

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Розробити проект спорудження західного відкотного квершлягу
на пл. ζ_1 в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних
умовах**

Виконав: студент групи Гір-18зс Кіяшко А.А.

.....
(підпис)

Керівник: Соколенко В.М.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Сєверодонецьк 2021

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

_____” _____ 2021 року

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

Кіяшку Антону Анатолійовичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження західного відкотного квершлягу на пл. ℓ_1 в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах
Керівник роботи: Соколенко Валерій Михайлович, к.т.н., доц.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Генеральний план поверхні.
 3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
 4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент

Кіяшко А.А.

Керівник проекту

Соколенко В.М.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 75 сторінок, містить 34 таблиці, 9 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є західний відкотний квершлаг на пл. l_1 на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження західного відкотного квершлагу на пл. l_1 .

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

При написанні проекту використано 38 джерел літератури.

Зміст

Анотація	6
Вступ	7
1 Геологічна частина	8
1.1 Геологія і гідрогеологія родовища	8
1.1.1 Загальні відомості про шахту	8
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля	8
1.2 Границі і запаси шахтного поля	11
2 Технологічна частина	13
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	13
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	13
2.1.2 Головні стволи шахти і підйом	17
2.1.3 Основні гірничі виробки	18
2.1.4 Підйом і транспорт	20
2.1.5 Водовідлив	21
2.1.6 Вентиляція	23
2.1.7 Освітлення	24
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	24
2.3 Охорона праці	26
3 Основна частина	29
3.1 Спорудження квершлягу на пласт l_1 буропідричним способом	29
3.1.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки	29
3.1.2 Розрахунок проявів гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	32
3.1.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання	35
3.1.4 Розрахунок паспорта БПР	36
3.1.5 Провітрювання виробки	37
3.1.6 Кріплення виробки	40
3.1.7 Транспортування гірської маси	41
3.1.8 Допоміжні роботи	41
3.1.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки	41
3.1.10 Організація гірничопрохідницьких робіт	43
3.1.11 Техніко-економічні показники	48
3.2 Проведення квершлягу на пласт l_1 комбайнових способом	54
3.2.1 Розрахунок проявів гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	54
3.2.2 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання	57
3.2.3 Провітрювання виробки	58
3.2.4 Кріплення виробки	60
3.2.5 Транспортування гірської маси	61
3.2.6 Водо- і енергопостачання вибою виробки	61
3.2.7 Організація гірничопрохідницьких робіт	63
3.2.8 Техніко-економічні показники	66
Висновки	73
Список використаної літератури	74

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 75, таблиц 34, рисунков 9, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 75 таблиць 34, рисунків 9, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

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

ANNOTATION

A diploma project contains pages 75, tables 34, pictures 9, and contains basic data on the operation of the mine, issues of technology for the construction of mine working.

New technical decisions recommended to the use are resulted.

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

Вступ

Визнання України самостійною суверенною державою докорінно змінило погляди на її паливно-енергетичні проблеми. Тепер головним є принцип енергетичного самозабезпечення, який в свою чергу, тісно пов'язаний з розвитком вугледобувної галузі, перш за все Донбасу, на частку якого припадає 83% річного видобутку вугілля України. Стабільність видобутку вугілля протягом досить тривалого відрізка часу може бути досягнута лише шляхом інтенсифікації процесу оновлення основних фондів вугільної промисловості з одночасним вдосконаленням всієї інфраструктури, соціальними та економічними перетвореннями.

Основними особливостями гірничо-будівельного виробництва є рухливий характер робочих місць основних виробничих процесів, пов'язаний з постійною виїмкою запасів, а також різноманітність гірничо-геологічних умов в яких споруджуються гірничі виробки. Це викликає необхідність постійного аналізу стану підприємства, що будується з метою вибору рішень ефективного виконання робіт, впровадження передових науково-технічних досягнень, які забезпечують з одного боку зниження питомих капіталовкладень, з іншого - значне підвищення продуктивності праці. Крім того, необхідно вирішувати завдання обумовлені переходом на розробку родовищ в більш складних умовах, на більшій глибині і з гіршою якістю корисної копалини.

Метою дипломного проектування є отримання практичних навичок в пошуку та виборі проектних рішень, закріплення теоретичних знань, засвоєних за час навчання, оволодіння сучасними методами проектування вугледобувних підприємств.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахтне поле розташоване на території Артемівського району.

У геологічному відношенні ділянка розташована в Північній частині Луганського геолого-промислового району Донбасу, на північному крилі Луганської улоговини.

Найближчими діючими шахтами є:

- імені XIX з'їзду КПРС (13,5 км на південь);
- "Білоріченська" (14 км на південь);
- "Черкаська" (16,5 км на захід).

З населених пунктів безпосередньо у межах гірського відведення шахти розташовуються селища Єкатеринівка, Сабівка, Голубівка, Тарасівка.

Поблизу північної і західної межі поля проходять магістральні залізничні дороги Міллерово – Луганськ – Родаково - Дебальцево і Харків - Лиман – Родаково – Лутугіно - Відважна. По території шахтного поля, перетинаючи його зі сходу на захід, прокладена автодорожня магістраль Луганськ - Дебальцево з асфальто-бетонним покриттям.

Електоропостачання шахти і житлового селища здійснюється від мережі "Донбасенерго".

Для водопостачання використовуються підземні води тріщинуватої зони верхньокрейдяних відкладень басейну р. Лугань і її припливу р. Біла. Шидловський водозабір розташований в 7 км на південний захід від проммайданчика шахти.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія й літологія

В геологічній будові поля шахти приймають участь продуктивні відкладення світ C_2^3 , C_2^4 , C_2^5 , C_2^6 и C_2^7 середнього відділу Донецького карбону. Літологічно вони представлені товщею уламкових порід (сланцями і пісковиками) і порівняно малопотужними прошарками вапняків.

Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі подана у таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м/%	Літологічний склад				Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт аргіліт	вугілля	вапняк		
		м/%	м/%	м/%	м/%		
C_2^6	500/100	160/32	310/62	20/4	10/2	$l_6, l_8, l_7, l_6^B, l_6^H, l_2, l_1$	$L_7, L_6, L_5, L_4, L_3, L_2, L_1$

1.1.2.2 Тектоніка

У структурному відношенні шахтне поле розташовано в смузі дрібної складчастості північної околиці Донбасу, що представляє чергування синкліналей у вигляді улоговин і складного брахіантиклінального підняття, ускладнених системою розривів типу надвигів. Площа шахтного поля представляє єдиний в тектонічному відношенні блок центральної частини північного крила Луганської синкліналі, по простяганню обмежених на заході Родаков-Меловській куполовидної антикліналі, на сході місцевою антиклінальною складкою, по повстанню (на півночі) великими Північнодонецьким і Мар'євським надвигами і по падінню (на півдні) Північною гілкою Алмазного надвига.

Північне крило Луганської синкліналі ускладнене дрібною повторною складчастістю що зумовила значне варіювання кутів падіння і наявності складок типу флексур.

В межах шахтного поля кути падіння карбонівих порід коливаються від 0° до $40-50^\circ$, домінуючими є пологі падіння до $15-20^\circ$.

Найбільш круті залягання від 25° до $45-50^\circ$ в основному приурочені до верхніх горизонтів периферійної частини Північного крила. Максимальні кути падіння спостерігаються в північно-східній частині Мацинського блоку.

Розривів суцільності флексури в центральній частині площі не виявлено.

Не встановлені диз'юнктивні порушення і при проведенні підготовчих виробок, за винятком тріщинуватості тектонічного походження.

По геологічному звіту шахтне поле характеризується порівняно простими умовами і відноситься до родовищ I групи.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих пластів приведена у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта		Відстань між пластами, м.	Будова	Витриманість
	загальна	корисна			
	Від-до середня	Від-до середня			
ℓ_1	$\frac{0,7-0,95}{0,82}$	$\frac{0,62-0,85}{0,72}$	30	Проста	Відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наводиться в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугільного пласта

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{dat}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчистість $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{dat}, \%$	Вища теплотворність $Q^s, \text{ккал/кг}$	
ℓ_1	13,0	7,4	3,3	40,6	7992	Г

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Водоносні горизонти поля шахти приурочені до шарів тріщинуватих пісковика і вапняка, іноді алевроліта.

Приплив води в підземні виробки при спільній роботі Центрального і Мацинського блоків складає: нормальний - 537 м³/год.; максимальний - 661 м³/год.; у тому числі приплив Мацинського блоку: нормальний - 137 м³/год.; максимальний - 161 м³/год.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

За виділенням газу шахта відноситься до надкатегорної. Вугільний пил вибухонебезпечний. Розробка вугільних пластів супроводжується газовиділенням до 10 м³/т, та не супроводжується виділенням суфлярів. Температура порід у нижньої границі пласта 30.

Безпосередня і основна покрівля пласта ℓ_1 представлена на більшій частині площі аргілітом, на окремих невеликих ділянках зустрічаються алевроліти і пісковики. Межа міцності аргілітів 293-347 кгс/см², а пісковиків 381-519 кгс/см².

Безпосередньою підшовою пласта на більшій частині поля є дрібнозернисті пісковики $m=2-5$ м, що часто замінюються алевролітом і аргілітом. Середня межа міцності на стискування аргілітів складає 176-296 кгс/см², при водонасиченні останні розмокають.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границями площі шахти є:

- на заході по простяганню – границя з ш. «Черкаська», на відстані 6,5 км від ствола;
- на сході по простяганню - умовна лінія проведена на відстані 6,5 км від ствола;
- на півночі по повстанню - виходи вугільних пластів під крейдянні відкладення, на відстані 3,6 км від ствола;
- на півдні по падінню - для пластів Алмазної свити - надвиг Алмазний на відстані 3,6 км від ствола.

Розміри шахтного поля по простяганню – 13 км., по падінню – 7,2 км., загальна площа – 93,6 км². Лишилось по падінню – 2,4 км.

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

Запаси вугілля розраховані по категорії розвіданості «А+В+С₁» складають 100,0% від загальних запасів вугілля у тому числі категорії А+В – 51,4%, А – 21,0%, що задовольняє вимогам. З наданого випливає, що шахтне поле має достатній ступінь розвіданості запасів.

Виконуємо розрахунок балансових запасів способом середнього арифметичного, так як $\delta = 2 - 6^0$ по формулі:

$$Q_{i3} = \sum S_{\text{накл}} \cdot m_{\text{ср.н}} \cdot \gamma, \text{ т,}$$

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

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

L – довжина пласта по простяганню в плоскості пласта, м,

ℓ – довжина пласта по падінню в плоскості пласта, м,

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

γ – значення об'ємної маси, т/м³.

Таблиця 1.4 – Розрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{накл}}$, тис.м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т.
Балансові запаси				
l_6^H	30553	1,13	1,27	43848
l_I	31969	0,72	1,27	29233
Усього по пластам				73081

Промислові запаси шахти визначаємо за формулою:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(P_1 + P_2 + P_3 + P_4), \text{ тис. т.}$$

$$Q_{np} = 73081 - (207,7 + 358,3 + 338,2 + 36085,8) = 68568 \text{ тис. т.}$$

$$Q_{np} = 68,5 \text{ млн. тон.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Проектом будівництва шахти шахтне поле в прийнятих межах було розділено на три блоки: Центральний, Мащинський і Меловський. Надалі на базі Центрального блоку була утворена шахта "Центральна", а на базі Мащинського блоку - шахта "Мащинська", які адміністративно були об'єднані в шахтоуправління "Луганське".

Поле шахти "Центральна" розкрито центрально-здвоєними вертикальними головним і допоміжними № 1 і № 2 стволами, пройденими до горизонту 530 м (абсолютна відмітка мінус 436,8 м у допоміжного ствола № 1), і горизонтальними квершлагами на горизонтах 311 і 530 м, пройденими до пластів k_7^1 , l_1 і l_6^H . Діаметр головного ствола у світлі - 8,0 м, допоміжних № 1 і № 2 відповідно, - 7,0 і 6,0 м.

Вентиляційним є горизонт 311 м, відкочувальним - горизонт 530 м. Нижче за горизонт 530 м польовим ухилом пласта l_1 і західним дренажним ухилом пласта k_7^1 розкритий дренажний горизонт 694 м (абсолютна відмітка мінус 598,9 м у західного дренажного ухилу пласта k_7^1).

Функції стволів шахти "Центральна":

- головний ствол - видача на поверхню вугілля, породи і вихідного струменя повітря;
- допоміжні № 1 і № 2 стволи - виконання допоміжних операцій, спуск-підйом людей і подача в шахту свіжого повітря.

Поле шахти "Мащинська" розкрито центрально-здвоєними вертикальними воздухоподавальним і вентиляційним стволами, пройденими до горизонту 680 м (абсолютна відмітка мінус 539,8 м), і горизонтальними квершлагами на горизонтах 451, 530 і 680 м. Діаметр кожного ствола - 6,0 м.

Горизонт 451 м - вентиляційний, горизонт 530 м - відкочувальний і горизонт 680 м - дренажний.

Підготовка шахтного поля, відповідно до кутів залягання пластів - погоризонтна.

Порядок відробітку шахтного поля - прямий.

Порядок відробітку пластів - змішаний.

Виробки (ухили і штреки) пройдені по пластах, що розробляються, і польові, з розташуванням їх в породах підшви пластів, що розробляються. Охорона виробок від шкідливого впливу очисних робіт виконується ціликами вугілля. Окремі виробки проходилися в розвантаженому від гірського тиску масиві.

Нині очисні роботи в шахтоуправлінні ведуться на пластах l_1 і l_6^H . Кількість очисних вибоїв по шахтоуправлінню - 3, у тому числі на шахті "Центральна" - 2, на шахті "Мащинська" - 1.

Система розробки пластів l_1 і l_6^H - стовпова з відробітком виймальних стовпів по повстанню.

Відробіток запасів ведеться по стовповій системі розробки. Відробіток ухильних і бремсбергових полів прийнятий поодинокими лавами по повстанню з повторним використанням конвеєрної виробки як вентиляційної. Довжина виймальних стовпів змінюється від 800 м до 1600 м Довжина лав складає 150...250 м.

Нині в роботі знаходяться три очисні вибої: один по пласту l_1 і два по пласту l_6^H .

Усі очисні вибої оснащені механізованим комплексом 1КД- 80, скребковими конвеєрами СП- 250 (КС- 81) і очисними комбайнами 1К-101У (2 лави по 2 комбайни).

Виїмка вугілля в лавах здійснюється за односторонньою схемою. Кріплення кінцевих ділянок лави, берми і ніші здійснюється гідравлічними стійками 8СУГ- 30 під бруси розмірами $3,7 \times 0,14 \times 0,10$ м і $2,0 \times 0,14 \times 0,10$ м Виїмка вугілля у верхній ніші здійснюється за допомогою відбійного молотка МО- 6 (по пласту l_6^H) і БВР (по пласту l_1).

