ даПа}$.

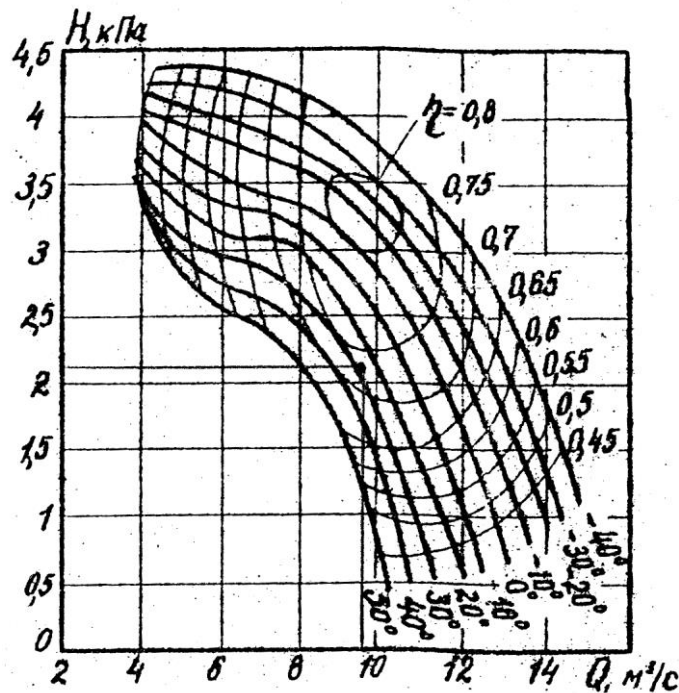


Рисунок 2.4 – Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМ-8М
Крапка з координатами $Q_e = 9,86 \text{ м}^3/\text{с}$ та $h_e = 213 \text{ даПа}$ лягає на характеристику вентилятора з кутом наклону лопаток спрямовуючого апарата $+30^\circ$.
Приймаємо для провітрювання конвеєрного штреку вентилятор ВМ-8М.

2.4.4.2 Провітрювання виймальної ділянки пласта

Виходячи з прийнятої системи розробки, приймаємо схему провітрювання 1М-М-н-Вг.

Кількість повітря необхідне для провітрювання виймальної ділянки по виділенню вуглекислого газу.

Кількість повітря, яке необхідне для провітрювання виймальної ділянки:

$$Q_{oil} = \frac{100 \cdot I_e \cdot k_n}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.103)$$

де I_e - фактичне виділення вуглекислого газу в межах виймальної ділянки, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

k_n - коефіцієнт нерівномірності виділення ($k_n=1,6$ – приймається по табл. 6.3 [9])

Фактичне виділення вуглекислого газу в межах ділянки:

$$I_{oo} = k_{ood}(I_{or} + I_{en}), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.104)$$

де $k_{\text{сод}}$ - коефіцієнт, враховуючий виділення вуглекислого газу з підземних вод ($k_{\text{сод}}=1,2$);

$I_{\text{ор}}, I_{\text{ен}}$ - відповідно виділення вуглекислого газу із очисного вибою та виробленого простору.

$$I_{\text{ор}} = I_{\text{yd}} \cdot l_{\text{ор}} \cdot m_n \cdot k_{\text{дон}} \cdot k_{\text{ey}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.105)$$

де I_{yd} - питома виділення вуглекислого газу з відкритої поверхні в очисному вибої, $\text{м}^3/\text{хв.} \cdot \text{м}^2$;

$l_{\text{ор}}$ - довжина лави, м ($l_{\text{ор}} = 200$ м);

m_n - потужність пласта, м ($m_n = 1,21$ м);

$k_{\text{ор}}$ - коефіцієнт, враховуючий продуктивність очисного вибою;

k_{ey} - коефіцієнт, враховуючий спосіб виймання вугілля;

$$k_{\text{дор}} = 0,45 \cdot 10^{-3} \cdot A_{\text{ор}} + 0,85, \quad (2.106)$$

де $A_{\text{ор}}$ - навантаження на лаву, т/доб. ($A_{\text{ор}} = 2600$ т/доб.);

$$k_{\text{дор}} = 0,45 \cdot 10^{-3} \cdot 2600 + 0,85 = 2,02$$

$$I_{\text{yd}} = (5,5 \cdot lq\rho + 12,4) \cdot 10^{-4}, \text{ м}^3/\text{хв.} \cdot \text{м}^2, \quad (2.108)$$

де $lq\rho$ - логарифм питомого електричного опору вугілля ($lq\rho = 0,99$);

$$I_{\text{yd}} = (5,5 \cdot 0,99 + 12,4) \cdot 10^{-4} = 0,0018, \text{ м}^3/\text{хв.} \cdot \text{м}^2$$

$$I_{\text{ор}} = 0,0018 \cdot 200 \cdot 1,21 \cdot 2,02 \cdot 1 = 0,88, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$I_{\text{ен}} = \frac{l_{\text{ор}} \cdot m_n \cdot l_{\text{bn}}}{3 \cdot 10^4 \cdot lq\rho + l_{\text{ор}} \cdot 1,9 \cdot m_n \cdot l_{\text{dn}}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.108)$$

де l_{bn} - довжина виймального стовпа, м ($l_{\text{bn}} = 1000$ м);

$$I_{\text{ен}} = \frac{200 \cdot 1,21 \cdot 1000}{3 \cdot 10^4 \cdot 0,99 + 1,9 \cdot 200 \cdot 1,21 \cdot 1000} = 0,49, \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$I_{\text{оін}} = 1,22(0,88 + 0,49) = 1,67 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{\text{оін}} = \frac{100 \cdot 1,67 \cdot 1,6}{0,5 - 0,05} = 594 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

$$Q_{or} = \frac{100 \cdot 0,88 \cdot 1,6}{0,5 - 0,05} = 313 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розрахунок кількості повітря для провітрювання очисного вибою по газам, які утворюються при вибухових роботах не провидимо за їх відсутністю.

2.4.5 Електропостачання ділянки

У лаві використовується механізований комплекс 2МКД-90 з комбайном К103 та скребковим конвеєром СПЦ-162. Для живлення силових споживачів приймаємо напругу 660В.

Для вибору потужності трансформаторної підстанції ділянки визначаємо сумарну потужність електродвигунів ділянки розрахунок приведений у таблиці 2.18.

По розрахунковій потужності трансформатора для живлення споживачів лави приймаємо пересувну трансформаторну підстанцію типа КТПВ-400/6-0,69.

