

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Розробити проект спорудження польового вентиляційного
штреку пл. k_5^1 на глибині 840 м в заданих гірничо-геологічних та
гірничотехнічних умовах**

Виконав: студент групи Гір-18зс Корабльов Д.І.

.....
(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**

Корабльову Денису Ігоровичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження польового вентиляційного штреку пл. k_5^1 на глибині 840 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах

Керівник роботи: Соколенко Валерій Михайлович, к.т.н., доц.

затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29

2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.

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

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

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

1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.

2. Генеральний план поверхні.

3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.

4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент

Корабльов Д.І.

Керівник проекту

Соколенко В.М.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 61 сторінку, містить 10 таблиць, 8 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є підготовча виробка на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження польового вентиляційного штреку пл. k_5^1 на глибині 840 м.

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

При написанні проекту використано 50 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	12
2 Технологічна частина	14
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	14
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	14
2.1.2 Головні стволи шахти та підйом	16
2.1.3 Основні гірничі виробки	19
2.1.4 Підйом і транспорт	19
2.1.5 Водовідлив	20
2.1.6 Вентиляція, освітлення	21
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	22
2.3 Охорона праці	28
3 Основна частина	30
3.1 Варіант 1	30
3.1.1 Умови спорудження виробки	30
3.1.2 Визначення форми і розмірів гірничої виробки	30
3.1.3 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	34
3.1.4 Технологічна схема і комплекс обладнання при спорудженні виробки	35
3.1.5 Розрахунок параметрів буропідривних робіт	38
3.1.6 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір вентиляційних засобів	39
3.1.7 Організація робіт у підготовчому вибої	42
3.2 Варіант 2	45
3.2.1 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	45
3.2.2 Паспорт проведення та кріплення штреку	50
3.2.3 Організація робіт в підготовчому вибої	52
Висновки	58
Список використаної літератури	59

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 61, таблиц 10, рисунков 8, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительной горной выработки.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 61 таблиць 10, рисунків 8, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчої гірничої виробки.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

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

ANNOTATION

A diploma project contains pages 61, tables 10, pictures 8, and contains basic data on the operation of the mine, issues of technology for the construction of mine working.

New technical decisions recommended to the use are resulted.

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

Вступ

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

Збільшення видобутку вугілля підземним методом буде проводитися в основному за рахунок реконструкції шахт і технічного переозброєння. При реконструкції і технічному переозброєнні збільшується обсяг видобутку корисних копалин і термін експлуатації гірничих підприємств, підвищуються техніко-економічні показники, поліпшуються соціальні умови роботи працівників. Питома вага капітальних вкладень при реконструкції менше, ніж при новому будівництві.

Найближчим часом буде проводитися значний обсяг робіт по реконструкції гірничодобувних підприємств. За рахунок науково-технічного прогресу, реконструкції та технічного переозброєння підприємств гірничовидобувної галузі з підземного видобутку корисних копалин досягнутий високий рівень техніко-економічних показників, що відповідає сучасним вимогам.

Забезпечення надійної розвитку народного господарства країни вимагає подальшого зміцнення паливно-енергетичних комплексів.

В даному дипломному проекті викладено комплекс питань з реконструкції вугільної шахти. Детально висвітлені питання проведення гірничих виробок з використанням прогресивної технології швидкісного спорудження.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта знаходиться на території Луганської області України. У промисловому відношенні надра шахти належать ТОВ ДТЕК.

Найближчими населеними пунктами є міста: Свердловськ, Краснодон, Луганськ; села Олександрівка, Панченко, Василівка, Ново-Вознесенівка.

У транспортному відношенні розташування шахти сприятливе: у східній частині знаходиться залізнична магістраль, що проходить через станцію «Червона Могила».

Ділянку перетинає асфальтована дорога.

При допомозі під'їзної залізничної колії центральний проммайданчик шахти має вихід на залізничні станції: Вузлезбиральну станцію «Комсомольська» «Свердловпогрузтранс» і «Червона Могила» залізничної магістралі Дебальцеве-Ізварине «Української залізниці».

У орогідрографічному відношенні ділянка приурочена до Головного вододілу Донецького басейну, чим зумовлені основні риси її рельєфу і представляють слабо горбисту степову рівнину. Найвища точка місцевості + 310 м. Найменша відмітка + 252 м над рівнем моря приурочена до тальвегу балки Велика Боргуста.

Основне водопостачання здійснюється через водопровід з річки Сіверський Донець. Енергопостачання здійснюється за допомогою мереж компанії Луганського енергетичного об'єднання.

Після збагачення вугілля шахти використовується як енергетичне паливо.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

Поле шахти складено відкладеннями середнього карбону (свити C_2^5 , C_2^4) і четвертинного віку.