Охорона конвеєрної виробки здійснюється за допомогою двох рядів тумб БЗБТ і органного кріплення. Вище і нижче на 20 метрів від очисного вибою по ходу встановлюється кріплення посилення, що складається з профілю СВП- 27 або дерев'яних стійок $\varnothing 18 \div 20$ см. Охорона вентиляційної виробки здійснюється за допомогою ціликів розмірами $2,0 \times 4,0$ м, дерев'яними кострами і органним кріпленням. Вентиляційна виробка погашається вслід за посуванням лави.

Спосіб управління покрівлею в лавах - повне обвалення.

Механізація очисних робіт основних робочих пластів l_1 і l_6^H приведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Механізація очисних робіт

Індекс пласта	Горизонт	Частина шахтного поля	Потужність пласта, м	Кут падіння пласта, град.	Механізація очисних робіт
l_6^H	694-530	східна ухильна	1,08	2 - 15	КД- 80, 1К-101У
			1,07	2 - 6	КД- 80, 1К-101У
l_1	530-451	західна	0,85	3 - 10	КД- 80, 1К-101У
		східна	0,72	3 - 9	КД- 80, 1К-101У2 шт.
	530	західна	1,15	0 - 5	КД- 80, 1К-101У

Виробнича потужність шахти визначається по формулі:

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

де A – потужність шахти, т/рік:

r – кількість лав, шт.;

γ – густина вугілля, т/м³ ;

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

l – середня довжина лави, 250 м;

k_1 – коефіцієнт одно часової розробки пластів згідно роботи шахти;

k_2 – коефіцієнт виймання вугілля.

Приведена кількість робочих пластів:

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

де: Z – сумарна довжина пластів, км;

l_1 – середня довжина шахтного поля, км.

$$A = 3 \cdot 1 \cdot 0,72 \cdot 1,27 \cdot 1840 \cdot 250 \cdot 1 \cdot 0,95 = 1198778,4 \text{ т/рік.}$$

Потужність шахти приймаємо 1200000 т/рік.

Розрахунковий строк служби шахти складає:

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

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

$$t_1 = \frac{68,5}{1,2} = 57,1 \text{ років.}$$

Повний строк служби шахти визначаємо по формулі:

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

де: t_0 – час будівництва, років,

t_3 – час затухання, років.

$$T_n = 57,1 + 2 + 2 = 61,1 \text{ років}$$

Визначимо навантаження на добу на очисний вибій по формулі:

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

де: l_0 – довжина лави, м;
 r – захоплення виконавчого органу, м;
 n – кількість смуг що знімають, шт;
 m – потужність пласта, м;
 γ – густина вугілля, т/м³;
 c – коефіцієнт виймання вугілля;

$$E = 250 \cdot 0,8 \cdot 8 \cdot 0,72 \cdot 1,27 \cdot 0,95 = 1389,8 \text{ т/добу.}$$

Приймаємо навантаження на добу на очисний вибій 1350 т/добу.

2.1.2 Головні стволи шахти і підйом

Таблиця 2.2 – Коротка характеристика стволів

Показники	Найменування стволів				
	Центральна шахта			Мащинська шахта	
	скиповий ствол	допоміжний ствол № 1	допоміжний ствол № 2	воздухоподавальний ствол	вентиляційний ствол
Абсолютна відмітка гирла ствола, м	+94,00	+94,00	+94,00	+140,00	+139,45
Абсолютна відмітка рівня голівок рейок, м:					
□ горизонту 311 м	-217,20	-216,90	-217,20	-	-
□ горизонту 451 м	-	-	-	-311,07	-311,58
□ горизонту 530 м	-434,70	-436,00	-435,80	-417,20	-418,00
□ горизонту 680 м	-	-	-	-544,10	-544,70
Глибина (довжина) ствола від поверхні, м:					
□ до горизонту 311 м	311,20	310,90	311,20	-	-
□ до горизонту 451 м	-	-	-	451,07	451,03
□ до горизонту 530 м	528,70	530,00	529,80	557,20	557,45
□ до горизонту 680 м	-	-	-	684,10	684,20
Глибина зумпфа, м	94,00	23,20	23,80	22,00	22,00
Повна глибина ствола, м	622,70	553,20	553,60	706,10	706,20
Кут нахилу, град.	90	90	90	90	90
Діаметр або розміри ствола, м	8,0	7,0	6,0	6,0	6,0
Площа перерізу ствола у світлу, м ²	50,2	28,3	28,3	28,3	28,3
Кріплення ствола	бетон	з/б тюбінг	з/б тюбінг	бетон	бетон
Тип підйому	МК5(4 2 шт. МК4(4	МК3, 25(4 2 шт.	2Ц- 4(2,3 1 шт.	2Ц- 5(24	2ц-4Х1, 8Д
Товщина кріплення столу, мм	300...400	300...400	300...400	300...400	300...400
Призначення ствола	видача вугілля, витікаючого струменя повітря	спуск-підйом людей, допоміжні операції, подача в шахту	аварійна видача людей, допоміжні операції, подача в шахту	подача свіжого повітря в шахту спуск-підйом людей,	видача витікаючого струменя повітря з шахти, допоміж

Показники	Найменування стволів				
	Центральна шахта			Мащинська шахта	
	скиповий ствол	допоміжний ствол № 1	допоміжний ствол № 2	воздухоподавальний ствол	вентиляційний ствол
	з шахти	свіжого повітря	свіжого повітря	допоміжні операції	ні операції

2.1.3 Основні гірничі виробки

На шахті "Центральна" у вертикальних стволів діють приствольні двори:

□ на відкочувальному горизонті 530 м споруджений приствольний двір кругового типу, для прийому вугілля, породи і виконання допоміжних операцій при відробітку запасів усього шахтного поля, тобто на увесь термін служби шахти. Пропускна спроможність приствольного двору складає 12000 тонн вугілля в добу. В межах приствольного двору горизонту 530 м діють наступні камери виробничого і службового призначення :

- ◆ камера вугільних завантажувальних пристроїв;
- ◆ камера порідного завантажувального пристрою;
- ◆ три розвантажувальні ями;
- ◆ камери зумпфового водовідливу в головному, допоміжному № 1 і допоміжному № 2 стволах;
- ◆ центральна підземна електрична підстанція;
- ◆ насосна камера з водотрубним ходком і водозбірниками;
- ◆ дві камери очікування;
- ◆ камера медпункту;
- ◆ депо акумуляторних електровозів;
- ◆ ходок для чищення зумпфа головного ствола з камерою лебідки;
- ◆ склад вибухових матеріалів;
- ◆ камера пункту рятувальника;
- ◆ депо протипожежного потягу;
- ◆ проборозділочна;
- ◆ санвузол.

□ на горизонті 311 м приствольний двір кругового типу призначений для забезпечення гірничопрохідницьких робіт в період будівництва і для обслуговування вентиляційного горизонту в період експлуатації шахти. Приствольний двір має вихід на допоміжний ствол № 1 і на допоміжний ствол № 2. Сполучення з допоміжним стволом № 1 розділено з урахуванням обслуговування горизонту однією кліттю. Сполучення з допоміжним стволом № 2 передбачає вихід на дві кліті. Для забезпечення видачі породи від підготовчих робіт у приствольному дворі передбачений пристрій розвантажувальної ями і порідної камери завантажувальних пристроїв. У приствольному дворі є наступні службові камери:

- ◆ очікування;

- ◆ гараж-зарядна;
- ◆ камера високовольтного розподільного пункту;
- ◆ депо протипожежного потягу, винесене за межі приствольного двору і розміщене, на східному вентиляційному штреку пласта l_6^H в безпосередній близькості від приствольного двору.

На шахті "Мащинська" у вертикальних стволів діють приствольні двори:

□ горизонту 451 м для спуску - підйому людей, спуску устаткування і матеріалів на горизонт 451 м, видачі породи від проведення виробок, подачі свіжіше і виведення витікаючого струменя повітря. Приствольний двір складається з трьох гілок: вантажна, порожнякова і обгінна. Усі гілки приствольного двору примикають до вентиляційного квершлягу на пласт l_6^H горизонту 451 м. В межах приствольного двору розміщується:

- ◆ камера очікування;
- ◆ депо протипожежного потягу;
- ◆ пункт обміну батарей;
- ◆ камера ТСШВП;
- ◆ санвузол.

□ приствольний двір гор. 530 м для спуску - підйому людей, видачі породи від проведення підготовчих виробок бремсбергового поля пласта l_6^H , а також магістральних штреків гор. 530 м пластів l_6^H і l_1 , спуску - підйому устаткування, прийому вугілля з гор. 680 м, матеріалів, подачі свіжого і видачі витікаючого струменя повітря. В межах приствольного двору розміщуються наступні камери:

- ◆ центральна підстанція;
- ◆ депо протипожежного потягу;
- ◆ очікування;
- ◆ склад ВМ;
- ◆ гараж - зарядна;
- ◆ випрямна підстанція;
- ◆ ремонтна майстерня;
- ◆ санвузол.

□ приствольний двір гор. 680 м для спуску - підйому людей, спуску устаткування, матеріалів, подачі свіжого і видачі витікаючого струменя повітря, а також видачі породи з підготовчих виробок ухильного поля пластів l_6^H і l_1 . Приствольний двір складається з вантажних гілок воздухоподавального і вентиляційного стволів, обгінною і порожняковою гілок. Вантажні і порожнякові гілки приствольного двору примикають до польового дренажного штреку пласта l_1 горизонту 680 м В межах приствольного двору розміщуються наступні камери:

- ◆ очікування;
- ◆ електрична підстанція;
- ◆ водовідливного комплексу;
- ◆ депо протипожежного потягу;
- ◆ гараж - зарядна;
- ◆ електрична підстанція;
- ◆ санвузол.

2.1.4 Підйом і транспорт

Головний ствол обладнаний:

□ двома односкіповими вугільними підйомами з підйомними машинами типу МК 5x4 з двома електродвигунами постійного струму кожен потужністю по 1400 кВт, 600 об/хв, 750 В і скіпами місткістю 35 м³. Максимальна швидкість підйому 13,6 м/с;

□ односкіповим порідним підйомом з підйомною машиною типу МК 4x4 з двома електродвигунами постійного струму потужністю по 800 кВт, 600 об/хв, 450 В і скіпами місткістю 15 м³. Максимальна швидкість підйому 12 м/с.

Допоміжний ствол № 1 обладнаний:

□ двома одноклітьовими підйомами з підйомними машинами типу МК 3,25x4 з електродвигунами постійного струму потужністю по 650 кВт, 750 об/хв і двоповерховими клітьми на вагонетку ВГ- 3,3. Максимальна швидкість підйому 12 м/с. Ствол призначений для спуску-підйому людей і виконання допоміжних операцій.

Допоміжний ствол № 2 обладнаний:

□ одноклітьовим підйомом з підйомною машиною типу 2Ц- 4x2,3 з двома асинхронними електродвигунами потужністю по 300 кВт, 500 об/хв, 6 кВ і одноповерховою кліттю на вагонетку ВГ- 3,3. Максимальна швидкість підйому 8,9 м/с. Ствол призначений для спуску великогабаритного устаткування і підйому людей в аварійних випадках.

Шахта "Мащинська"

Воздухоподавальний ствол обладнаний двохклітьовим підйомом з підйомною машиною типу 2Ц- 5x2,4, двома асинхронними електродвигунами потужністю по 500 кВт кожен з одноповерховими клітьми. Ствол призначений для спуску-підйому людей, матеріалів.

Вентиляційний ствол обладнаний двухскіповим підйомом з підйомною машиною типу 2Ц- 4x1,8Д скіпами місткістю 4,5 м³ і служить для видачі породи і підйому людей в аварійних випадках.

Транспортування корисної копалини по магістральних і горизонтальних виробках здійснюється головним чином відкаткою електровозом із стаціонарних вантажних пунктів ділянок здобичі в приствольний двір гор. 530 м на розвантажувальну яму головного ствола.

В цілях організації ритмічної роботи транспорту електровози і склади вагонеток і секційних потягів закріплені за відповідними маршрутами, які забезпечені відповідно до вантажопотоків необхідними акумулюючими місткостями і засобами зв'язку.

Як допоміжний транспорт в конвеєризованих виробках і по допоміжних похилих виробках використовується монорейкові дороги, а також надгрунтові рейкові дороги, за допомогою яких виконується транспортування матеріалів і устаткування по дільничних виробках.

Перевезення людей по горизонтальних виробках виконується пасажирськими рухомими складами у вагонетках ВЛ- 18 по спеціально підготовлених маршрутах.

По похилих виробках доставка людей здійснюється стрічковими конвеєрами, обладнаними для транспортування людей.

Як механізація вантажних і розвантажувальних пунктів використовується наступне устаткування:

- на вантажних пунктах штовхальники, маневрові лебідки, що перекривають пристрої міжвагонного простору, живильники, засоби сигналізації і зв'язку;

- на розвантажувальних пунктах пристрою для відкривання і закриття днищ вагонеток з донним розвантаженням (на розвантажувальних ямах), перекидач для вагонеток з "глухим" кузовом (на поверхні), засоби сигналізації і зв'язку;

- на верхніх і нижніх приймальних майданчиках похилих виробок маневрові лебідки, стопорні пристрої, бар'єри з дистанційним управлінням, автоматизовані вилючні переводи, розташовані в похилій частині виробки, засоби сигналізації і зв'язку.

Як транспортні засоби на шахті використовуються: акумуляторні електровози 2АМ8Д- 900 і АМ8Д- 900; секційні потяги ПС- 3,5; вагонетки ВДК- 2,5 з розвантаженням через дно, вагонетки ВГ- 3,3 з "глухим" кузовом, а також спеціальні майданчики, платформи, місткості.

По головних відкочувальних і похилих виробках на шахті використовуються рейки важкого типу Р- 33, колія рейкового шляху 900 мм.

У приствольних дворах і на магістральних відкочувальних виробках стрілочні переводи автоматизовані або переведені на дистанційне керування.

На шахті в експлуатації знаходяться 5 діючих гараж - зарядних із загальною кількістю зарядних столів 52.

Гараж-зарядні обладнані зарядними пристроями ЗУК- 155/230, зарядно-розрядними пристроями РЗУ-РП, тяговими підстанціями ТКШВП- 320/6, електропусковою апаратурою, а також місткостями для електроліту і дистильованої води. Заміна батарей на електровозах здійснюється за допомогою встановлених кранів КЭД-7.

Ремонт і обслуговування транспортного устаткування і колійного господарства на підземному транспорті здійснюється відповідними службами і спеціалізованими бригадами.

Ремонт електровозів, батарей, електроустаткування гараж - зарядних, вагонеток і секційних потягів здійснює служба механіка ділянки.

Управління і організація роботи підземного транспорту на шахті здійснюється начальником ділянки через відповідні служби.