Таблиця 2.18 – Розрахунок потужностей двигунів споживачів ділянки

Найменування машин і механізмів	Напруга	Тип двигуна	Номінальна потужність кВт	Кількість	Сумарна потужність, кВт	Коефіцієнт потужності номінальний	к.к.д. номінальний	Коефіцієнт завантаження	Фактична потужність двигуна, кВт
СПЦ-162	660	2ЭДКОФ250М4	110	4	440	0,89	0,93	0,75	409
К103М	660	2ЭКВ 3,5-90	90	2	180	0,92	0,93	0,75	167
СНТ-32	660	АІУМ 225М4	55	2	110	0,9	0,91	0,75	100
ЛВ-25	660	ВАО-12-2	20,5	1	20,5	0,92	0,93	0,75	19

На ділянці застосовується автоматичний вимикач АВ, так як відстань до трансформаторної підстанції дорівнює 160 м. Відключення вимикача у випадку виникнення струмів короткого замикання здійснюється блоком максимального токового захисту типа ПМЗ.

На ділянці п'ять споживачів: комбайн К103М, конвеєр СПЦ-162 (2 шт.), насосна станція СНТ-32 та маневрова лебідка ЛВ-25. Для живлення комбайна та конвеєрів по номінальній потужності їх двигунів приймаємо пускачі типа ПВИ-250, для живлення насосної станції та маневрової лебідки по номінальній потужності їх двигунів приймаємо пускачі типа ПВИ-63, вибухобезпечного виконання.

В якості кабелів, які з'єднують споживачі з пускателями використовуються гнучкі кабелі збільшеної міцності типа КГЭШ або КОГВЭШ.

Місцеві заземлювачі розташовуються у водостічних канавках. Вони виконуються зі сталевих смуг шириною 0,15 м, товщиною 2,5 мм, довжиною 3 м. На дно канавки кладеться шар піску товщиною 30 мм, потім кладеться сталеві смуга і засипається шаром суміші піску та дрібної породи товщиною 100 мм. Відстань між заземлителями становить 5 м. Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику.

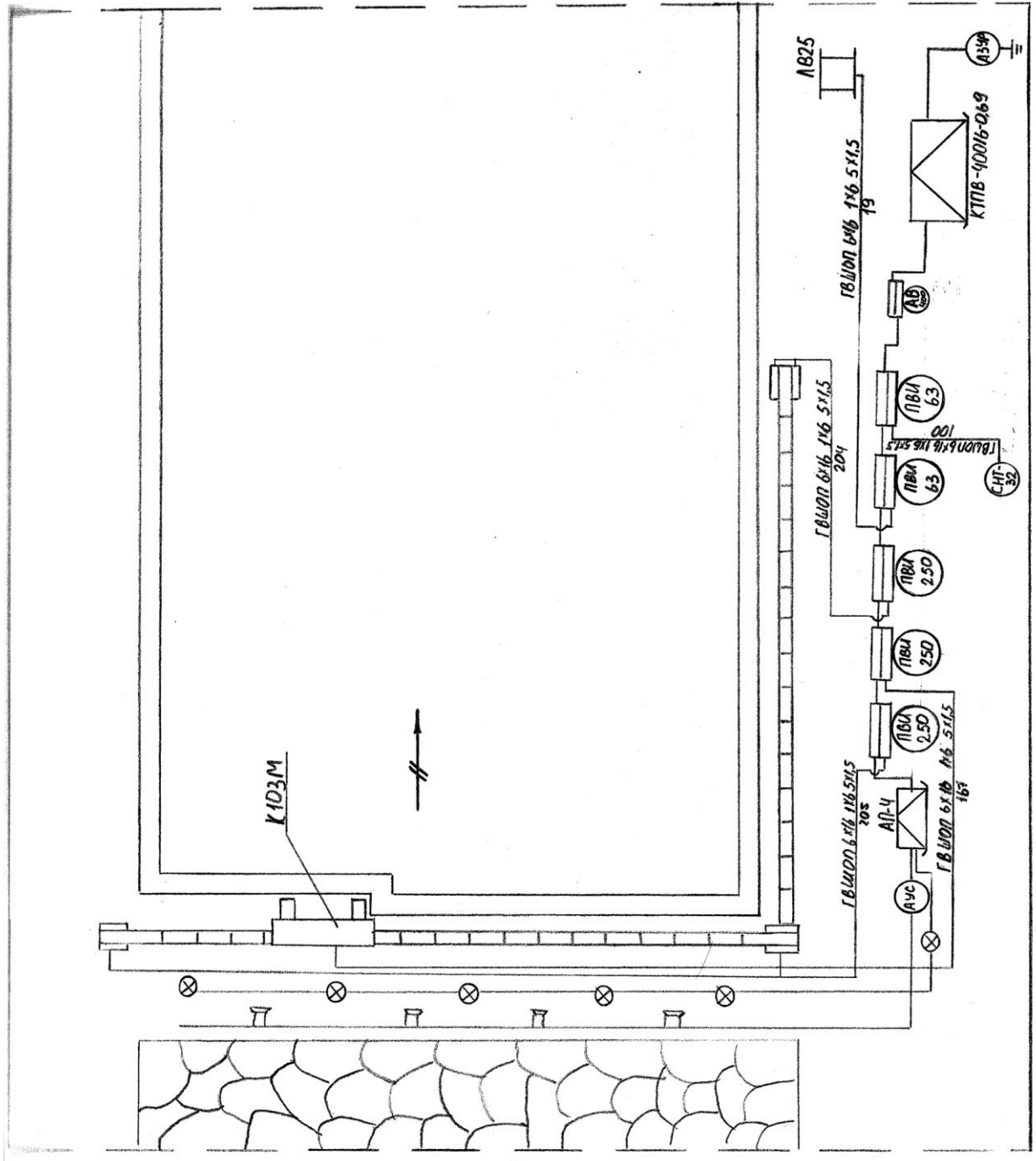


Рисунок 2.5 – Схема електропостачання дільниці

На сполученнях лави з підготовчими виробками, а також в місцях перевантажування вугілля встановлюються телефонні апарати. У лаві та на конвеєрному штреку передбачений гучномовний зв'язок. В якості засобів зв'язку та сигналізації

по очисному вибою приймаємо апаратуру АС-3Т, яка експлуатується одночасно з апаратурою керування АУПС. [10].

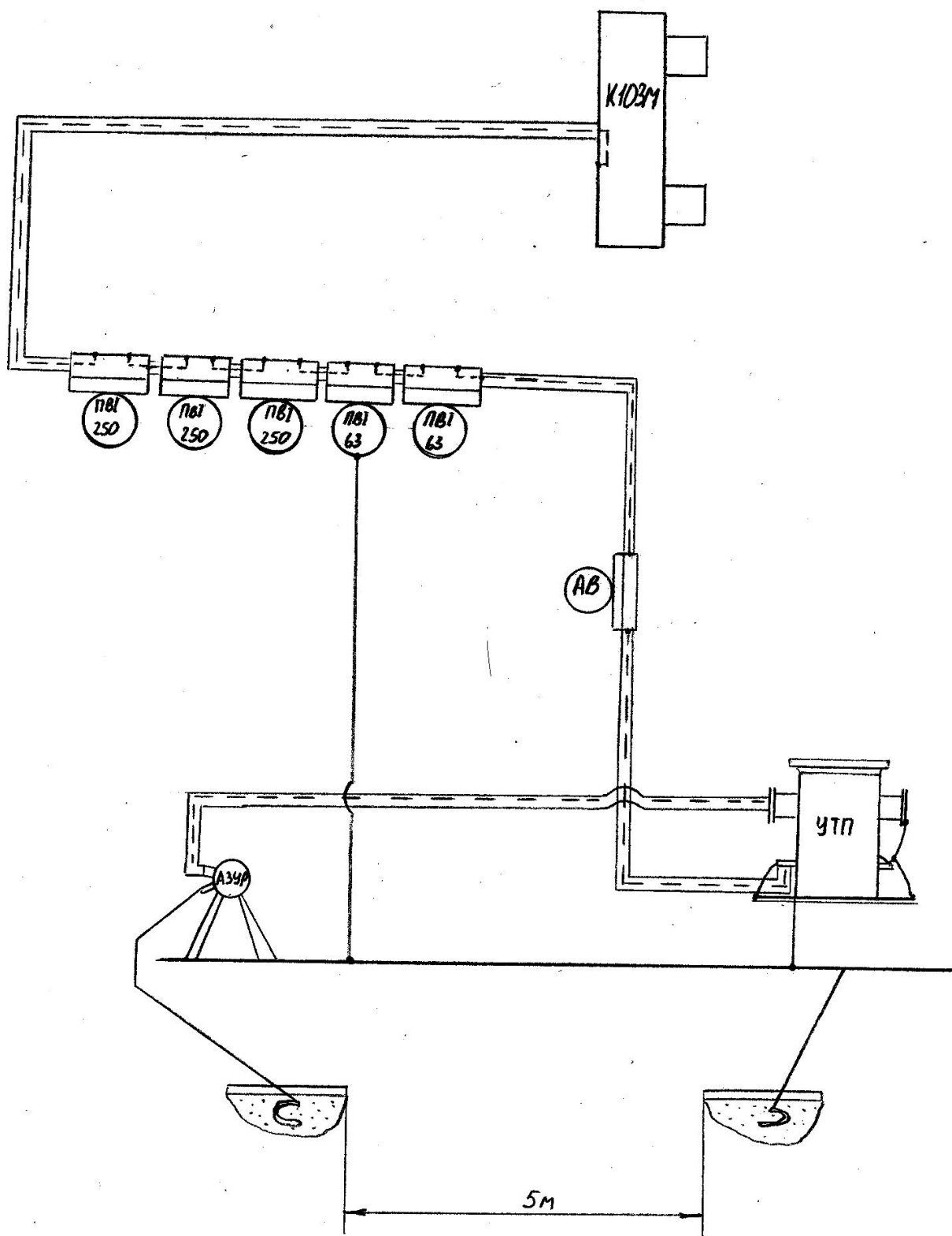


Рисунок 2.5 – Схема заземлення

2.5 Охорона праці

2.5.1 Санітарія та гігієна

У будівлях АПК, котельній, пральні передбачені душові, умивальники з подачею холодної та гарячої води. Для миття використовується вода питної якості. У душових і вбиральнях АПК передбачені поливальні крани з шлангами для миття полів та стін. Спідній одяг підземного робітника проходить щоденне прання, верхній одяг один раз на 10 днів. Промаслений одяг відпирається хімчисткою.

В якості індивідуальних засобів захисту від пилу використовуються протипилові респіратори тривалого використання Ф-62Ш. В якості індивідуальних засобів захисту – саморятувальники типу ШСС-1М.

Для вимірювання вмісту метану та вуглекислого газу приймаємо інтерферометри ШИ-11, якими забезпечуються ІТР та електрослюсарі.

2.5.2 Загальні положення

На шахті передбачено три виходи на поверхню, клітьовий ствол № 3, повітряпостачальний ствол та західний вентиляційний ствол.

Кожні 6 місяців головним інженером та командиром взводу ДВГРС, що обслуговує шахту, складається план ліквідації аварій, який затверджується технічним директором організації, до якої входить шахта.

У плані ліквідації аварії передбачаються заходи, які забезпечують:

- порятунок людей, захоплених аварією;
- ліквідацію аварії та попередження її розвитку.

На випадок пожежі план ліквідації складається на усі гірничі виробки шахти, надшахтні будівлі та спорудження, при пожежі в яких продукти горіння можуть потрапити в шахту.

2.5.3 Оперативна частина плану ліквідації аварії

При пожежі на ярусному вентиляційному штреку, люди які знаходяться у лаві та на ярусному конвеєрному штреку, вмикаються у само рятівники та виходять на свіжий струмінь повітря: з ярусного конвеєрного штреку – на допоміжний уклон.

Люди, які знаходяться на ярусному вентиляційному штреку, приймають заходи щодо локалізації очата загоряння, та приступають до гасіння пожежі в залежності від обставин.

Таблиця 2.22 – Пожежа у ярусному вентиляційному штреку

Заходи щодо порятунку людей та ліквідації аварії	Відповідальний за виконання / Виконавець
1. Негайний виклик обслуговуючого шахту взводу ДВГРС	Гірничий диспетчер / Телефоністка
2. Вибір вентиляційного режиму	Головний інженер / Головний механік
3. Відключити електропостачання дільниці	Головний енергетик / Черговий підстанції на поверхні
4. Сповістити всіх людей, які знаходяться на аварійній ділянці та вивести їх з шахти	Гірничий диспетчер / Змінні ІТР дільниці, члени ДГК
5. Направити членів ДГК з респіраторами та засобами пожежегасіння з пункту ДГК по вентиляційному штреку для гасіння пожежі	Гірничий диспетчер / Начальник ДГК, члени ДГК
6. Забезпечити подачу води по ярусному вентиляційному штреку	Головний механік / Черговий слюсар
7. Скерувати: 1-е відділення ДВГРС по клітьовому стволу, квершлагу, західному польовому штреку, квершлагу № 1, повітряпостачальному штреку, допоміжному уклону, ярусному вентиляційному штреку для обслідування аварійної дільниці до осередку пожежі та виводу людей на свіжий струмінь і далі на поверхню. 2-е відділення (тим самим маршрутом) для ліквідації пожежі.	Головний інженер, гірничий диспетчер / Командир ДВГРС

3. СПЕЦІАЛЬНА ЧАСТИНА

Критерієм оптимальності вибору очисного устаткування є мінімум витрат, віднесених до 1 т видобутку по очисним роботам, проведенню монтажних камер і відрахувань на амортизацію забійного устаткування з урахуванням економічного збитку, викликаного утратою видобутку при усуненні відмов. Формула для визначення сумарних питомих витрат має вигляд:

$$\Sigma C = \frac{C_1}{l_n} + \left(\frac{C_1}{A_n} + C_{П1} \right) \cdot l_n + C_{П2} \cdot l_n^2 + C_{П3} \cdot l_n^3, \quad (3.1)$$

- де A_n – максимальне добове навантаження на лаву, т;
 C_1, C_2 – постійні величини які характеризують витрати на очисні роботи, проведення монтажних камер та амортизацію оснащення;
 $C_{П1}, C_{П2}, C_{П3}$ – постійні величини які характеризують витрати зв'язані з утратою добитку при ліквідації відказів.