2.1.5 Водовідлив

Фактичні водоприпливи в шахту в складають:

□ $Q_{\text{норм.}}=260 \text{ м}^3/\text{Г}$, $Q_{\text{макс.}}=264 \text{ м}^3/\text{Г}$.

Прогнозні водопритоки при відробітку основних вугільних пластів l_1 і l_6^H до глибини 800 м в межах поля шахти складуться:

□ $Q_{\text{норм.}}=750 \text{ м}^3/\text{Г}$, $Q_{\text{макс.}}=840 \text{ м}^3/\text{Г}$.

Води шахти характеризуються підвищеною мінералізацією, мають лужну реакцію. За технічними властивостями води що спінюються, мають корозійні властивості по відношенню до металевих конструкцій.

На шахті "Центральна":

□ головна водовідливна установка горизонту 530 м обладнана 5 насосами ЦНС 300х600 продуктивністю 300 $\text{м}^3/\text{годину}$, напором 600 м вод. ст. Потужність електродвигуна 900 кВт. Для видачі води на поверхню по допоміжному стволу № 1 з горизонту 530 м прокладено 2 стави водовідливних труб діаметром 250 мм, з яких 1 робочий і 1 резервний. Місткість водозбірників - 88400 м^3 ;

□ зумпфова водовідливна установка головного ствола обладнана 2 насосами типу ЦНС-38 продуктивністю по 34 $\text{м}^3/\text{год}$, напором 45 м вод. ст. з електродвигунами потужністю по 20 кВт, 660 В, з яких 1 робочий і 1 резервний. Вода видається у водовідливну канавку приствольного двору горизонту 530 м по одному трубопроводу діаметром 80 мм;

□ зумпфові водовідливні установки допоміжних стволів № 1 і № 2 обладнані кожна 2 насосами типу 1В20/5 продуктивністю по 16 $\text{м}^3/\text{год}$, натиском 50 м вод. ст. з електродвигунами потужністю 4 кВт, 660 В, з яких 1 робочий і 1 резервний. Вода видається у виробки приствольного двору горизонту 530 м по одному трубопроводу діаметром 80 мм;

□ дільнична водовідливна установка ухильного поля пласта l_1 з місткістю водозбірників 780 м^3 розташована на нижньому приймальному майданчику горизонту 694 м ухилу пласта l_1 . Обладнана 3 насосами типу ЦНС-300-240 продуктивністю 300 $\text{м}^3/\text{год}$, напором 240 м вод. стовпа з електродвигуном потужністю 315 кВт, 660 В. Вода відкачується по польовому ухилу пласта l_1 з горизонту 694 м на горизонт 530 м у водозбірник головної водовідливної установки по одному трубопроводу діаметром 250 мм.

На шахті "Мащинська":

□ дільнична водовідливна установка ухильного поля пласта l_6^H з місткістю водозбірників 300 м^3 розрахована на приплив води 60 $\text{м}^3/\text{год}$ і розташована на штреку дренажного горизонту, обладнана 3-ма насосами типу ЦНС 300-240 продуктивністю 300 $\text{м}^3/\text{год}$, напором 240 м вод. ст. з електродвигунами потужністю 500 кВт, 660 В. Вода відкачується по дренажному хіднику на горизонт 530 м у водозбірник головної водовідливної установки по 1 трубопроводу діаметром 150 мм.

Для забезпечення нормальної роботи насосів головної водовідливної установки горизонту 530 м і дільничних водовідливних установок в ухильних полях пластів l_1 і l_6^H перед водозбірниками передбачені освітлюючі резервуари. Чистка освітлюючих резервуарів здійснюється скрепером місткістю 0,2 м^3 з електродвигуном потужністю 17 кВт, 660 В.

Очисні споруди на поверхні розташовані на майданчику очисних споруд. Процеси очищення здійснюються в 2 стадії шляхом відстоювання і фільтрування, з реагентною обробкою. Для відстоювання використовується 8 секційних похилих відстійників.

2.1.6 Вентиляція

Відповідно до схеми розкриття шахтоуправління прийнята центральна схема провітрювання. Спосіб провітрювання всмоктуючий.

Провітрювання шахти "Центральна" здійснюється за допомогою головної вентиляційної установки, що складається з двох вентиляторів головного провітрювання ВРЦД- 4,5. Депресія дорівнює 250 даПа при можливій 310 даПа. Кількість повітря, що подається, складає 13490 м³/хв при розрахунковому 9385 м³/хв.

Провітрювання шахти "Мащинська" здійснюється за допомогою головної вентиляційної установки, що складається з двох вентиляторів головного провітрювання ВЦД- 31,5. Депресія дорівнює 205 дПа при можливій 310 дПа. Кількість повітря, що подається, фактично складає 11830 м³/хв при розрахунковому 9507 м³/хв. Усі виймальні ділянки забезпечені розрахунковою кількістю повітря. Дегазація не здійснюється у зв'язку з невисокою природною газоносністю.

Провітрювання шахти "Центральна" здійснюється за допомогою головної вентиляційної установки, що складається з двох вентиляторів типу ВРЦД- 4,5.

Провітрювання шахти "Мащинська" здійснюється за допомогою головної вентиляційної установки, що складається з двох вентиляторів типу ВЦД- 31,5.

Головна установка вентилятора, що складається з двох вентиляторів, розташована у головного ствола на Центральному блоці.

Основні характеристики вентилятора:

тип	ВРЦД- 4,5;
завод-виготівник	Донецький машзавод ім. ЛКСМУ;
рік випуску	1976;
рік введення в експлуатацію	1983;
продуктивність	145-570 м ³ /с;
статичний тиск	235-835 кГс/м ² ;
частота обертання	500 об/хв;
статичний ККД	0,6-0,84;
діаметр робочого колеса	4600 мм;
потужність на валу вентилятора	1500-3650 кВт.

Привід вентилятора, складається із підвісних встановлених на загальній рамі синхронного ел. двигуна типу СДС 3-17-76-12У4 потужністю 4000 кВт і асинхронного ел. двигуна з фазним ротором типу АКС 16-44-24У4 потужністю 500 кВт.

Живлення електроенергією високовольтних споживачів установки (синхронного і асинхронного ел. двигунів) вентилятора, здійснюється від РУ-6 кВ поверхневій підстанції 110/35/6 кВ шахти за схемою "Лінія-електродвигун".

Основним режимом управління установки вентилятора є дистанційно-автоматичний, з пульта оператора з кабіни машзала.

Апаратура автоматичного управління дозволяє здійснювати:

- поагрегатне управління вентилятором установкою;
- три режими управління : дистанційно-автоматичний (робочий), напівавтоматичний і місцевий.

2.1.7 Освітлення

Підземне електропостачання

Нині живлення підземних електроприймачів шахти "Центральна" здійснюється по дев'яти кабельних лініях при дванадцяти проектних, а шахти "Мащинська" - по чотирьох кабельних лініях при 8 проектних. Кабельні лінії, прокладені в кабельних каналах від ГПП шахти "Центральна" до блоку головного ствола, пошкоджені пожежею і вимагають заміни. Розподільні пристрої ЦПП, РПП- 6 укомплектовані маслonaповненими осередками РВД- 6 фізично зношеними і морально застарілими.

Електропостачання не буде "вузьким місцем" в роботі шахти при відновленні ліній електропередач на поверхні і по стволах до рівнів, прийнятих в проектах.

Електропостачання поверхні

Електропостачання шахти здійснюється при напрузі 6 кВ:

шахти "Центральна" від ПС 110/35/6 кВ "Александрівська", розташованою на центральному проммайданчику шахти;

шахти "Мащинська" від ПС 110/6 кВ "Мащинський блок", розташованої на майданчику Мащинського блоку.

Для поліпшення електропостачання шахтоуправління вимагається:

відновлення кабельних введень від ПС 110/35/6 кВ "Александрівська" до блоку головного ствола на підйоми і для ЦПП на шахті "Центральна";

заміна високовольтних кабелів у зв'язку з вдосконаленням схеми електропостачання шахти "Центральна";

заміна високовольтних кабелів в кабельному каналі шахти "Центральна".

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Проектом будівництва шахти передбачена видача вугілля через головний ствол з передачею його у вигляді гірської маси на збагачувальну фабрику, розташовану на проммайданчику шахти.

Схемою технологічного комплексу передбачена вибірка з гірської маси дерева, металу і великогабаритної породи.

Контроль якості вугілля здійснюється в спеціальній пробообробочній, подачі вугілля, що розташовується на тракті, від ствола шахти до збагачувальної фабрики.

Видача породи виконується через головний ствол односкіповим підйомом із скіпом місткістю 15 м³. Доставка породи в плоский відвал здійснюється автотранспортом.

Вугілля (гірська маса) із скіпів розвантажується через приймальну воронку і розподільні пристрої в два приймальні бункера місткістю 150 т кожен. З бункерів через труби герметизації вугілля подається живильником в дві однакові технологічні лінії. У зв'язку з відсутністю відмінностей між лініями нижче описана одна з них.

Вугілля з живильника поступає на гуркіт ГТ51 з отворами сита розміром 100x100 мм. Надрешетний продукт гуркоту (клас +100 мм) поступає на стрічковий конвеєр, де здійснюється ручна вибірка дерева і великогабаритної породи, які подаються в дві системи жолобів-бункерів і потім вивозяться автомашинами. Для видалення металевих сторонніх предметів над конвеєром встановлений саморозвантажний електромагнітний сепаратор типу ЕПР-120.

Для полегшення знімання великогабаритної породи над конвеєром встановлений пневмонавантажувач КС-3. з конвеєра матеріал поступає на контрольні колосники з щілиною 100 мм, надрешетний продукт яких поступає в дробарку ДДЗ-6 де дробиться до великості 0-125 мм. Подрібнений продукт і підрешетний продукт колосників з обох технологічних ліній поступає на стрічковий конвеєр, з якого матеріал передається на стрічковий конвеєр що йде на дозувально-акумуляуючі бункери збагачувальної фабрики.

Порода із скіпа поступає в герметичний розвантажувальний пристрій, з якого вивантажується в приймальний бункер місткістю 200 т.

З бункера порода видається двома живильниками. З одного живильника порода поступає безпосередньо в один з трьох вантажних бункерів. З іншого живильника порода за допомогою розподільного пристрою по черзі подається в інші два бункери.

Загальна місткість вантажних бункерів складає 750 т. що забезпечує роботу автотранспорту протягом 23 годин на добу при роботі підйому протягом 18 годин на добу.

З вантажних бункерів порода вивантажується живильниками в автосамоскиди і доставляється в плоский відвал, що розташовується на відстані 4,5 км від проммайданчика шахти.

Щільність забудови поверхневого комплексу шахти визначаємо по формулі:

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

де $S_{з.п.к.}$ – площа забудови поверхневого комплексу, (таблиця 2.3);

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

Загальна площа займана будівлями і спорудами складає 27200 м², площа проммайданчика – 60000м².

$$P_3 = \frac{17200}{60000} \cdot 100 = 28\% \leq 32\%$$

З розрахунку бачимо, що коефіцієнт ступеня використання проммайданчика задовольняє вимогам. Це можна пояснити більш прогресивним й компактним розташуванням будівель на майданчику шахти.

Таблиця 2.3 – Площа забудови поверхневого комплексу

№ п/п	Найменування	Площа забудови, м ²
1	Склад	325
2	Матеріально-технічний склад	850
3	Насосна, вентиляторна	120+40+250
4	Складовище ГСМ	120
5	Медпункт	150
6	Механічний цех, нарядна	1390+90
7	Ел. цех	270
8	Будівля підйомної машини головного ствола	320
9	Будівля підйомної машини допоміжного ствола	640
10	Будівля головного ствола	200
11	Будівля допоміжного ствола	350
12	Гаражи	270+400
13	Сушильний цех	300
14	Пилорама	260
15	Адміністративний комбінат	210
16	Столова	500
17	Котельна	500
18	Адміністративно-битовий комбінат	1590+350
19	Водозбірник	300
20	З.Д. бункер	1700
21	Дозирувальний бункер	350
22	Підземний резервуар	340
23	Хімічна лабораторія	130
24	Контора ЦЗФ	420
25	Електропідстанція + Збагачувальна фабрика	160+4805
Усього S _{з.п.к}		17200

2.3 Охорона праці

Промислова санітарія. Медичне обслуговування працівників.

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

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

Для особистого захисту підземні працівники забезпечуються каскою, саморятівником, спецодягом, рукавичками, а працюючі в запилених місцях протипиловим респіратором.

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

Заходи по боротьбі з профзахворюваннями.

Одним з основних показників шкідливості рудничного пилу є вміст у ньому SiO_2 . Присутність пилу викликає подразнення та закупорку дихальних шляхів, що призводить до хронічного захворювання легенів – пневмоконіоз.

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

Заходи щодо боротьби з раптовими викидами вугілля, газу, породи і гірськими ударами.

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

Заходи щодо запобігання ендогенним пожежам.

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

Заходи щодо боротьби з шумом і вібрацією.

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

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

Заходи щодо попередження вибухів вугільного пилу і запиленості гірничих виробіток.

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

- постійний контроль пилової обстановки і пилоотложення в гірничих виробках;

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

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

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

Боротьба з високими температурами.

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

Охорона підземних вод.

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

Водозабезпечення.

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

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

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Проект спорудження західного відкотного квершлягу на пл. l_1

3.1 Спорудження західного відкотного квершлягу на пласт l_1 буропідривним способом

3.1.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки

Визначення величини проходу для людей і зазори на висоті рухомого складу проводиться по формулам:

$$n' = n + (h_n - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,415 - 0,16) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,76 \text{ м}, \quad (3.1)$$

$$m' = m + (h_n - h - h_p) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,25 + (1,8 - 1,415 - 0,16) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,31 \text{ м}, \quad (3.2)$$

де H_n - висота проходу для людей від рівня баласту, 1,8 м;

$\alpha = 10-20^\circ$ - кут переходу прямої частини стійки в криву;

m і n - зазор між рухомим складом і кріпленням і величина проходу для людей (ПБ).

Ширину виробки у світлі на висоті верхньої кромки рухомого складу визначають за формулою:

$$B = m' + A + n' = 0,31 + 1,05 + 0,76 = 2,12 \text{ м}, \quad (3.3)$$

де A - ширина рухомого складу в найбільш виступаючої частини, м;

Графічно визначається положення вертикальної осі виробки і рівень підосви. Ось знаходиться посередині ширини, а підосва відстоїть від рівня головки рейок на висоту верхньої будови колії.

$$h_e = h_\delta + h_p = 0,19 + 0,16 = 0,35 \text{ м} \quad (3.4)$$

де h_δ - товщина баластного шару,

h_p - відстань від баласту до рівня головки рейок,

Для подальших побудов вихідними величинами є висота прямолінійної частини стійки h_c , величина зміщення центру радіусу дуги стійки від осі виробки c_y , а також центральний кут дуги стійки β_0 , які можна прийняти за таблицями залежно від ширини арки.

Приймаємо $h_c = 0,8$ м, $c_y = 0,177$ м, $\beta_0 = 38^\circ 49'$.

Визначаємо радіус дуги стійки R :

$$R = \sqrt{(h_n + h_\delta + \Delta h_n - h_c)^2 + (b_n + c_y)^2} \quad (3.5)$$

де b_g - ширина від осі виробки до габариту вільного проходу для людей:

$$b_n = \frac{(B + \Delta b_c + c_y)^2 + (h + h_g - h_c)^2 - (h_n + h_g + \Delta h_n - h_c)^2 - c_y^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_y)} \quad (3.6)$$

$$b_n = \frac{(2,12 + 0,075 + 0,177)^2 + (1,415 + 0,35 - 0,8)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,8)^2 - 0,177^2}{2 \cdot (2,12 + 0,075 + 2 \cdot 0,177)} = 0,95 \text{ м}$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,8)^2 + (0,95 + 0,177)^2} = 1,72 \text{ м} \quad (3.7)$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi n} = 1,72 - \frac{0,177}{\cos 38^{\circ} 49'} + 0,023 = 1,48 \text{ м} \quad (3.8)$$

де $h_{\phi n}$ - висота фланця профілю СВП ($h_{\phi n} = 23$ мм для СВП 17)

Висота від підшви виробки до центру радіусу дуги верхняка:

$$h_y = h_c + c_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 0,8 + 0,177 \cdot \operatorname{tg} 38^{\circ} 49' = 0,94 \text{ м} \quad (3.9)$$

Ширина в світла на рівні підшви виробки:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_y) = 2 \cdot (1,72 - 0,177) = 3,086 \text{ м} \quad (3.10)$$

Висота виробки у світлі від підшви:

$$H = h_y + r = 0,94 + 1,48 = 2,42 \text{ м} \quad (3.11)$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі до осадки:

$$S'_{cs} = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_c - h_o) - c_y^2 = 0,785 \cdot (1,72^2 + 1,48^2) + 3,086 \cdot (0,8 - 0,19) - 0,177^2 = 3,73 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі після осадки:

$$S_{cs} = 0,95 \cdot S'_{cs} = 0,95 \cdot 3,73 = 3,54 \text{ м}^2 \quad (3.12)$$

Периметр виробки у світлі:

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

$$P = 1,57 \cdot (1,72 + 1,48) + 2 \cdot (0,8 - 0,19) + 3,086 = 9,33 \text{ м}$$

Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 2,12 + 2 \cdot (0,93 + 0,05 + 0,075) = 4,23 \text{ м.} \quad (3.13)$$

де h_{cn} - висота профілю;

h_{zm} - товщина затяжки, $h_{zm} = 30\text{-}50$ мм;

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

Висота виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 2,42 + 0,093 + 0,1 = 2,61 \text{ м.} \quad (3.14)$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{сч} = S_{св} + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) = 3,54 + (9,33 - 3,086) \cdot (0,093 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2}) = 4,98 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

$$S_{np} = 1,12 \cdot S_{сч} = 1,12 \cdot 4,98 = 5,58 \text{ м}^2. \quad (3.15)$$

За типовими перетинах вибираємо перетин виробки:

$$S_{св} = 9,6 \text{ м}^2$$

$$S_{np} = 13,1 \text{ м}^2$$

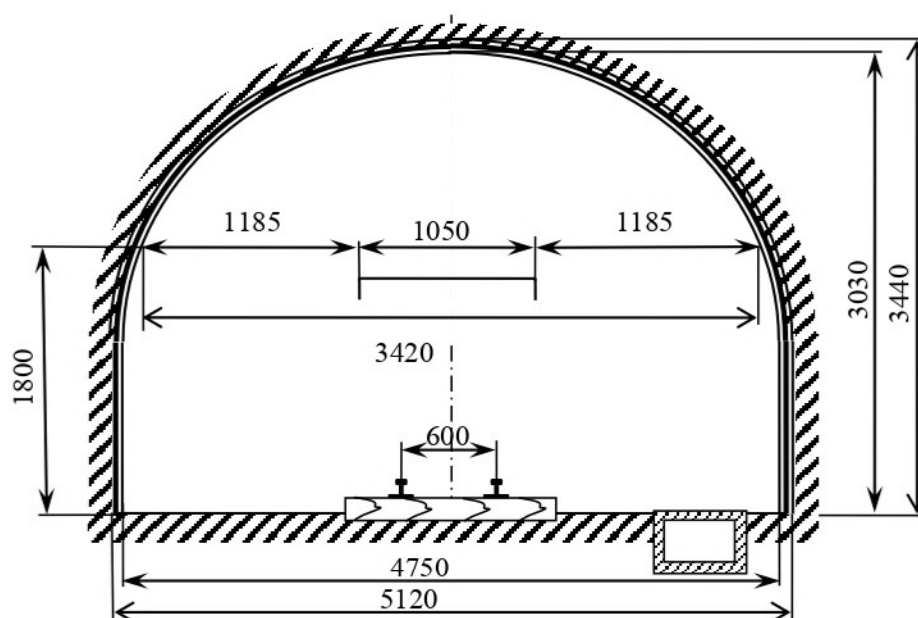


Рисунок 3.1 – Поперечний переріз виробки

3.1.2. Розрахунок проявів гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

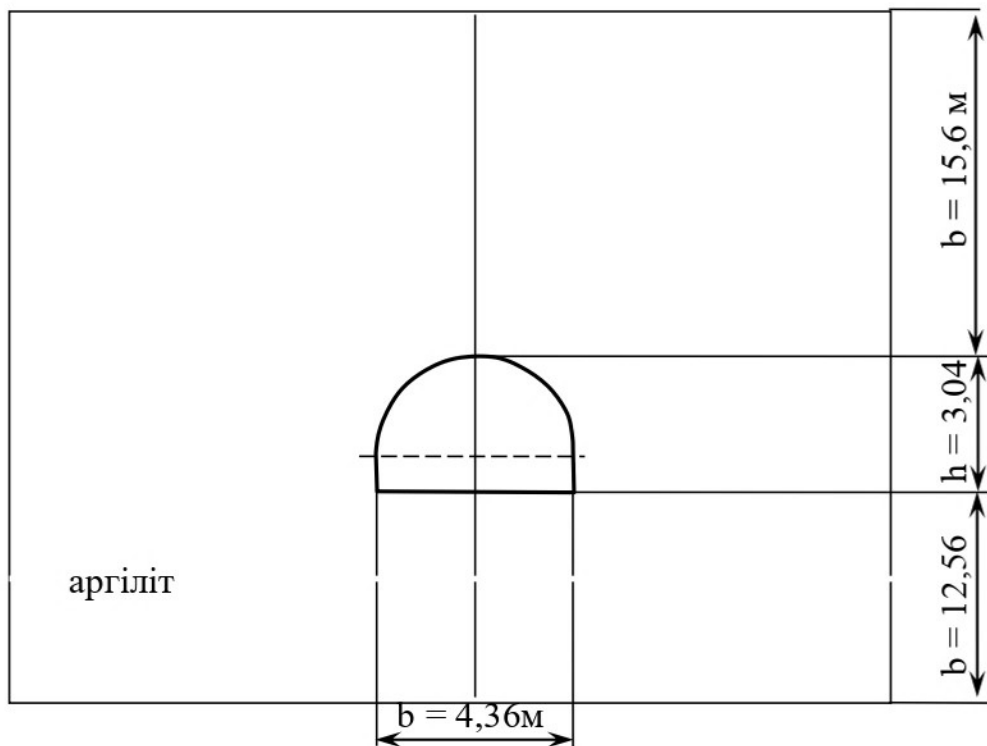


Рисунок 3.2 - Розрахункова схема

Величину зсувів порід покрівлі, підосви і боків розраховують за формулами:

$$\begin{aligned} U_{o.кр} &= U_{т.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t \\ U_{o.пч} &= U_{т.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t \\ U_{o.бок} &= U_{т.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t \end{aligned} \quad (3.16)$$

де $U_{т.кр}$, $U_{т.пч}$, $U_{т.бок}$ - зміщення порід, визначені за графіками в залежності від розрахункового значення R_c і глибини розташування виробки H ;

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

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

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

$$\begin{aligned} k_{ш.кр,пч} &= 0,2 \cdot (b - 1), \\ k_{ш.бок} &= 0,2 \cdot (h - 1), \end{aligned} \quad (3.17)$$

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

$$k_{\sigma, \text{вд}, \text{в}} = 0,2 \cdot (4,36 - 1) = 0,67$$

$$k_{\sigma, \text{вд}, \text{г}} = 0,2 \cdot (3,04 - 1) = 0,41$$

k_{σ} - коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t - коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

$$R_c = \frac{\sum R_i \cdot m_i}{\sum m_i}, \text{ МПа} \quad (3.18)$$

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

m_i - потужність i -го шару порід, м.

$$R_{c, \text{кр}} = 50 \text{ МПа}$$

$$R_{c, \text{нч}} = 50 \text{ МПа}$$

$$R_{c, \text{бок}} = 50 \text{ МПа}$$

$$U_{m, \text{кр}} = 105 \text{ мм}, U_{m, \text{нч}} = 105 \text{ мм}, U_{m, \text{бок}} = 105 \text{ мм}.$$

$$U_{o, \text{кр}} = 105 \cdot 1,0 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 70,35 \text{ мм}$$

$$U_{o, \text{нч}} = 105 \cdot 1,0 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 70,35 \text{ мм}$$

$$U_{o, \text{бок}} = 105 \cdot 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,41 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 15,06 \text{ мм}$$

Визначаємо розрахункове навантаження на 1 м виробки на підставі зсувів порід покрівлі за формулою:

$$P = P^n \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b, \text{ кН} \quad (3.19)$$

$$P = P^n \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot h, \text{ кН} \quad (3.20)$$

P^n - нормативне питоме навантаження, визначене в залежності від зсувів порід і ширини, висоти виробки в проходці;

k_n - коефіцієнт перевантаження і ступеня надійності;

k_{np} - коефіцієнт впливу способу проведення виробок;

b - ширина виробки в проходці, м.

$$P = 48 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 4,36 = 209,3 \text{ кН}$$

$$P = 32 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 3,04 = 97,3 \text{ кН}$$

Виходячи з ширини виробки приймаємо аркове податливе кріплення з спецпрофілю СВП - 22 КМП - А3 з опором в податливому режимі $N_s = 260$ кН (замки ЗПК) і конструктивної піддатливості 400 мм.

Визначаємо щільність установки n рам кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{209,3}{260} = 0,8 \text{ рам / м}, \quad (3.21)$$

прийнято $n = 0,8$ рам/м.

Перевірка кріплення по піддатливості:

$$\Delta \geq U_{кр},$$

де Δ - конструктивна піддатливість кріплення, мм;

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

$$400 \text{ мм} > 70,35 \text{ мм}$$

Величину зсувів порід покрівлі у виробці, що потрапляє в зону надробки розраховуємо за формулами:

$$U_{кр} = k_\alpha \cdot k_u \cdot k_e (k_t \cdot U_{T.кр} + k_{кр} \cdot U_n + 12 \cdot v_n \cdot k_{t1}), \quad (3.22)$$

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot (1,0 \cdot 105 + 1 \cdot 110 + 12 \cdot 3,5 \cdot 1,0) = 170 \text{ мм},$$

де $k_{кр}$ - коефіцієнт, що враховує вплив класу покрівлі за обрушуваністю, рівний для легкообрушуваної покрівлі 0,8, середньообрушуваної - 1, і важкообрушуваної - 1,2;

U_n - зміщення порід в зоні впливу тимчасового опорного тиску надрабативаючої лави, при відстані до пласта 30 м;

v_n - швидкість зсувів порід у виробці після надробки;

k_{t1} - коефіцієнт впливу часу підтримки виробки після надробки.

Визначаємо сумарне навантаження на кріплення за весь термін служби за величиною $U_{кр}$:

$$P_1 = 170 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 4,36 = 741,2 \text{ кН}.$$

Знаходимо кількість засобів посилення на 1 м виробки з виразу:

$$n_1 \geq \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \quad \text{но не менше } 0,5n \quad (3.23)$$

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

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

N_{sI} - опір засобів посилення, кН.

$$n_1 = \frac{741 - 0,8 \cdot 260}{100} \geq 5,3 \text{ шт / м.}$$

Остаточну щільність установки основного кріплення і засобів посилення вибираємо з технологічних міркувань $n_1 = 7$ шт/м, тобто анкера посилення встановлюємо над кожною аркою.

Перевіряємо кріплення по піддатливості:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{oc} \cdot k_{yc} \quad (3.24)$$

де k_{oc} , k_{yc} - коефіцієнти, які обираються в залежності від щільності установки основного кріплення і засобів посилення.

$$\Delta \geq 170 \cdot 0,89 \cdot 0,95, \\ 400 \text{ мм} > 144 \text{ мм.}$$

Остаточну приймаємо триланкове кріплення КМП-А3 з СВП-22 з піддатливістю 400 мм, щільністю установки $n = 0,8$ рам/м. У зоні впливу надробки кріплення посилюється дерев'яними стійками під кожен раму.

3.1.3. Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання та визначення його оптимальних параметрів

З огляду на міцність порід, що вміщують, площу поперечного перерізу і довжину виробки приймаємо буропідривний спосіб відділення породи від масиву.

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

для навантаження гірської маси і буріння шпурів - породонавантажувальна машина безперервного дії 2ПНБ-2Б з навісним бурильним обладнанням;

для транспортування гірської маси від вибою виробки - перевантажувач ППЛ-1, вагонетки ВГ-1,6.

Продуктивність вантажної машини:

$$Q_i = \frac{1}{\frac{\varphi \cdot \alpha}{Q_o} + \frac{(1 - \alpha) \cdot \beta \cdot \varphi}{n_p \cdot P_i}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (3.25)$$

де φ - коефіцієнт, що враховує проведення підготовчих і заключних робіт, зведення тимчасового кріплення, ремонт і змащування машини та інші простої машини (1,15-1,2);

α - частка обсягу породи першої фази (0,85-0,9);

Q_m - технічна продуктивність навантажувальної машини, м³/год;

n_p - число робочих, зайнятих на підкидці породи (2-4);

P_n - продуктивність робочого на підкидці породи (0,8-1 м³/год);

β - коефіцієнт, що враховує суміщення підкидки породи з роботою машини.

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

Продуктивність бурильної установки визначається за формулою:

$$Q_b = \frac{60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot V_m}{1 + V_m \cdot \sum t}, \text{ м/год,} \quad (3.26)$$

де n - число бурильних машин на установці (1 або 2);

k_o - коефіцієнт одночасності в роботі машин (1 або 0,9);

k_n - коефіцієнт надійності (готовності) установки;

$\sum t = 1,4$ хв / м - тривалість допоміжних робіт (забурювання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпуру і т.п.);

V_m - механічна (машинна) швидкість буріння шпурів, м/хв.