Довжина лави і швидкість посування вибою тісно зв'язані між собою, а отже їхні оптимальні параметри також повинні визначатися спільно.

Рішення задачі – загальне для аналітичного методу: математично це суми питомих витрат як функція від довжини лави. Після береться перша похідна і прирівнюється до нуля. З отриманого рівняння знаходиться оптимальна довжина лави, що відповідає мінімуму витрат на 1 т запасів виймальної ділянки. У витрати включаються витрати на заробітну плату робітників, амортизацію устаткування і проведення виробок

Капітальні витрати визначаються по формулі:

$$K = 10^3 \cdot [a_1 + a_3 + L_n \cdot (a_2 + a_4)], \quad (3.2)$$

де a_1, a_3, a_2, a_4 – коефіцієнти капітальних витрат.

Експлуатаційні витрати в очисному вибої визначаються по формулі:

$$C = \frac{1}{0,3 \cdot A_{сум}} \left\{ \begin{array}{l} C_1 + C_2 \cdot L_n + C_3 \cdot m + C_4 \cdot v_{сум} + \left[\epsilon + 0,28 \cdot \left(\frac{A_{сум}}{A_{ло}} - 1 \right) + 10^{-3} \cdot 1,5 \cdot (L_n - L_0) \right] \cdot \\ \cdot \left(\left(0,07 \cdot L \cdot \frac{1}{v_p} + 0,12 \right) + 12 \right) + \epsilon_1 + \epsilon_2 \cdot (L_n - L_0) + 0,33 \cdot (a_1 + a_3 + L_n \cdot (a_2 + a_4)) \end{array} \right\} \quad (3.3)$$

- де $A_{сум}$ – добова навантаження на лаву, т/сут,
 $A_{ло}$ – таблична навантаження на лаву, т/сут;
 L_n – довжина лави, м;

- L_0 – таблична довжина лави, м;
 m – потужність пласту, м;
 $v_{сут}$ – добове подвигання лави, м/доб;
 v_p – робоча швидкість подачі комбайна, м/хв;
 a_1, a_2, a_3, a_4 – коефіцієнти капітальних витрат;
 C_1, C_2, C_3, C_4 – коефіцієнти які впливають на тип приймальної кріпи у очисному вибою;

Зміна довжини очисного вибою приводять до змін капітальних і експлуатаційних витрат, отже можна підібрати оптимальну довжину лави, при якій перераховані вище витрати будуть найменшими. З іншої сторони фактором, що впливає, при виборі очисного устаткування є його продуктивність (добове навантаження), що у свою чергу також залежить від довжини лави. У такий спосіб для загальної оцінки ефективності застосовуваного очисного устаткування необхідно використовувати показник, що включав би в себе витрати (капітальні й експлуатаційні) у сполученні з продуктивністю очисного устаткування. Як такий показник пропонується використовувати відношення добовому навантаженню до суми капітальних і експлуатаційних витрат.

3.1 Вибір очисного обладнання по гірничо-геологічним умовам

При виборі очисного обладнання враховуємо наступні фактори:

- виймальна мінімальна та максимальна потужність пласта;
- опір вугілля різанню;
- кут падіння пласту;
- категорії бокових порід по обвальності та стійкості;
- наявність порушень, включень у пласт, тощо.

Проаналізувавши кожний з факторів приймаємо три варіанти очисного обладнання:

1 Варіант – механізований комплекс 1КМ103, у складі:

- виймальний комбайн 1К103М;
- скребковий конвеєр СП202В1;
- механізоване кріплення МК103;
- масло станція СНТ32;
- кріп сполучення КСШ5А;
- запобіжна лебідка ЗЛП.

2 Варіант – механізований комплекс 1МКД90 у складі:

- виймальний комбайн КА90;
- скребковий конвеєр СП250;
- механізоване кріплення 1КД90,
- насосна станція СНТ32;
- кріплення сполучення КСД90;
- запобіжна лебідка ЗЛП.

3 Варіант – механізований комплекс КМ137 з обладнанням:

- виймальний комбайн 1К101;
- скребковий конвеєр СП202;
- механізоване кріплення М137;
- насосна станція СНТ32;
- кріплення сполучення КСШ5А;
- запобіжна лебідка ЗЛП.

Перевіримо кожний варіант по реакції стійок. Реакція стійок першого ряду визначається по формулі

$$R_1 = \frac{\gamma_n \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_u)^2 \cdot (b_1 - b) \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}, \text{ тс} \quad (3.4)$$

- де γ_n – питома маса породи, т/м³;
 h_1 – потужність безпосередньої покрівлі, м;
 b_1 – максимальна ширина при забійного простору, м;
 b – ширина при забійного простору до виїмки вугілля, м;
 l_u – крок обвалення безпосередньої покрівлі, м;
 a_2 – відстань між осями секцій, м.

Реакцію задньої стійки визначимо по формулі

$$R_2 = \frac{\gamma_n \cdot h_1 \cdot (b_1 + l_u)^2 \cdot b_1 \cdot a_2}{2 \cdot [b_1^2 + (b_1 - b)^2]}, \text{ тс} \quad (3.5)$$

1 Варіант

$$R_1 = \frac{2,77 \cdot 6 \cdot (5,54 + 4)^2 \cdot (5,54 - 4,74) \cdot 1,0}{2 \cdot [5,54^2 + (5,54 - 4,74)^2]} = 155, \text{ тс}$$

$$R_2 = \frac{2,77 \cdot 6 \cdot (5,54 + 4)^2 \cdot 5,54 \cdot 1,0}{2 \cdot [5,54^2 + (5,54 - 4,74)^2]} = 174,6, \text{ тс}$$

2 Варіант

$$R_1 = \frac{2,77 \cdot 6 \cdot (5,17 + 4)^2 \cdot (5,17 - 4,37) \cdot 1,0}{2 \cdot [5,17^2 + (5,17 - 4,37)^2]} = 112,4, \text{ тс}$$

$$R_2 = \frac{2,77 \cdot 6 \cdot (5,17 + 4)^2 \cdot 5,17 \cdot 1,0}{2 \cdot [5,17^2 + (5,17 - 4,37)^2]} = 138,6, \text{ тс}$$

3 Варіант

$$R_1 = \frac{2,77 \cdot 6 \cdot (4,88 + 4)^2 \cdot (4,88 - 4,08) \cdot 1,0}{2 \cdot [4,88^2 + (4,88 - 4,08)^2]} = 106,3, \text{ тс}$$

$$R_2 = \frac{2,77 \cdot 6 \cdot (4,88 + 4)^2 \cdot 4,88 \cdot 1,0}{2 \cdot [4,88^2 + (4,88 - 4,08)^2]} = 132,1, \text{ тс}$$

Реакції кріплень складають відповідно 280, 280 та 270 тс, що цілком задовольняє, отже по реакції кріплень усі три варіанта можливі для застосування. Перевіримо прийняти варіанти по мінімальній та максимальній висоті кріпи.

Визначимо максимальну величину опускання покрівлі по формулі

$$h = \alpha \cdot m \cdot l_3, \text{ м} \quad (3.6)$$

де α – коефіцієнт, що враховує клас покрівлі, $\alpha=0,015$;
 l_3 – відстань від вибою до задніх стійок кріплення, м.

$$h = 0,015 \cdot 1,7 \cdot 3,63 = 0,08, \text{ м.}$$

Конструктивна висота механізованого кріплення повинна задовольняти умовам

$$H_{\min} \leq m_{\min} - b - t - h, \text{ м} \quad (3.7)$$

$$H_{\max} \leq m_{\max} + h, \text{ м} \quad (3.8)$$

де m_{\min} і m_{\max} – фактична мінімальна і максимальна потужність пласта, що виймається, м;

b – запас розсувності кріплення на навантаження від тиску, $b=0,05$ м;

t – сумарна товщина породної подушки під підставою і перекриттям секцій, $t=0,03$ м;

h – максимальна величина опускання покрівлі, $h=0,08$ м.

Мінімальна висота: $0,8 - 0,05 - 0,03 - 0,08 = 0,64$ м,

Мінімальна висота: $0,8 + 0,08 = 0,88$ м.

Отже, усі варіанти можуть бути використані.

3.2 Розрахунок техніко - економічних показників по варіантам

Приймаємо наступний режим роботи видобувної ділянки: одна зміна ремонтна, три зміни по видобутку вугілля. Розрахунок об'ємів робіт, комплексної норми виробки та розцінки:

Коефіцієнт циклічності розраховується по формулі

$$k_u = \frac{H_{вст}}{D_k}, \quad (3.9)$$

де D_k – видобуток вугілля комбайном, т ($D_k = D_u$, в лаві немає ніш);
 $H_{вст}$ – встановлена норма виробки на виймання вугілля комплексом з обліком поправних коефіцієнтів

$$H_{вст} = H_m \cdot k_1 \cdot k_3, \text{ т} \quad (3.10)$$

H_m – норма виробки таблична, т;
 k_1 – поправний коефіцієнт на роботу комплексу зі швидкістю;
 k_3 – поправний коефіцієнт на щільність вугілля.

Нормативна трудомісткість, яка приведена к одному циклу, розраховується по формулі

$$T_u = \frac{T_m}{k_u}, \text{ чол.-зм.} \quad (3.11)$$

де T_m – трудомісткість таблична (норма обслуговування комплексу), чол.- зм.

Трудомісткість машиніста гірничо - виймальних машин розраховується по формулі

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{k_u}, \text{ чол. - зм} \quad (3.12)$$

Трудомісткість робітника очисного вибою розраховується по формулі

$$T_{ГРОВ} = T_u - T_{МГВМ}, \text{ чол.-зм.} \quad (3.13)$$

Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки зводимо у таблицю 2.

Комплексна норма виробки розраховується по формулі

$$H_k = \frac{D_u}{\Sigma T}, \text{ т/чол-зм.} \quad (3.14)$$

Комплексна розцінка розраховується по формулі

$$P_k = \frac{\Sigma ЗП}{D_u}, \text{ грн/т} \quad (3.15)$$

Знаходимо явочну чисельність ГРОВ на дільниці по формулі

$$Ч_{\text{яв}} = \frac{D_{\text{сут}}}{I_k}, \text{ чол.} \quad (3.16)$$

де $D_{\text{сут}}$ – добове навантаження на очисний вибій, т/доб.

Кількість ГРОВ по списку знаходиться по формулі

$$Ч_{\text{сп}} = Ч_{\text{яв}} \cdot k_{\text{сп}}, \text{ чол.} \quad (3.17)$$

де $k_{\text{сп}}$ – коефіцієнт облікового складу (приймаємо $k_{\text{сп}} = 1,81$).

Згідно виймального обладнання приймаємо явочну кількість електрослюсарів 10 чоловік, з них 7 – в ремонтну зміну, а 3 чоловіка – позмінно.

Розрахунок фактичної заробітної плати проводимо по наступним структурним елементам:

- пряма заробітна плата;
- премія на пряму заробітну плату;
- доплата за роботу в нічний час;
- премія на нічні;
- доплата за пересування від стволу к робочому місту.

Пряма заробітна плата знаходиться по формулі

$$ЗП_{\text{пр}} = D_{\text{міс}} \cdot P_k, \text{ грн.} \quad (3.18)$$

де $D_{\text{міс}}$ – місячний фактичний видобуток вугілля з очисного вибою, т

Премія на пряму заробітну плату розраховується по формулі

$$П_{\text{пр}} = ЗП_{\text{пр}} \cdot 0,4, \text{ грн.} \quad (3.19)$$

Доплата за роботу в нічний час розраховується у розмірі 40% часової тарифної ставки. Нічним вважається час з 22-00 до 6-00.

Доплата за пересування від ствола до робочого міста розраховується по формулі

$$D_n = C_{яв} \cdot N_{міс} \cdot t_n \cdot 2,29, \text{ грн.} \quad (3.20)$$

де t_n – тривалість пересування від ствола к робочому місту, год. (приймаємо $t_n = 1$ год.);

2,29 – доплата за один час пересування, грн.

Усі розрахунки зводимо в таблиці.