V_m

$$Q_b = \frac{60 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,8}{1 + 0,8 \cdot 1,4} = 32,6 \text{ м/час}$$

3.1.4 Розрахунок паспорта БПР

Приймаємо спосіб підривання - електричне. Тип ЗП - електродетонатори уповільненої дії типу ЕДКЗ. Тип ВР - амоніт Т-19.

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

Визначаємо необхідну довжину шпуру:

$$l_{ун.пор} = \frac{l_{з.ах}}{\eta} = \frac{2}{0,9} = 2,2 \text{ м,} \quad (3.27)$$

Обсяг підірваної породи:

$$V = l_{с.а.о} \cdot S_{а.х} = 2 \cdot 13,1 = 26,2 \text{ м}^3, \quad (3.28)$$

За формулою Протод'яконова визначаємо питому витрату ВР:

$$q = 0,4 \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3, \quad (3.29)$$

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

$$e^{-1} = \frac{P_{\text{ЭГ}}}{P_{\text{ВВ}}} = \frac{525}{275} = 1,9, \quad (3.30)$$

$P_{\text{ВВ}}, P_{\text{ЭГ}}$ - відповідно працездатність застосовуваної і еталонної ВР;

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

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 5} + \frac{1}{\sqrt{13,1}} \right)^2 \cdot 1,9 \cdot 1,2 = 1,49 \text{ кг/м}^3,$$

Визначимо витрату ВР на цикл:

$$Q_{\text{цикл}} = q \cdot V_{\text{цикл}} = 1,49 \cdot 26,2 = 39,1 \text{ кг}, \quad (3.31)$$

Кількість шпурів на заходку:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S \cdot \eta}{\Delta \cdot d_i^2 \cdot k_{\zeta}} = \frac{1,27 \cdot 1,49 \cdot 13,1 \cdot 0,9}{1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 35 \text{ шп.} \quad (3.32)$$

Визначимо величину заряду в шпурі:

$$q_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{цикл}}}{N} = \frac{39,1}{35} = 1,11 \text{ кг}. \quad (3.33)$$

Приймаємо 35 шпурів по 1,2 кг. (0,3x4)

Уточнена витрата ВР:

$$Q^{\text{оо}}_{\text{цикл}} = 35 \cdot 1,2 = 42 \text{ кг}.$$

3.1.5 Провітрювання виробки

Розрахунок витрати повітря по газам, що утворюється при вибухових роботах:

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{2,25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{\text{ВВ}} \cdot S^2 \cdot I_n^2 \cdot \kappa_{\text{обс}}}{\kappa_{\text{ум.пр}}^2}}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.34)$$

де V_{BB} - обсяг шкідливих газів, що утворюються після підривання, л;

$$V_{\text{вс}} = 100B_{\text{гс}} + 40B_{\text{пор}}, \quad (3.35)$$

де $B_{\text{пор}}, B_{\text{гс}}$ - маса ВР, що одночасно підриваються, кг;

$$V_{\text{дд}} = 40 \cdot 42 = 1680 \text{ л,}$$

T - час провітрювання виробки після підривання, хв; приймається згідно ПБ (30 хв);

S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м^2 ;

l_n - довжина тупикової частини виробки, м; для горизонтальних і похилих тупикових виробок довжиною 500 м і більше замість l_n підставляється $l_{\text{н.кр}}$, що дорівнює 500 м;

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

$\kappa_{\text{ут.тр}}$ - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційному трубопроводі.

При визначенні $\kappa_{\text{ут.тр}}$ витрата повітря приймається за фактором мінімальної швидкості:

$$Q_{\text{с.т.}} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{мін}} = 60 \cdot 9,6 \cdot 0,25 = 144 \text{ м}^3 / \text{хв} = 2,4 \text{ м}^3 / \text{с}, \quad (3.36)$$

де $V_{\text{нмін}}$ - мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с,

$$\kappa_{\text{ут.тр}} = 1,01;$$

$$Q_{\text{с.т.}} = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{1680 \cdot 9,6^2 \cdot 50^2 \cdot 0,8}{1,01^2}} = 50 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{\text{з.л.}} = 6 \cdot n_{\text{челз.л.}}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.37)$$

де $n_{\text{челз.л.}}$ - найбільше число людей, що одночасно працюють в привибійному просторі, чол;

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

Витрата повітря по мінімальній швидкості в привибійному просторі з урахуванням температури:

$$Q_{\text{з.л.}} = 20 \cdot S \cdot V_{\text{змін}}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.38)$$

де $V_{з\text{min}}$ - мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійному просторі виробки в залежності від температури, м / с.

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot 0,25 \cdot 9,6 = 48 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

До подальшого розрахунку приймається найбільше з отриманих значень $Q_{з.н.}$ (60 м³/хв).

Розрахунок продуктивності, депресії вентилятора і його вибір.

Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\epsilon} = Q_{з.н.} \cdot \kappa_{\text{вт.мп.}} = 60 \cdot 1,01 = 60,6 \text{ м}^3 / \text{мин} = 2,02 \text{ м}^3 / \text{с}. \quad (3.39)$$

Кількість повітря, яке необхідно подавати до всмоктування вентилятора:

$$Q_{\epsilon\text{с}} = 1,43 \cdot Q_{\epsilon} \cdot \kappa_p, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.40)$$

де κ_p - коефіцієнт, що дорівнює 1,0 для ВМП з нерегульованою подачею і 1,1 - з регульованою.

$$Q_{\epsilon\text{с}} = 1,43 \cdot 60,6 \cdot 1,1 = 95,3 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря визначається за формулою:

$$R_{\text{мп.с}} = r_{\text{мп.}} \cdot (l_{\text{мп.}} + 20 \cdot d_{\text{мп.}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{мп.}} \cdot n_2), \text{ км}, \quad (3.41)$$

де $r_{\text{мп.}}$ - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, км;

n_1, n_2 - число поворотів трубопроводу на 90° і 45° відповідно;

$l_{\text{мп.}}$ - довжина трубопроводу, м;

$d_{\text{мп.}}$ - діаметр трубопроводу, м.

$$R_{\text{мп.с}} = 0,071 \cdot (50 + 20 \cdot 0,6 \cdot 1) = 4,4 \text{ км}.$$

Депресія вентилятора:

$$H_{\epsilon} = Q_{\epsilon}^2 \cdot R_{\text{мп.с}} \cdot \left(\frac{0,59}{\kappa_{\text{вт.мп.}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (3.42)$$

$$H_{\epsilon} = 2,42^2 \cdot 4,4 \cdot \left(\frac{0,59}{1,01} + 0,41 \right)^2 = 25,4 \text{ даПа}.$$

Виходячи з отриманих значень Q_e і H_e приймаємо вентилятор місцевого провітрювання ВМ-5.

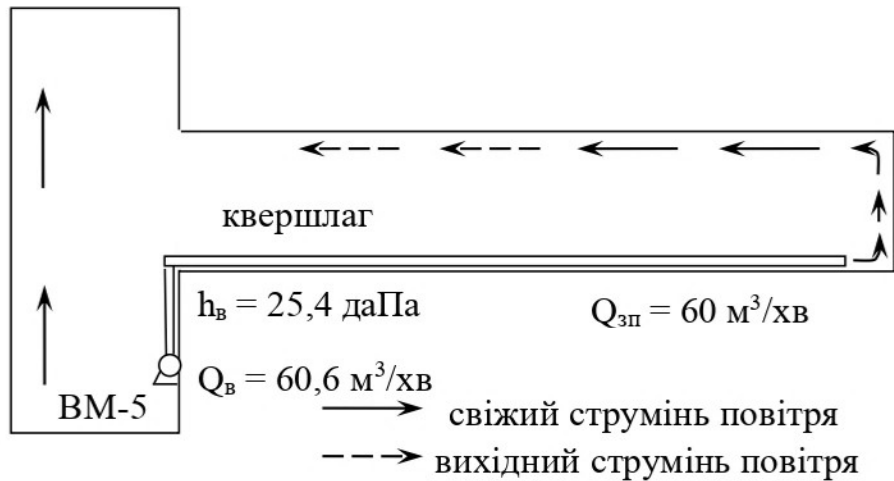


Рисунок 3.3 - Схема провітрювання

3.1.6 Кріплення виробки

Для кріплення квершлягу використовується металеве триланкове арочне кріплення КМП-А3 із спецпрофілю СВП-22 з відстанню між рамами 1,25 м. Арка кріплення складається з двох стояків завдовжки 3,0 м і верхняка довжиною 3,6 м.

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

Порядок зведення арки наступний: за допомогою установника кріплення КПМ-8 піднімають верхняк до покрівлі виробки, після чого в лунки на підшві встановлюють стійки з елементами податливості кріплення і розпирають їх, прикріплюють міжрамні з'єднання до раніше зведеної арки. Після з'єднання стійок з верхняками перевіряють напрямок виробки і розклинюють арочне кріплення в місцях накладення хомутів. Потім затягують боки та покрівлю залізобетонною затяжкою. У міру затягування виробки, порожнечі за кріпленням щільно закладають породю.

3.1.7 Транспортування гірської маси

Висока ефективність роботи привибійного транспорту досягається організацією безперервного потоку гірської маси і мінімальними витратами часу на маневри транспортних судин. З метою зменшення часу навантаження гірської маси, зведення до мінімуму періодичності роботи, збільшення продуктивності праці, зниження трудомісткості робіт, для транспортування гірської маси,

передбачаємо перевантажувач ППЛ-1 і вагонетки ВГ-1,6. Довжина перевантажувача дорівнює 60 м.

Під перевантажувач подають за допомогою електровоза АМ-8Д склад з 15 вагонеток ВГ-1,6. Під час навантаження гірської маси в вагонетки для виключення прокидання гірської маси на рейковий шлях, проміжки між вагонетками перекривають листом заліза. Після завантаження всіх вагонів, під час кріплення виробки змінюють склад вагонеток на порожній.

Необхідна кількість вагонеток на цикл:

$$n = \frac{S_{\text{вч}} \cdot \ell_{\text{зах}} \cdot k_p \cdot k_I}{V_{\text{в}} \cdot K_3} = \frac{13,1 \cdot 2 \cdot 1,4 \cdot 1,08}{1,6 \cdot 0,9} \approx 27 \text{ шт.} \quad (3.43)$$

де $S_{\text{вч}}$ – площа перерізу виробки в проходці, м²;

$\ell_{\text{зах}}$ – довжина заходки, м;

k_p – коефіцієнт розпушення породи, 1,4;

k_I – коефіцієнт що враховує зміну перерізу виробки;

$V_{\text{в}}$ – обсяг вагонетки ВГ-1,6, м³;

K_3 – коефіцієнт заповнення вагонетки;

3.1.8 Допоміжні роботи

До допоміжних робіт при проведенні виробки відносять установку запобіжного кріплення, пристрій водовідливної канавки, прокладку трубопроводів і кабелів, обладнання освітлення, такелажно-доставочні роботи.

В якості тимчасового кріплення будемо застосовувати установник кріплення КПМ-8. Завдання і контроль проектного напрямку виробки здійснюється маркшейдерським відділом за допомогою лазерного покажчика напрямку ЛУН-1.

3.1.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки

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

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

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

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

Таблиця 3.1 - Параметри знепилювання підготовчої виробки

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

Споживачами електричної енергії є електродвигуни породонавантажувальної машини 2ПНБ-2Б, перевантажувача ППЛ-1, вентилятора місцевого провітрювання ВМ-5, апарату освітлення АОС-4. Вибір потужності трансформатора для дільничної підстанції здійснюємо за коефіцієнтом попиту:

$$S_{mp} = K_c \cdot \frac{\sum P_n}{1,25 \cos \varphi_{cp}}, \quad (3.44)$$

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

K_c - коефіцієнт попиту, який визначається за формулою:

$$K_c = 0,286 + \frac{0,714 \cdot P_1}{\sum P_n} = 0,286 + \frac{0,714 \cdot 78}{147} = 0,66, \quad (3.45)$$

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

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

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

Таблиця 3.2 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів підстанції

Устаткування	$\sum P_{\text{уст}}, \text{кВ} \cdot \text{А}$	$\sum I_n, \text{А}$	$\cos \varphi_{\text{cp}}$	Пусковий апарат
2ПНБ-2Б	78	110	0,81	ПВІ-250
Перевантажувач ППЛ-1	45	60	0,88	ПВІ-63
Вентилятор місцевого провітрювання ВМ-5	20	80	0,85	ПВІ-63
Апарат освітлення АОС-4	4	5	0,8	
Разом	147			

$$S_{\text{тп}} = 0,66 \cdot \frac{147}{1,25 \cdot 0,84} = 92,4 \text{кВ} \cdot \text{А}$$

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

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

3.1.10 Організація гірничопрхідницьких робіт

Встановлюємо режим роботи у вибої виробки - 3 зміни по 6 годин зі спорудження виробки і одна зміна ремонтно-підготовча.

Визначення обсягів робіт.

З буріння шпурів:

$$Q_{\text{бур}} = l_{\text{шп}} \cdot n_{\text{шп}}, \text{ м}, \quad (3.46)$$

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 2,2 \cdot 35 = 77 \text{ м}$$

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

$n_{\text{шп}}$ - кількість шпурів у вибої виробки по породі, шт.