Таблиця 3.1 – Розрахунок норми виробки і розцінки (1 варіант)

Назва робіт	Одиниця виміру	Обсяг робіт на цикл	Норма виробітку			Трудовісткість чол./змін	Тарифна ставка, грн	Сума прямої зарплати, грн	Підстава для встановлення норми виробітку
			по збір-нику	поправочний коефіцієнт	встановлена норма ви-робітку, т				
Виїмка ву-гілля ком-байном	т	198	545	0,9	490,5	4,36			ЕНВ §3 т 6 п. 14
Машиніст комбайна						0,4	406,42	162,57	
ГРОВ 5р						3,96	360,96	1429,40	
Викладення БЖБТ	тумб	2	5,19	-	5,19	0,39	360,96	140,77	ЕНВ §43 т. 76 п. 26
Викладення кострів	шт.	0,8	11,8	0,9	10,62	0,08	360,96	28,88	ЕНВ §41 т. 74 п. 36
Доставка стійок	шт.	14	445	0,66	293,7	0,05	360,96	18,05	
Пересування кріплення сполучення	в перед.	2	2	0,9	1,8	1,11	360,96	400,67	ЕНВ §52 т.65 п. 16
Разом						5,99		2180,34	

НК = 33,06 т/(чол.·зм.)

РК = 11,01 грн/т

Пряма місячна зарплата: 25320 т × 11,01 грн./т = 278773,2 грн.

Таблиця 3.2 – Розрахунок штату і фонду оплати праці по видобувній дільниці (1 варіант)

Місце і вид роботи	Професія робітника	Чисельність робітників					За списком	Тарифна ставка, оклад	Місячний фонд оплати праці, грн.				Всього
		за добу	у тому числі по змінах						Прямий	Доплати			
			1	2	3	4				Премія	Нічні	Інші	
Виймка вугілля	ГРОВ	30	–	10	10	10	53	360,96	278773	69693	74340	30672	453478
Обслуговування механізмів	електрослюсар	10	7	1	1	1	18	280,68	111149	27787	8892	9068	156897
Ремонтна ланка	ГРОВ	10	10	–	–	–	10	360,96	79411	19853	–	5038	104302
Разом робітники		50	17	11	11	11	81	–	469334	117333	83231	44778	714677
Нач. дільниці		1	–	1	–	–	1	11090	11090	2773	–	504	14366
Зам. нач. дільниці		1	–	–	1	–	1	9970	9970	2493	3988	504	16954
Пом. нач. дільниці		1	–	–	–	1	1	9420	9420	2355	3768	504	16047
Механік		1	1	–	–	–	1	9970	9970	2493	–	504	12966
Гірничий майстер		4	1	1	1	1	7	8780	61460	15365	12292	3527	92644
Разом ІТР		8	2	2	2	2	11	–	101910	25478	20048	5542	152977
Усього		58	19	13	13	13	92	–	571244	142811	103279	50320	867654

Таблиця 3.3 – Розрахунок витрати матеріалів по видобувній дільниці (1 варіант)

Матеріал	Од вим.	Норма витрат на одиницю обсягу	Місячний обсяг робіт, т	Витрати матеріалу на місяць	Ціна на одиницю виміру, грн.	Вартість витрат матеріалів за місяць, грн.
Лісоматеріал	м ³ /1000т	4	25320	101,3	850	86105
БЖБТ	шт/1000т	50	25320	1266	140	177240
Масило	кг/1000т	5,6	25320	141,8	56	7940,8
Зубки	шт/1000т	13,6	25320	344,4	280	96432
Різці	шт/1000т	43,8	25320	1109	180	199620
Кабель	м	-	-	190	872	165680
Ланцюг конвеєра	м	-	-	100	150	15000
Риштаки	м	-	-	5	1098	5490
Шланг гумовий	м	-	-	300	326	97800
Разом						851307,8
Невраховані						85130,8
Усього						936438,6

Таблиця 3.4 – Розрахунок вартості обладнання і визначення амортизаційних відрахувань по видобувній ділянці

Обладнання	Кіль-ть	Ціна за одиницю. тис. грн.	Загальна вартість. тис. грн.	Витрати на монтаж (15%) тис. грн.	Разом первісна вартість, тис. грн.	Річна норма амортизаційних вирахувань, %	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.	Місячна сума амортизаційних відрахувань, грн.
1К103М	1	558	558	83,7	641,7	15	96,3	8021,3
МК103	1	4677	4677	701,55	5378,55	15	806,8	67231,9
СП202В1	1	465	465	69,75	534,75	15	80,2	6684,4
Кріплення сполучення	2	12	24	3,6	27,6	15	4,1	345,0
СНТ-32	2	48	96	14,4	110,4	15	16,6	1380,0
ТКО-СО	2	3,8	7,6	1,14	8,74	15	1,3	109,3
АВ-320	1	8,04	8,04	1,206	9,246	15	1,4	115,6
ПВ-250	4	8,06	32,24	4,836	37,076	15	5,6	463,5
ЛГКН	1	9,6	9,6	1,44	11,04	15	1,7	138,0
ПТК-1	1	8,5	8,5	1,275	9,775	15	1,5	122,2
ТСВП-630/6	1	38,2	38,2	5,73	43,93	15	6,6	549,1
АП-4	1	7,2	7,2	1,08	8,28	15	1,2	103,5
Разом					6821,1			85263,6

Таблиця 3.5 – Калькуляція собівартості 1 т вугілля по видобувній ділянці

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн.	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1 т вугілля, грн.	Питома вага елемента, % до підсумку
Оплата праці	867654	25320	34,268	38,5%
Відрахування	364414,7	25320	14,392	16,2%
Допоміжні матеріали	936438,6	25320	36,984	41,5%
Амортизація	85263,6	25320	3,367	3,8%
Разом			89,01	100,0%

Таблиця 3.6 – Розрахунок норми виробітку і розцінки (2 варіант)

Назва робіт	Одиниця виміру	Обсяг робіт на цикл	Норма виробітку			Трудомісткість чол./змін	Тарифна ставка, грн	Сума прямої зарплати, грн	Підстава для встановлення норми виробітку
			по збір-нику	поправочний коефіцієнт	встановлена норма ви-робітку, т				
Виїмка ву-гілля ком-байном	т	198	545	0,9	490,5	4,36			ЕНВ §3 т 6 п. 14
Машиніст комбайна						0,4	406,42	162,57	
ГРОВ 5р						3,96	360,96	1429,40	
Викладення БЖБТ	тумб	2	5,19	-	5,19	0,39	360,96	140,77	ЕНВ §43 т. 76 п. 26
Викладення кострів	шт.	0,8	11,8	0,9	10,62	0,08	360,96	28,88	ЕНВ §41 т. 74 п. 36
Доставка стійок	шт.	14	445	0,66	293,7	0,05	360,96	18,05	
Пересування кріплення сполучення	в перед.	2	2	0,9	1,8	1,11	360,96	400,67	ЕНВ §52 т.65 п. 16
Разом						5,99		2180,34	

НК = 33,06 т/(чол.·зм.)

РК = 11,01 грн/т

Пряма місячна зарплата: 25320 т × 11,01 грн./т = 278773,2 грн.

Таблиця 3.7 – Розрахунок штату і фонду оплати праці по видобувній дільниці (2 варіант)

Місце і вид роботи	Професія робітника	Чисельність робітників					За списком	Тарифна ставка, оклад	Місячний фонд оплати праці, грн.				Всього
		за добу	у тому числі по змінах						Прямий	Доплати			
			1	2	3	4				Премія	Нічні	Інші	
Виймка вугілля	ГРОВ	30	–	10	10	10	53	360,96	278773	69693	74340	30672	453478
Обслуговування механізмів	електрослюсар	10	7	1	1	1	18	280,68	111149	27787	8892	9068	156897
Ремонтна ланка	ГРОВ	10	10	–	–	–	10	360,96	79411	19853	–	5038	104302
Разом робітники		50	17	11	11	11	81	–	469334	117333	83231	44778	714677
Нач. дільниці		1	–	1	–	–	1	11090	11090	2773	–	504	14366
Зам. нач. дільниці		1	–	–	1	–	1	9970	9970	2493	3988	504	16954
Пом. нач. дільниці		1	–	–	–	1	1	9420	9420	2355	3768	504	16047
Механік		1	1	–	–	–	1	9970	9970	2493	–	504	12966
Гірничий майстер		4	1	1	1	1	7	8780	61460	15365	12292	3527	92644
Разом ІТР		8	2	2	2	2	11	–	101910	25478	20048	5542	152977
Усього		58	19	13	13	13	92	–	571244	142811	103279	50320	867654

Таблиця 3.8 – Розрахунок витрати матеріалів по видобувній дільниці (2 варіант)

Матеріал	Од вим.	Норма витрат на одиницю обсягу	Місячний обсяг робіт, т	Витрати матеріалу на місяць	Ціна на одиницю виміру, грн.	Вартість витрат матеріалів за місяць, грн.
Лісоматеріал	м ³ /1000т	4	25320	101,3	850	86105
БЖБТ	шт/1000т	50	25320	1266	140	177240
Масило	кг/1000т	5,6	25320	141,8	56	7940,8
Зубки	шт/1000т	13,6	25320	344,4	280	96432
Різці	шт/1000т	43,8	25320	1109	180	199620
Кабель	м	-	-	190	872	165680
Ланцюг конвеєра	м	-	-	100	150	15000
Риштаки	м	-	-	5	1098	5490
Шланг гумовий	м	-	-	300	326	97800
Разом						851307,8
Невраховані						85130,8
Усього						936438,6

Таблиця 3.9 – Розрахунок вартості обладнання і визначення амортизаційних відрахувань по видобувній ділянці

Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, тис. грн.	Загальна вартість, тис. грн.	Витрати на монтаж (15%) тис. грн.	Разом первісна вартість, тис. грн.	Річна норма амортизаційних вирахувань, %	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.	Місячна сума амортизаційних відрахувань, грн.
КА90	1	648	648	97,2	745,2	15	111,8	9315,0
1КД90	1	6271	6271	940,65	7211,65	15	1081,7	90145,6
СП250	1	512	512	76,8	588,8	15	88,3	7360,0
Кріплення сполучення	2	12	24	3,6	27,6	15	4,1	345,0
СНТ-32	2	48	96	14,4	110,4	15	16,6	1380,0
ТКО-СО	2	3,8	7,6	1,14	8,74	15	1,3	109,3
АВ-320	1	8,04	8,04	1,206	9,246	15	1,4	115,6
ПВ-250	4	8,06	32,24	4,836	37,076	15	5,6	463,5
ЛГКН	1	9,6	9,6	1,44	11,04	15	1,7	138,0
ПТК-1	1	8,5	8,5	1,275	9,775	15	1,5	122,2
ТСВІІ-630/6	1	38,2	38,2	5,73	43,93	15	6,6	549,1
АП-4	1	7,2	7,2	1,08	8,28	15	1,2	103,5
Разом					8811,7			110146,7

Таблиця 3.10 – Калькуляція собівартості 1 т вугілля по видобувній ділянці (2 варіант)

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн.	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1 т вугілля, грн.	Питома вага елемента, % до підсумкового
Оплата праці	867654	25320	34,268	38,1%
Відрахування	364414,7	25320	14,392	16,0%
Допоміжні матеріали	936438,6	25320	36,984	41,1%
Амортизація	110146,7125	25320	4,350	4,8%
Разом			89,99	100,0%

Таблиця 3.11 – Розрахунок норми виробітку і розцінки (3 варіант)

Назва робіт	Одиниця виміру	Обсяг робіт на цикл	Норма виробітку			Трудомісткість чол./змін	Тарифна ставка, грн	Сума прямої зарплати, грн	Підстава для встановлення норми виробітку
			по збір-нику	поправочний коефіцієнт	встановлена норма ви-робітку, т				
Виїмка ву-гілля ком-байном	т	198	625	0,9	562,5	4,89			ЕНВ §3 т 14 п. 8
Машиніст комбайна						0,35	406,42	142,25	
ГРОВ 5р						4,54	360,96	1638,76	
Установка твмо БЖБТ	тумб	2	5,19	-	5,19	0,39	360,96	140,77	ЕНВ §43 т. 76 п. 26
Викладення кострів	шт.	0,8	11,8	0,9	10,62	0,08	360,96	28,88	ЕНВ §41 т. 74 п. 36
Доставка стійок	шт.	14	445	0,66	293,7	0,05	360,96	18,05	
Пересування кріплення сполучення	в перед.	2	2	0,9	1,8	1,11	360,96	400,67	ЕНВ §52 т.65 п. 16
Разом						6,52		2369,38	

НК = 30,37 т/(чол.·зм.)

РК = 11,97 грн/т

Пряма місячна зарплата: 25320 т × 11,97 грн./т = 303080,4 грн.

Таблиця 3.12 – Розрахунок витрати матеріалів по видобувній ділянці (3 варіант)

Матеріал	Од вим.	Норма витрат на одиницю обсягу	Місячний обсяг робіт, т	Витрати матеріалу на місяць	Ціна на одиницю виміру, грн.	Вартість витрат матеріалів за місяць, грн.
Лісоматеріал	м ³ /1000т	4	25320	101,3	850	86105
БЖБТ	шт/1000т	50	25320	1266	140	177240
Масило	кг/1000т	5,6	25320	141,8	56	7940,8
Зубки	шт/1000т	13,6	25320	344,4	280	96432
Різці	шт/1000т	43,8	25320	1109	180	199620
Кабель	м	-	-	190	872	165680
Ланцюг конвеєра	м	-	-	100	150	15000
Риштаки	м	-	-	5	1098	5490
Шланг гумовий	м	-	-	300	326	97800
Разом						851307,8
Невраховані						85130,8
Усього						936438,6

Таблиця 3.12 – Розрахунок штату і фонду оплати праці по видобувній ділянці (3 варіант)