По прибиранню гірської маси:

$$Q_{\text{пор}}^{\text{уб}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 13,1 = 26,2 \text{ м}^3. \quad (3.47)$$

За кріпленню виробки:

$$Q_{\text{креп}} = \frac{l_{\text{зах}}}{n}, \text{ рам}, \quad (3.48)$$

де n - відстань між рамами кріплення, м.

$$Q_{\text{креп}} = \frac{2}{1,25} = 1,6 \text{ рамы}.$$

З нарощування вентиляційних труб:

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

Таблиця 3.3 - Витрати праці на цикл

№ п / п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Обсяг робіт	Норма вироблення			Трудомі сткість, чол-зм	Обґрун туванн я
				за збірничо м	попр к-ти	встанов лена норма		
1	Буріння шпурів	м	77	127,3 / 3 = 42,4	-	42,4	1,82	т.12
2	Прибирання породи	м ³	26,2	42,3 / 2 = 21,15	1,2	25,38	1,03	т.23
3	Кріплення виробки	рам	1,6	1,01	0,95 1,05	1,01	1,58	т.32
4	Нарощування постійного рейкового шляху	м	2	7,62	1,15	8,76	0,26	т.43
5	Проведення і кріплення водовідливної канавки	м	2	32	-	32	0,06	т.39 т.40

6	Нарощування вентиляційних труб	м	2	105	-	105	0,02	т.41
	Разом						$\Sigma = 4,77$	

Комплексна норма вироблення:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \frac{м}{чел-см}, \quad (3.49)$$

де Q - обсяг робіт на цикл, м;

$\sum T$ - сумарна трудомісткість робіт, чел-зм,

$$R_k = \frac{2}{4,77} = 0,42 \frac{м}{чел-см}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки - 4 чел.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$K_{пер} = \frac{T_{\phi}}{T_n} = \frac{4,77}{4} = 1,19. \quad (3.50)$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{нз}}{T_{см}} = \frac{6 - 1,1}{6} = 0,8. \quad (3.51)$$

Визначення тривалості операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{выр.i} \cdot k_{пер}}, \text{ час} \quad \left(t_i = \frac{T_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot k_{пер}} \right); \quad (3.52)$$

де V_i - обсяг і-го виду робіт;

$T_{см}$ - тривалість зміни, год;

n_i - кількість робочих, зайнятих на виконанні даної роботи або норма обслуговування агрегату, чел;

$H_{выр.i}$ - встановлена норма вироблення на даний процес;

α - коефіцієнт побудови графіка;

$k_{пер}$ - коефіцієнт перевиконання плану;

T_i - трудомісткість даного процесу або операції, чол-зм
Буріння шпурів:

$$t_{\text{бур}} = \frac{1,82 \cdot 6 \cdot 0,8}{3 \cdot 1,19} = 2,45 \text{ час.}$$

Прибирання породи:

$$t_{\text{уб}} = \frac{1,03 \cdot 6 \cdot 0,8}{2 \cdot 1,19} = 2,1 \text{ час.}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{\text{вен}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,8}{1 \cdot 105 \cdot 1,19} = 0,08 \text{ час.}$$

Нарощування постійного рейкового шляху:

$$t_{\text{вен}} = \frac{0,26 \cdot 6 \cdot 0,8}{4 \cdot 1,19} = 0,25 \text{ час}$$

Проведення і кріплення водовідливної канавки:

$$t_{\text{вен}} = \frac{0,06 \cdot 6 \cdot 0,8}{2 \cdot 1,19} = 0,12 \text{ час}$$

Кріплення:

$$t_{\text{кон}} = \frac{1,58 \cdot 6 \cdot 0,8}{4 \cdot 1,19} = 1,6 \text{ час.}$$

Визначимо тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = 2,45 + 1,1 + 2,1 + 1,6 + 0,25 = 7,5 \text{ год.}$$

Визначимо можливу кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{см}} \cdot (t_{\text{см}} - (t_{\text{Т.П.}} + t_{\text{ПЗО}} + t_{\text{Н.ВЕНТ.ТР.}}))}{T_{\text{ц}}} \text{ циклів/добу,} \quad (3.53)$$

$$K_{\text{ц}} = \frac{3 \cdot (360 - 18)}{450} = 2,2 \text{ циклів/добу.}$$

Добове і місячне посування вибою визначається за формулами:

$$Q_{\text{доб}} = l_{\text{зах}} \cdot K_{\text{ц}}, \text{ м/добу,} \quad (3.54)$$

$$Q_{\text{доб}} = 2 \cdot 2,2 = 4,6 \text{ м/добу,}$$

$$Q_{\text{міс}} = 25 \cdot 4,4 = 110 \text{ м/міс.}$$

График организации работ

ПРОЦЕССЫ	единицы измерения	Объем работ	Количество человек	Продолжительность, час	График работ														
					7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	18	19			
Прием, сдача смены			4	0,15															
Бурение шуров	м	77	3	2,45															
Заряжание шпуров, взрывание, проветривание			4	1,1															
Уборка породы	м ³	26,2	2	2,1															
Крепление выработки	рам	1,6	4	1,6															
Нарращивание постоянного рельсового пути	м	2	4	0,25															
Проведение и крепление водоотливной канавки	м	2	2	0,12															
Нарращивание вентиляционного трубопровода	м	2	2	0,04															

3.1.11 Техніко-економічні показники

Вартість проведення одного погонного метра виробки розраховують за такими елементами витрат:

- допоміжні матеріали;
- споживання електроенергії;
- витрати на оплату праці;
- відрахування на соціальне страхування;
- амортизація основних фондів.

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

Найменування матеріалу	Обсяг на 1 м	Обсяг на 1 міс	Ціна 1 од, грн	Вартість, грн
Амоніт Т-19	21	2310	250	577500
Детонатори типу ЕДКЗ	17.5	1925	45	86625
Сітка	10	1100	300	330000
Дріт ВП	60	6600	20	132000
Коронки	6	660	500	330000
Шпали	2,8	308	1500	462000
Мастильні матеріали	0	0	1	20000
Запасні частини	0	0	1	50000
Разом				1988125

Таблиця 3.5 - Розрахунок витрат за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%), грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Рейки	т	10000	5.632	56320	59136	8	7392
Металеве кріплення	компл	40000	88	3520000	3696000	48	77000
Труби вентил.	м	1200	132	158400	166320	8	20790
Труби метал.	м	850	220	187000	196350	12	16362,5
Кабель гнучкий	м	2200	137.5	302500	317625	12	26468,7
РАЗОМ				4167900	4376295		148013,2

Таблиця 3.6 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
Амоніт Т-19	577500
Детонатори типу ЕДКЗ	86625
Затягування	330000
Дріт	132000
Коронки	330000
Сітка	462000
Масильні матеріали	20000
Запасні частини	50000
Разом вартість розрахованих матеріалів	1988125
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	298218,75
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	4376295
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	2500
Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці	6665138,75

Таблиця 3.7 – Електроенергія, що споживається дільницею

Найменування струмоприймачів	Встановлена потужність електродвигунів, кВт	Кількість двигунів в струмоприймачі, шт	Загальна встановлена потужність двигунів, кВт
2ПНБ-2Б	-	-	78
ПШЛ-1	45	1	45
АОС-4	4	1	4
ВМ-5	20	1	20
РАЗОМ			147

Місячні витрати електроенергії, що споживається дільницею, слід розрахувати за формулою:

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \epsilon}{0,95} = 64339,5 \text{ грн} \quad (3.55)$$

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

$\sum P_{\text{уст}}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 3.2);

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

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

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

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

v - тарифи за 1 кВт · год електроенергії, що споживається, грн;

0,95 - ККД мережі.

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

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Тарифна ставка годинна, грн	Доплата до першої години нічного часу (40% від годинної ставки)	Явочна чисельність у 3 і 4 зміну, чел	Кількість нічних годин в зміні	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівникам и дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	в місяць	
Машиністи гірничих виїмкових машин	332,5	133	2	4	8	200	26600
Прохідники	332,5	133	6	4	24	600	79800
Електрослюсарі	297,3	118,9	2	4	8	200	23784
Машиністи підземних установок	250,8	100,3	2	4	8	200	20064
Гірники	219,8	87,92	2	4	8	200	17584
Разом робочим	-	-	-	-	-	-	167832
Начальник дільниці	213,3	85,3	1	4	4	100	8533,3
Зам. нач. дільниці	196	78,4	1	4	4	100	7840
Пом. нач.	180	72	1	4	4	100	7200

дільниці							
Механік дільниці	166,6	66,6	1	4	4	100	6666,6
Гірничі майстри	166,6	66,6	2	4	8	200	13333,3
Разом керівникам і фахівцям дільниці	-	-	-	-	-	-	43573,3
ВСЬОГО	-	-	-	-	-	-	211405,3

Таблиця 3.9 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чол	Кількість днів роботи дільниці, кількість спусків у шахту	Доплата, грн
Прохідники	41	1	16	400	1 6400
Електрослюсарі			12	300	12300
Машиністи підземних установок			8	200	8200
Гірники			8	200	8200
Разом робочим					45100
Начальник дільниці	41	1	1	25	1025
Зам. нач. дільниці			1	25	1025
Пом. нач. дільниці			1	25	1025
Механік дільниці			1	25	1025
Гірничі майстри			4	100	4100
Разом керівникам і фахівцям дільниці					8200
ВСЬОГО					53300

Таблиця 3.10 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Робітничі професії	Загальна кількість виходів на місяць	Тариф. ставка денна., грн	Фонд прямої зараб. плати робітників дільн., грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	Премія		Допл. за нормат. час пересувни., грн	Допл. за руков. бригадою і танком	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	522291	79800	15	78343,7	16400	23042	719876
Електрослюсарі	66	1784	117744	23784	15	17661	12300	0	171489
Маш. підз. установок	66	1505	99330	20064	15	14899	8200	0	142493
Гірники	66	1319	87054	17584	15	13058	8200	0	125896
Разом робочим	-	-	826419	141232	-	123963	45100	23042	1159756

Таблиця 3.11 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу		Допл. за нормат. час пересувни., грн	газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
				в ночн. час	грн			
Нач. дільниці	32000	1	32000	8533,33	229	3200	43962	
Зам. нач. дільниці	29400	1	29400	7840	229	2940	40409	
Пом. нач. дільниці	27000	1	27000	7200	229	2700	37129	
Механік дільниці	25000	1	25000	6666,67	229	2500	34396	
Гірничі майстри	25000	3	75000	13333,3	687	2500	91520	
РАЗОМ			188400	43573,3	1603	13840	247420	

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

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37, = 520753,8 \text{ грн} \quad (3.56)$$

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

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100} = 171875 \text{ грн} \quad (3.57)$$

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

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

Таблиця 3.12 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
2ПНБ-2Б	1250000	1	1250000
ППЛ-1	100000	1	100000
ВМ-5	25000	1	25000
РАЗОМ	-	-	1375000

Таблиця 3.13 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Z_e), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e/V_{\text{мес}}$), грн
1. Матеріальні витрати - всього	6729478,3	61177
в тому числі:		
допоміжні матеріали	6665138,7	60592,1
електроенергія	64339,5	584,9
2. Витрати на оплату праці	1407172,4	12792,4
3. Відрахування на соц. страхування	500932,8	4553,9
4. Амортизація основних фондів	17187,5	156,25
Разом	2604771,4	23679,74

3.2 Проведення західного відкотного квершлягу на пласт l_1 комбайновим способом

3.2.1 Розрахунок проявів гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

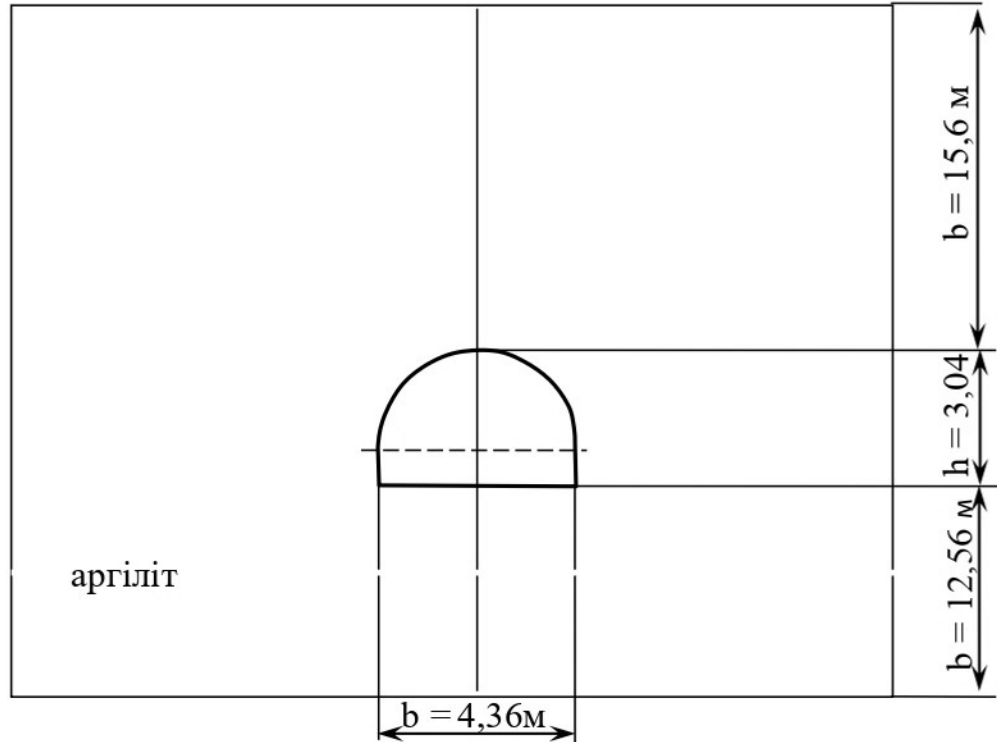


Рисунок 3.5 - Розрахункова схема

Величину зсувів порід покрівлі, ґрунту і боків розраховують за формулами:

$$\begin{aligned}
 U_{o.кр} &= U_{т.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \\
 U_{o.лч} &= U_{т.лч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \\
 U_{o.бок} &= U_{т.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot k_{\theta} \cdot k_t
 \end{aligned}
 \tag{3.58}$$

де $U_{т.кр}$, $U_{т.лч}$, $U_{т.бок}$ - зміщення порід, визначені за графіками в залежності від розрахункового значення R_c і глибини розташування виробки H ;

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

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

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

$$k_{ш.кр,лч} = 0,2 \cdot (b - 1),$$

$$k_{ш.бок} = 0,2 \cdot (h - 1),$$

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

$$k_{\sigma \cdot \text{вд} \cdot \text{в}} = 0,2 \cdot (4,36 - 1) = 0,67$$

$$k_{\sigma \cdot \text{вд} \cdot \text{в}} = 0,2 \cdot (3,04 - 1) = 0,41$$

k_e - коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t - коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

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

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

m_i - потужність i -го шару порід, м.

$$R_{c.кр} = 50 \text{ МПа}$$

$$R_{c.лч} = 50 \text{ МПа}$$

$$R_{c.бок} = 50 \text{ МПа}$$

$$U_{m.кр} = 105 \text{ мм}, U_{m.лч} = 105 \text{ мм}, U_{m.бок} = 105 \text{ мм}.$$

$$U_{o.кр} = 105 \cdot 1,0 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 70,35 \text{ мм}$$

$$U_{o.лч} = 105 \cdot 1,0 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 70,35 \text{ мм}$$

$$U_{o.бок} = 105 \cdot 1,0 \cdot 0,35 \cdot 0,41 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 15,06 \text{ мм}$$

Визначаємо розрахункове навантаження на 1 м виробки на підставі зсувів порід покрівлі за формулою:

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

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

P^h - нормативна питома навантаження, визначене в залежності від зсувів порід і ширини, висоти виробки в проходці;

k_n - коефіцієнт перевантаження і ступеня надійності;

k_{np} - коефіцієнт впливу способу проведення виробок;

b - ширина виробки в проходці, м.

$$P = 48 \cdot 1,0 \cdot 0,6 \cdot 4,36 = 125,5 \text{ кН}$$

$$P = 32 \cdot 1,0 \cdot 0,6 \cdot 3,04 = 58,4 \text{ кН}$$

Виходячи з ширини виробки приймаємо аркове податливе кріплення з спецпрофілю СВП - 22 КМП - А3 з опором в податливому режимі $N_s = 260 \text{ кН}$ (замки ЗПК) і конструктивною піддатливістю 400 мм.