Місце і вид роботи	Професія робітника	Чисельність робітників					За списком	Тарифна ставка, оклад	Місячний фонд оплати праці, грн.				Всього
		за добу	у тому числі по змінах						Прямий	Доплати			
			1	2	3	4				Премія	Нічні	Інші	
Виймка вугілля	ГРОВ	30	–	10	10	10	53	360,96	303080	75770	80821	30672	490344
Обслуговування механізмів	електрослюсар	10	7	1	1	1	18	280,68	111149	27787	8892	9068	156897
Ремонтна ланка	ГРОВ	10	10	–	–	–	10	360,96	79411	19853	–	5038	104302
Разом робітники		50	17	11	11	11	81	–	493641	123410	89713	44778	751543
Нач. дільниці		1	–	1	–	–	1	11090	11090	2773	–	504	14366
Зам. нач. дільниці		1	–	–	1	–	1	9970	9970	2493	3988	504	16954
Пом. нач. дільниці		1	–	–	–	1	1	9420	9420	2355	3768	504	16047
Механік		1	1	–	–	–	1	9970	9970	2493	–	504	12966
Гірничий майстер		4	1	1	1	1	7	8780	61460	15365	12292	3527	92644
Разом ІТР		8	2	2	2	2	11	–	101910	25478	20048	5542	152977
Усього		58	19	13	13	13	92	–	595551	148888	109761	50320	904520

Таблиця 3.13 – Розрахунок вартості обладнання і визначення амортизаційних відрахувань по видобувній ділянці

Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, тис. грн.	Загальна вартість, тис. грн.	Витрати на монтаж (15%), тис. грн.	Разом первісна вартість, тис. грн.	Річна норма амортизаційних вирахувань, %	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.	Місячна сума амортизаційних відрахувань, грн.
1К101	1	412	412	61,8	473,8	15	71,1	5922,5
М137	1	5320	5320	798	6118	15	917,7	76475,0
СП202	1	512	512	76,8	588,8	15	88,3	7360,0
Кріплення сполучення	2	12	24	3,6	27,6	15	4,1	345,0
СНТ-32	2	48	96	14,4	110,4	15	16,6	1380,0
ТКО-СО	2	3,8	7,6	1,14	8,74	15	1,3	109,3
АВ-320	1	8,04	8,04	1,206	9,246	15	1,4	115,6
ПВ-250	4	8,06	32,24	4,836	37,076	15	5,6	463,5
ЛГКН	1	9,6	9,6	1,44	11,04	15	1,7	138,0
ПТК-1	1	8,5	8,5	1,275	9,775	15	1,5	122,2
ТСВП-630/6	1	38,2	38,2	5,73	43,93	15	6,6	549,1
АП-4	1	7,2	7,2	1,08	8,28	15	1,2	103,5
Разом					7446,7			93083,6

Таблиця 3.14 – Калькуляція собівартості 1 т вугілля по видобувній ділянці (3 варіант)

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн.	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1 т вугілля, грн.	Питома вага елемента, % до підсумкового
Оплата праці	904520	25320	35,724	39,1%
Відрахування	379898,4	25320	15,004	16,4%
Допоміжні матеріали	936438,6	25320	36,984	40,5%
Амортизація	93083,6	25320	3,676	4,0%
Разом			91,39	100,0%

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. – М.: МУП СССР, 1986. – 104 с.
2. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. Учебн. пособие для вузов/Сапицкий К. Ф., Дорохов Д. В., Зборщик М. П., Андрушко В. Ф. – 4-е изд., перераб. И доп. М.:Недра, 1981. - 311 с.
3. Килячков А.П. Технологія гірничого виробництва. – М.: Надра, 1992. - 403с.
4. Машини й устаткування для вугільних шахт / Під ред.: Б.Н. Хорина. - М.: Надра, 1987. - 424с.
5. Інструкція по полігонометрії та трилатерації. М.: Недра, 1976.- 104 с.
6. Стоимостные параметры на горные работы. / Сост. Фрумкин Р.А., Коробко В.И., Литвинов Г.Н., Болдырев Н.П. – Коммунарск: КГМИ, 1987 – 31 с.
7. Инструкция пользователя пакетом программ «Прогноз» /Сост. Павлов В.И. — Алчевск: ДГМИ, 1999. — 27 с.
8. Бурчаков А.С., Малкин А.С., Устинов М.И. Проектирование шахт – М.: Недра, 1985. – 400 с.
9. Правила безпеки у вугільних шахтах /Ред.кол. С.П. Ткачов (гол.ред.) та інші – Київ: «Основа», 1996. – 421 с.
10. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Ред.кол. С.В.Янко, С.П.Ткачук, Л.Ф.Баженов и др. – К.: «Основа», 1994. – 311 с.
11. Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах. – 2 е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1979. – 319 с.
12. Типовой проект «Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного спецпрофиля (крепь АП)» / Разработан проектным институтом «Южгипрошахт», введен в действие 12.12.1977. – Харьков: Южгипрошахт, 1978.
13. Руководство (типовые паспорта) по управлению кровлей и креплению очистных забоев с индивидуальной крепью на пластах с углом падения до 35° /Министерство угольной промышленности СССР – Донецк, 1991.
14. Рекомендации по управлению кровлей и креплению в лавах со сложными горно-геологическими условиями. – Донецк, 1983.
15. Прогрессивные паспорта крепления, охраны и поддержания подготовительных выработок при бесцеликовой технологии отработки угольных пластов. – Ленинград: ВНИМИ, 1984.
16. Временное руководство и типовые схемы извлечения металлической крепи из погашаемых выработок. – М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1983.
17. Правила охорони споруджень і природних об'єктів від шкідливого впливу підземних гірських розробок на вугільних родовищах - М.: Надра, 1981. - 287с.
18. Правила безпеки у вугільних і сланцевих шахтах Київ: 1996. - 422с.
19. Руководство по борьбе с пылом у угольных шахтах. – 2 – е изд. Перераб. и доп. – М.: Недра, 1979. - 319 с.
20. Методичні вказівки до виконання розділу „Цивільна оборона” в дипломних проектах./ Укл.: В. О. Новіков. - Алчевськ: ДонДТУ, 2004. – 7 с.

21. Єдині норми виробки на очисні роботи для шахт Донецького та Львівсько-Волинського вугільних басейнів / Мінвуглепром України. — Донецьк, 1995.-196с.

22. Єдині норми часу на технічне обслуговування і ремонт забойного обладнання очисного і підготовчих забоїв в ремонтно-підготовчу зміну / Мінвуглепром України - Донецьк, 1998. - 230с.

23. Г. Манец, А.Н. Кує, Г.І. Кирокасян Російсько-український гірничотехнічний словник. Том 1. - Донецьк, «Донбас», 2000. - 484с.