Визначаємо щільність установки n рам кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{125,5}{260} = 0,48 \text{ рам/м}$$

прийнято $n = 0,5$ рам / м.

Перевірка кріплення по піддатливості:

$$\Delta \geq U_{кр},$$

де Δ - конструктивна піддатливість кріплення, мм;

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

$$400 \text{ мм} > 70,35 \text{ мм}$$

Величину зсувів порід покрівлі у виробці, що потрапляє в зону надробки розраховуємо за формулами:

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

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 0,67 \cdot 1,0 \cdot (1,0 \cdot 105 + 1 \cdot 110 + 12 \cdot 3,5 \cdot 1,0) = 170 \text{ мм},$$

де $k_{кр}$ - коефіцієнт, що враховує вплив класу покрівлі за обрушуваністю, рівний для легкообрушуваною покрівлі 0,8, середнеобрушуваною - 1, і важкообрушуваною - 1,2;

U_n - зміщення порід в зоні впливу тимчасового опорного тиску надрабативаючої лави, при відстані до пласта 30 м;

v_n - швидкість зсувів порід у виробці після надробки;

k_{t1} - коефіцієнт впливу часу підтримки виробки після надробки.

Визначаємо сумарне навантаження на кріплення за весь термін служби за величиною $U_{кр}$:

$$P_1 = 170 \cdot 1,0 \cdot 0,6 \cdot 4,36 = 444,7 \text{ кН}.$$

Знаходимо кількість засобів посилення на 1 м виробки з виразу:

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

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

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

N_{SI} - опір засобів посилення, кН.

$$n_1 = \frac{447,7 - 0,8 \cdot 260}{100} \geq 2,4 \text{ шт/м.}$$

Остаточну щільність установки основного кріплення і засобів посилення вибираємо з технологічних міркувань $n_1 = 5$ шт/м, тобто анкера посилення встановлюємо над кожною аркою.

Перевіряємо кріплення по піддатливості:

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

де k_{oc} , k_{yc} - коефіцієнти, які обираються в залежності від щільності установки основного кріплення і засобів посилення.

$$\Delta \geq 170 \cdot 0,89 \cdot 0,95, \\ 400 \text{ мм} > 144 \text{ мм.}$$

Остаточну приймаємо триланкове кріплення КМП-А3 з СВП-22 з піддатливістю 400 мм, щільністю установки $n = 0,8$ рам/м. У зоні впливу надробки кріплення посилюється 5 анкерами під кожну раму.

3.2.2 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання та визначення його оптимальних параметрів

З огляду на міцність порід, що вміщують, площу поперечного перерізу і довжину виробки приймаємо комбайновий спосіб проведення гірничої виробки.

Виходячи з гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов проведення приймаємо прохідницький комбайн П110-04 з навантаженням гірської маси на скребковий конвеєр СР-70М.

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

Підставою для розрахунку за елементною трудомісткістю і тривалістю робіт прийняті галузеві агрегатні норми проведення виробок комбайнами.

Кваліфікаційний склад ланки: - 1 машиніст гірничих виїмкових машин VI розряду (при самостійному виконанні робіт по дрібному ремонту комбайна), 3 прохідника V розряду.

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

3.2.3 Провітрювання виробки

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

Розраховуємо необхідну кількість повітря за мінімально дозволеною швидкістю в привибійному просторі тупикової виробки.

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

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

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 9,6 = 156 \text{ м}^3/\text{хв} = 2,6 \text{ м}^3/\text{с};$$

Максимальні витрати повітря у виробці по виділенню метану:

$$Q_{зп} = \frac{100 \cdot j_{зп}}{C - C_0},$$

де: $j_{зп}$ - метановиділення на привибійній ділянці, слід приймати до 4 м³/хв;
 $C < 1\%$ - допустима концентрація метану у вихідному із виробки вентиляційному струмені [18];

C_0 - концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробки, приймається 0,05.

$$Q_{зп} = \frac{100 \cdot 2,5}{1 - 0,05} = 263,15 \text{ м}^3/\text{хв} = 4,38 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Для вибору вентилятора, розрахунок здійснюємо по найбільшому витраті повітря, по виділенню метану.

Визначимо продуктивність вентилятора за формулою:

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

де: $K_{ут.тр}$ - коефіцієнт витоків повітря трубопроводу при довжині виробки 1100 м, витраті повітря в кінці трубопроводу 4,38 м³/с і діаметрі трубопроводу 1,0 м, $K_{ут.тр} = 1,6$;

$$Q_{в} = 263,15 \cdot 1,6 = 421 \text{ м}^3/\text{хв} = 7,0 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Визначимо депресію вентилятора:

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

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

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

де: $Z_{\text{тр}}$ - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу $Z_{\text{тр}} = 0,0053 \text{ к}\mu/\text{м}$;

$l_{\text{тр}}$ - довжина трубопроводу $l_{\text{тр}} = 110 \text{ м}$;

$d_{\text{тр}}$ - діаметр трубопроводу $d_{\text{тр}} = 1,0 \text{ м}$;

n_1 - кількість поворотів трубопроводу на 90° , $n_1 = 1$;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0053 \cdot (110 + 20 \cdot 1,0 \cdot 1) = 2,75 \text{ к}\mu$$

$$h_e = 7,0^2 \cdot 2,75 \cdot \left(\frac{0,59}{1,6} + 0,41 \right)^2 = 81,7 \text{ даПа.}$$

Виходячи з отриманих значень Q_e і h_e приймаємо вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8.

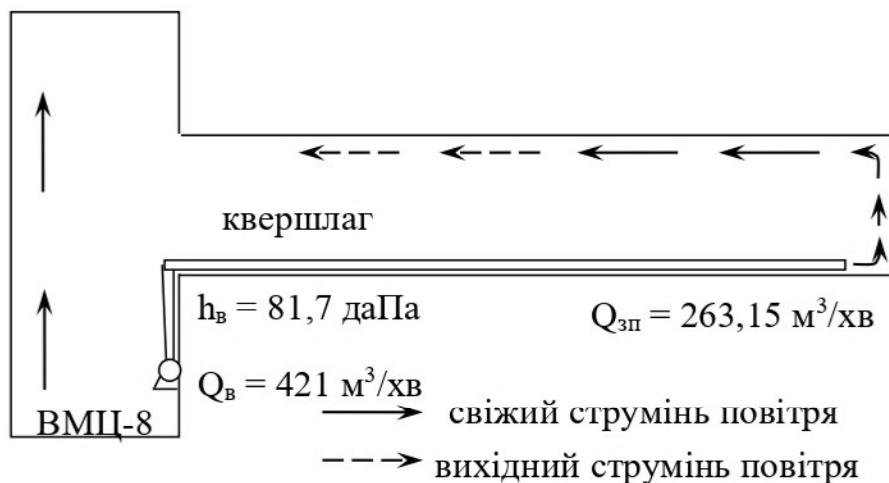


Рисунок 3.6 - Схема провітрювання

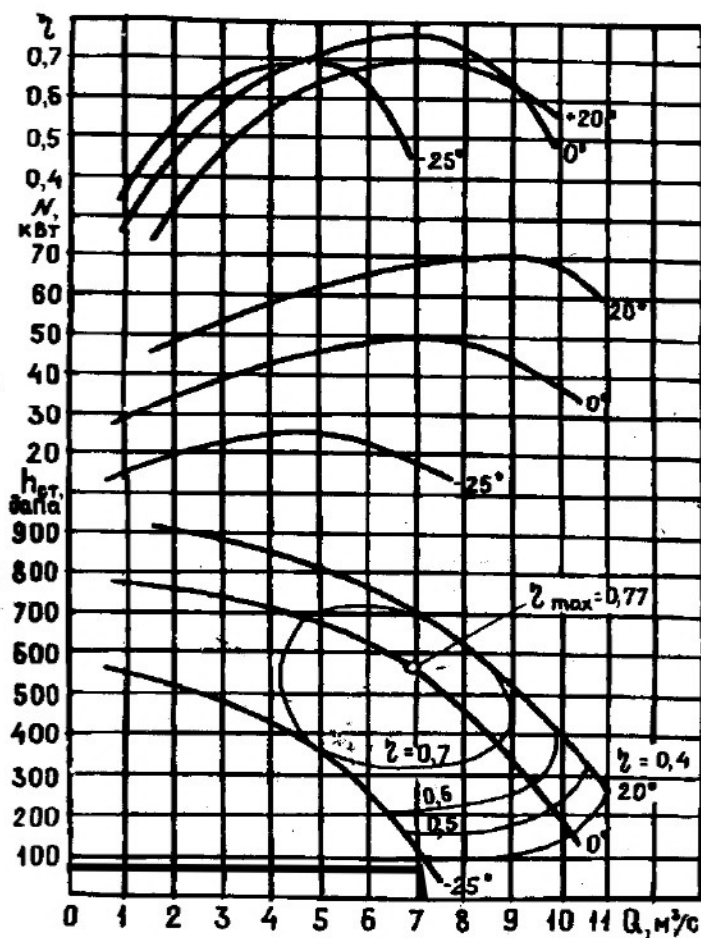


Рисунок 3.8 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦ-8

3.2.4 Кріплення виробки

Для кріплення квершлягу використовується металеве триланкове арочне кріплення КМП-А3 із спецпрофілю СВП-22 з відстанню між рамами 1,25 м. Арка кріплення складається з двох стояків завдовжки 3,0 м і верхняка довжиною 3,6 м.

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

Порядок зведення арки наступний: за допомогою виконавчого органу комбайна П110-04, піднімають верхняк до покрівлі виробки, після чого в лунки на підшві встановлюють стійки з елементами податливості кріплення і розпирають їх, прикріплюють міжрамні з'єднання до раніше зведеної арки. Після з'єднання стійок з верхняками перевіряють напрямок виробки і розклинюють арочне кріплення в місцях накладення хомутів. Потім затягують боки та покрівлю залізобетонною затяжкою. У міру затягування виробки, порожнечі за кріпленням щільно закладають породю. Анкера встановлюють з відставанням від вибою 30-50 м.

3.2.5 Транспортування гірської маси

Висока ефективність роботи привибійного транспорту досягається організацією безперервного потоку гірської маси і мінімальними витратами часу на маневри транспортних судин. З метою зменшення часу навантаження гірської маси, зведення до мінімуму періодичності роботи, збільшення продуктивності праці, зниження трудомісткості робіт, для транспортування гірничої маси, передбачаємо скребковий конвеєр СР-70М.

3.2.6 Водо- і енергопостачання вибою виробки

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

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

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу використовується і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом у вибої квершлягу є прохідницький комбайн П110-04 і водяна завіса.

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

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

Таблиця 3.14 - Параметри знепилювання підготовчої виробки

Заходи щодо знепилювання	Застосовувані зрошувачі, тип	Тиск води, кгс/см ² , кількість	Витрати води	Застосування зволожувача		Кон-ція %	Витрата, кг/добу
				л/хв	м ² /добу		
Зрошення під час роботи прохідницького комбайна П110-04		6	30	85	30,6	0,1	30,6
пиловловлювання	ФО-5.0-125	1	30	50	18,0	0,1	18,0
Очищення вентиляційного струменя	ПФ-5.0-165	3	12	22	6,5		

Споживачами електричної енергії є електродвигуни прохідницького комбайна П110-04, вентилятора місцевого провітрювання ВМЦ-8, скребкового

конвеєра СР-70м, апарату освітлення АОС-4. Вибір потужності трансформатора для дільничної підстанції здійснюємо за коефіцієнтом попиту:

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

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

K_c - коефіцієнт попиту, який визначається за формулою:

$$K_c = 0,286 + \frac{0,714 \cdot P_1}{\sum P_n} = 0,286 + \frac{0,714 \cdot 225}{416} = 0,67,$$

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

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

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

Таблиця 3.15 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів підстанції

Устаткування	$\sum P_{уст}, \text{кВ} \cdot \text{А}$	$\cos \varphi_{cp}$	Пусковий апарат
Прохідницький комбайн П110-04	225	0,81	ПВІ-250
Вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8	132	0,75	ПВІ-63
Скребокний конвеєр СР-70м	55	0,84	ПВІ-63
Апарат освітлення АОС-4	4	0,8	
Разом	416		

$$S_{mp} = 0,67 \cdot \frac{416}{1,25 \cdot 0,8} = 278,72 \text{кВА}.$$

Приймаємо для енергопостачання підготовчого вибою пересувну електropідстанцію типу ТСВП-320, яку слід встановити на свіжому струмені повітря. Для живлення пересувної підстанції прийнята напруга 6000 В, для низьковольтних споживачів 660 В і для мережі освітлення 127 В. Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів, комплектуються в низьковольтний розподільчий пункт. Для живлення вибійних механізмів передбачаємо прокладку від дільничного до вибійного розподільні пункти, що встановлюється в 100 м від вибою, гнучких екранованих кабелів

марки КГЕШ. Управління пускачами - дистанційне КУ-92РВ, що встановлюються в 20 – 50 м від вибою. Освітлення вибою, місця установки підстанції і розподільні пункти проводиться люмінесцентними світильниками у вибухобезпечному виконанні типу РВЛ, які живляться від апарату АОС-4, що встановлюється на розподільні пункти. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів КРПСІ. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроєм автоматичного контролю ізоляції Аукі-127, вбудованим в апарат освітлення.

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

3.2.7 Організація гірничопрохідницьких робіт

Витрати праці на 1 м виробки зводимо в таблицю 3.16.

Комплексна норма вироблення на одного прохідника:

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

$$H_k = \frac{1,25}{1,92} = 0,65 \text{ м/чел - см.}$$

Визначимо тривалість циклу:

$$T_{\text{ц}} = 95,5 + 21,75 + 43,1 + 24,47 = 184,82 \text{ хв.}$$

Визначимо можливу кількість циклів на добу:

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

$$K_{\text{ц}} = \frac{3 \cdot (360 - (20,2 + 18,1))}{184,82} = 5,2 \text{ циклів/добу.}$$

Добове і місячне посування вибою визначається за формулами:

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

$$Q_{\text{сут}} = 1,25 \cdot 5,2 = 6,5 \text{ м/добу,}$$

$$Q_{\text{міс}} = 25 \cdot 6,5 = 162,5 \text{ м/міс.}$$

Тривалість проведення квершлягу можна розрахувати за формулою:

$$T_{\text{вир}} = l_{\text{вир}} / Q_{\text{міс}} = 110 / 162,5 = 0,68 \text{ мес.}$$

Таблиця 3.16 - Витрати праці на 1 м виробки

Найменування операцій	Обсяг робіт		Витрати праці, люд.-хв..	Трудомісткість на цикл, люд.-хв.	Тривалість процесу, хв.	Підстава
	Од. вим	за цикл				
П 3 0 на зміну Усунення дрібних несправностей	-	-	20,2 18,1	-	20,2 18,1	ЕНВ табл.42
Управління комбайном під час роботи і маневрів, спостереження за навантаженням гірської маси. Навантаження гірської маси, що просипалася	м	1,25	137,64+ 11% = 152,8	191	191/2 = 95,5	табл.43
Відведення виконавчого органу комбайна від вибою. Огляд комбайна, змащування вузлів, заливка масла в гідросистему. Опрацювання виконавчого органу комбайна і підведення його до вибою	м	1,25	8,22	10,27	10,27 / 2 = 5,13	табл.43
Огляд і заміна зубків і пилоуловлюючих мішків. Підтягування і підвіска кабелю і шланга зрошення	м	1,25	15,77	19,7	19,7 / 2 = 9,85	табл.43
Установка перевантажувача в положення навантаження, расштибовка перевантажувача	м	1,25	6,7	8,37	8,37 / 2 = 4,2	табл.43
Розбивка великих шматків породи. Підкидка гірської маси до навантажувального органу і зачистка підшви	м	1,25	61,91	77,38	77,38 / 2 = 38,69	табл.43
Перевірка напрямку виробки	м	1,25	6,30	7,87	7,87 / 2 = 3,9	табл.43
Установка і пересування тимчасового запобіжного кріплення	2	1,25	34,80	43,5	43,5 / 2 = 21,75	табл.43
Кріплення виробки	м	1,25	127,0.0,9. 1,05 + 15% = 138	172,5	172,5 / 4 = 43,1	табл.44
Нарощування конвеєра	м	1,25	69,6 + 13% = 78,3	97,9	97,9 / 4 = 24,47	табл.44
Проведення і кріплення водовідливної канавки	м	1,25	46,155	57,69	57,69 / 2 = 28,84	табл.121 124
Нарощування вентиляційних труб	м	1,25	3,54 + 15% = 3,96	4,95	4,95 / 2 = 2,47	табл.44

№	Наименование процессов, операций	Объем раб. на цикл		Время мин.	Проходческая смена												
		Ед. изм.	Кол-во		13	14	15	16	17	18							
1	ПЗО			20,2													
2	Управление комбайном во время работы и маневров, наблюдение за погрузкой горной массы. Погрузка просыпающейся горной массы.	м	1,25	95,5													
3	Отведение исполнительного органа комбайна от забоя. Осмотр комбайна, смазка узлов, заливка масла в гидросистему. Проработка исполнительного органа комбайна и подведение его к забоя	м	1,25	5,13													
4	Осмотр и замена зубков и пылеулавливающих мешков. Подтягивание и подвеска кабеля и шланга орошения	м	1,25	9,85													
5	Установка перегружателя в положение погрузки, расштыковка перегр.	м	1,25	4,2													
6	Разбивка крупных кусков породы. Подкидка горной массы к погрузочному органу и зачистка лопфы	м	1,25	38,69													
7	Проверка направления выработки	м	1,25	3,9													
8	Крепление выработки	м	1,25	43,1													
9	Нарезывание вентиляционных труб	м	1,25	24,7													
10	Установка и передвижка временной предохранительной крепи	м	1,25	21,75													
11	Нарезывание кондейера	м	1,25	24,47													
12	Продвижение и крепление водоотливной канавки	м	1,25	28,84													
13	Выполнение вспомогательных операций	м	1,25	21,3													
14	Устранение мелких неисправностей			18,1													

Рисунок 3.9 – Графік організації робіт

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

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

де H_B - агрегатна норма виробітку, м/зміну;

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

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

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

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

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

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

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

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

$$H = \frac{360 - 38,3 - 10}{(76,4 + 12) \cdot 1,11 + 54} = 2,1 \text{ м.}$$

3.2.8 Техніко-економічні показники

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

Найменування матеріалу	Обсяг на 1 м	Обсяг на 1 міс	Ціна 1 од	Вартість, грн
Шпали	0,0852	13,845	4579,7	66576,2
Затяжка з/б	0,46	74,75	6709,3	526596,1
Різці для комбайна	7	1137,5	272,6	310082,5
Мастильні матеріали	0	0	1	8500
Запасні частини	0	0	1	15000
Разом				926754,9

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

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%), грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Металеve кріплення	компл	4500	130	585000	614250	48	12796,8
Труби вентил.	м	1111	195	216742	227579	8	28447,4
Труби метал.	м	347,3	325	112872	118516	12	9876,3
Кабель гнучкий	м	1081	203,12	219578	230557	12	19213
РАЗОМ				1134193,1	1190900		70333,7

Таблиця 3.19 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
Шпали	66576,2
Затяжка з/б	526596,1
Різці для комбайна	310082,5
Масильні матеріали	8500
Запасні частини	15000
Разом вартість розрахованих матеріалів	926754,9
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	139013,2
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	1190902,7
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	2500
Разом вартість допоміжних матеріалів по дільниці	2259170,9

Таблиця 3.20 - Споживана ділянкою електроенергія

Найменування струмоприймачів	Встановлена потужність електродвигунів, кВт	Кількість струмоприймачів, шт	Загальна встановлена потужність двигунів, кВт
П110-04	225	1	225
СР-70М	55	1	55
ВМЦ-8	132	1	132
АОС-4	4	1	4
РАЗОМ			416

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

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \epsilon}{0,95} = 182070 \text{ грн}$$

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

$\sum P_{\text{уст}}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 3.15);

k_c - коефіцієнт попиту (48), що враховує недовантаження і неодночасність роботи струмоприймачів;

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

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

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

ϵ - тарифи за 1 кВт · год електроенергії, що споживається, грн;

0,95 - ККД мережі.

Таблиця 3.22 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чол	Кількість днів роботи дільниці, кількість спусків у шахту	Доплата, грн
Прохідники	22,9	1	16	400	9160
Електрослюсарі			8	200	4580
Машиністи підземних установок			8	200	4580
Гірники			8	200	4580
Разом робочим					22900
Начальник дільниці	22,9	1	1	25	572,5
Зам. нач. дільниці			1	25	572,5
Пом. нач. дільниці			1	25	572,5
Механік дільниці			1	25	572,5
Гірничі майстри			4	100	2290
Разом керівникам і фахівцям дільниці					4580
ВСЬОГО					27480

Таблиця 3.23 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Робітничі професії	Загальна кількість виходів на місяць	Тариф. ставка за денну., грн	Фонд прямої зароб. плати робітників учка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	Премія		Допл. за нормат. час пересуванн., грн	Допл. за руков. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	130630,5	16176	15	19594	9160	6029,1	181590
Ел.слюсарі	66	454,8	30016,8	6064	15	4502,5	4580	0	45163
Маш. підз. установок	66	454,8	30016,8	6064	15	4502,5	4580	0	45163
Гірники	66	403,8	26650,8	5384	15	3997,6	4580	0	40612
Разом робочим	-	-	217314,9	33688	-	32597	22900	6029	312529

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

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу	Допл. за нормат. час пересувни., грн	газова	Разом зарплата, грн
				в ночн. час		надбавк а, грн	
Нач. дільниці	21000	1	21000	5586,2	229	2100	28915
Зам. нач. дільниці	19000	1	19000	5066,6	229	1900	26196
Пом. нач. дільниці	16500	1	16500	4400	229	1650	22779
Механік дільниці	16000	1	16000	4266,6	229	1600	22096
Гірничі майстри	15000	3	45000	8000	687	1500	55187
РАЗОМ			117500	27319,6	1603	8750	155170

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

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37 = 173040 \text{ грн}$$

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

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100} = 200625 \text{ грн}$$

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

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

Таблиця 3.25 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
П110-04	3450000	1	3450000
СР-70М	344000	1	344000
ВМЦ-8	110000	1	110000
РАЗОМ	-	-	3904000

Таблиця 3.26 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Z_e), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e/V_{\text{міс}}$), грн
1. Матеріальні витрати - всього	2441247,58	22193,16
в тому числі:		
допоміжні матеріали	2259170	20537,9
електроенергія	182076,6	1655,24
2. Витрати на оплату праці	467701	4251,83
3. Відрахування на соц. страхування	162882	1480,75
4. Амортизація основних фондів	33184	301,67
РАЗОМ	2787637,6	25342,16

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження західного відкотного квершлягу на пл. l_1 .

У проекті розглянуто 2 способи проведення квершлягу. При першому способі спорудження ведеться буропідливним способом.

При другому способі проведення запропоновано використати комбайн П 110-04.

Порівняльні техніко-економічні показники будівництва квершлягу наведені в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Порівняльні техніко-економічні показники.

Показник	Од. виміру	Варіант №1	Варіант №2
Площа перерізу виробки в світлі	м ²	9,6	9,6
Крок встановлення кріплення	м	1,25	2,0
Тривалість циклу	год.	7,5	5,2
Трудомісткість	люд.-зм/год	8,99	7,43
Швидкість спорудження	м/міс	110	162,5
Кошторисна вартість 1 п.м	тис. грн./м	23,68	25,34

Виходячи з порівняння варіантів спорудження квершлягу приймаємо перший варіант – при цьому варіанті кошторисна вартість спорудження зменшується на 7 %, це пов'язано з тим, що використовувати прохідницький комбайн для проведення виробки невеликої довжині економічно недоцільно, що і підтверджено розрахунками.

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

Список використаної літератури

1. Правила безпеки у вугільних і сланцевих шахтах – М: “Надра”. 1986г. – 60с.
2. Пигида Г.Я., Гудзило Е.А., Горбунов Н.И. Аеродинамічні розрахунки по копальневій аерології: Підручник для вузів – Київ, 1992г.
3. Веселов Д.А., Задорожний А.М., Поглибить стовбурів. Довідник – М: “Надра” 1989г.
4. Техніка і технологія проходки вертикальних стволів. – М: Надра” 1987г.
5. Керівництво по проектуванню вентиляції вугільних шахт – М: “Основа” 1994г.
6. Довідник інженера – шахтобудівника в 2х томах. ТОМУ 1,2 Під редакцією, В.В. Белого – М: “Надра” 1983г.
7. Машина і устаткування для вугільних шахт. – М: “Надра” 1994г.
8. Гузеев А.Г. і ін. Споруда горизонтальних і похилих гірських вироблень. – “Київ” ВШ, 1980г. – 173с.
9. Евдокимов Ф.И., Восполит В.Г., Никонов Г.Г. Організація, планування і управління в шахтному будівництві. – “Київ” ВШ, 1985г.
10. Насонов И.Д. і ін. Технологія будівництва підземних споруд, 2.1,2 і 3 – М: “Надра” – 1983г.
11. Довідник по шахтному транспорту. – М: “Надра” 1988г.
12. СНіП – 4-2-82. Розрахунок єдиних розцінок.
13. СНіП – 4-4-82. Вартість матеріалів.
14. Федюким В.А., Федюнец Б.И. Реконструкція гірських підприємств: Підручник для вузів. – М: “Надра” 1988г.
15. Килячков А.П. Технологія гірського будівництва. – М: “Надра” 1992г.
16. Норми технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт. – М: “Надра” 1965г.
17. Таранов П.Я., Гудзь А.Т. Руйнування гірських порід вибухом. – М: “Надра” 1976г.
18. Кравцов А.И., Трофімов А.А., Шахтна геологія. – М: “Надра” 1977г.
19. Малевич Н.А. Гірничопрохідницькі машини і комплекси. – М: “Надра” 1980г.
20. Законодавство, укази про ОХОРОНУ ПРАЦІ. Збірка документів. Т1. до., 1986г.
21. Штейн И.Д., Кривошей И.А.. Проходка наклонных стволов в Криворожском бассейне // Шахтное строительство. -1963. С. 23 - 26.
22. Строительство наклонных стволов крупнейшей шахты в Кузбассе / СБ. Гордон, А.А. Максимчук и др. // Шахтное строительство. - 1974. - № 10. - С. 22 - 24.
23. Клайн И. Проходка стволов с проектом "Сельби" // Глюка-уф. - 1981.- №23.-С. 10- 15.

24. Фриц В. Проектирование конвейерного наклонного ствола на шахте "Проснер - Хейнкель" // Глюкауф. - 1985. - № 12. -СП* 16.
25. Руше И. Завершение проходки наклонного ствола "Проснер" // Глюкауф.- 1986. - № 9. - С. 24 - 28.
26. Цуй Цзэн-ци. Состояние строительства наклонных стволов в КНР // Техника строительства шахтных стволов. - Пекин, 1997. -№2. -С12- 16.
27. Справочник проектировщика угольных шахт. - Пекин, 1984- 400 с.
28. Григоренко Ю.Д., Войтов М.Д., Винокуров Г.Ф. Горнопроходческие работы и применяемая техника на шахтах Кузбасса / Труды Российско-Китайского симпозиума 24 - 27 апреля 2000г. // Строительство шахт и городских подземных сооружений. - Кемерово - Тайвань, 2000. - С. 104 -108
29. Маньковский Г.И. Специальные способы сооружения стволов шахт. - М.: Наука, 1965. - 316 с.
30. Покровский Н.М. Сооружение и конструкция горных выработок. Ч. III. М.: Госгортехиздат, 1963. - 316 с.
31. Разработать конструкцию унифицированного скипа переменной вместимости для проходки наклонных горных выработок. Отчет НИР КузНИИшахтострой / Рук. Косарев Н.Ф.- 1994.- 15 с.
32. Першин В.В., Косарев Н.Ф., Войтов М.Д, Гордеев СВ. Методика расчета подъема по наклонным стволам с применением унифицированного скипа переменной вместимости / Междунар. научн.-техн. сб. //Техника и технология разработки месторождений полезных ископаемых. Вып. 5. - Новокузнецк, 1999.- С. 113-118.
33. Гайко Г. І. Майхерчик Т. Досвід кріплення гірничих виробок на шахтах Польщі // Вугілля України.- 2002.- № 1.
34. Зборщик М. П. Аркова форма дільничих підготовчих виробок малоефективна при відробітку пологих вугільних пластів на великих глибинах / Сучасні проблеми шахтного і підземного будівництва. - Донецьк: Норд-прес. 2005.- Вип. 6
35. Литвинський Г. Г., Гайко Г. І. Податливий вузол "Захват" для з'єднання профілів сталеві рамної кріпи // Матеріалі Міжнародної конференції "Форум 2005". Дніпропетровськ: НГУ.- 2005.- Т. 3.
36. Літвинський Г. Г., Гайко Г. І. Об закономірностях взаємодії кріпи і масиву в підготовчій виробки поблизу лави Геотехнічна механіка.— Днепропетровск:
37. Широков А. П., Горбунов В. Ф. Повышение стійкості гірничих порід.— Новосибирськ: Наука, 1983.
38. КД 12.01.001—2000. Технологія зміцнення гірських порід, вугілля і ґрунтів на основі використання синтетичних матеріалів. Методичні вказівки / Мінвуглепром України.— К., 2000.