Вугленосність приурочена до відкладів карбону: пласт i_3 відноситься до світи C_2^4 , потужність світи 510 м, містить 15 пластів.

До світи C_2^5 потужністю 900 м відносяться вугільні пласти k_2^1 , k_5^1 і k_6 .

Потужність четвертинних відкладень, що перекривають вугленосні карбоніві породи, становить 25 м. Відкладення представлені елювіальними і делювіальними відкладеннями.

Таблиця 1.1 - Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад, %					Робочі вугільні пласти
		пісковик, м %	алевроліт, м %	аргіліт, м %	вапняк, м %	вугілля, м %	
C_2^5	900	$\frac{317,7}{35,3}$	$\frac{363,6}{40,4}$	$\frac{189}{21,0}$	$\frac{15,3}{1,7}$	$\frac{14,4}{1,6}$	k_6, k_5^1, k_2^1
C_2^4	510	$\frac{170,85}{33,5}$	$\frac{229,5}{45,0}$	$\frac{103,02}{20,2}$	$\frac{2,55}{0,5}$	$\frac{4,08}{0,8}$	i_3

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні ділянка розташована на північному крилі Должанської улоговини, що є західною частиною Должансько - Садкінської синклінали - великого структурного елементу, головною синклінали Донбасу. Должанська улоговина має довжину близько 30 км, а ширину по виходу вапняку K_1 в західній частині близько 4 км і в східній - близько 18 км. Особливістю Должанської улоговини є наявність поперечних шарнірних скидів. Поперечні скиди утворюють чергування піднесених і опущених ділянок.

Должанська улоговина асиметрична. Кути падіння порід варіюють в межах від $0-10^\circ$ в приосевій частині, до $12-48^\circ$ на крилах. Більшим є південне крило.

Моноклінальне залягання північного крила Должанської улоговини ускладнене середньо- і дрібноамплітудними розривами переважно скидного типу. Найбільш великими і протяжними на шахтному полі є Чернівецький, Партизанський і Поліські скиди. Амплітуди скидів не перевищують 100 м. За складністю тектонічної ситуації родовище віднесено до першої групи.

Основна частина промислових запасів зосереджена на ділянках залягання з кутами $13-15^\circ$.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність шахтного поля характеризується наявністю чотирьох шарів робочої потужності - k_6, k_5^1, k_2^1, i_3 .

Пласт k_6 - виймаєма потужність 0,90-1,52 м, корисна потужність 0,80-1,20 м. Має складну двухпачечну будову, пласт кваліфікується як відносно витриманий. Потужність породного прошарку не перевищує 0,50 м, і зазвичай дорівнює 0,10-0,25 м.

Пласт k_5^1 - залягає в 40 м нижче вугільного пласта k_6 , є одним з основних пластів, що розробляються у Должансько - Ровенецькому геолого-промисловому районі. Переважно двухпачечної будови виймаєма потужність змінюється в межах 1,00-1,64 м, переважне значення потужностей коливається в інтервалі 1,10-1,35 м, потужність породного прошарку зазвичай не перевищує 0,07-0,24 м.

На оцінюваній площі пласт k_5^1 відноситься до витриманих.

Пласт k_2^1 - знаходиться на ділянці між ізогіпсами мінус 500 і мінус 900 м. Пласт має складну двухпачечну, рідше трьохпачечну будову, потужність, що виймається 1,40-1,95 м, корисна 1,05-1,50 м. Пласт відноситься до невитриманого.

Пласт i_3 до ізогіпси мінус 500 м відпрацьований шахтою «Травнева». Пласт i_3 простої будови - вугільна пачка потужністю 1,15 м. Вугілля чорне, блискуче злам полураковистий і раковистий, крупнопалосчатий, розбитий системою тріщин кліважа з примазками фюзену, крихке, міцне. У нижній частині шару вугільного пласта 0,10 м вугілля заміщується сланцем вуглистим, темно-сірим, тонкослоїстим, з тонкими лінзами вугілля, з плівками кварцу по нашаруванню.

Таблиця 1.2 - Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань до нижчележачого пласта по нормалі, м	Кут падіння пласта, град.	Будова пласта	Витриманість пласта
	робоча	корисна				
	від до середня	від до середня				
k_6	<u>0,83-1,60</u> 1,24	<u>0,78-1,34</u> 1,06	40	12-14	складна	Відносно витриманий
k_5^1	<u>0,98-2,09</u> 1,25	<u>0,83-1,40</u> 1,11	325	12-14	складна	витриманий
k_2^1	<u>0,80-2,22</u> 1,41	<u>0,80-1,50</u> 1,17	345	13-15	складна	невитриманий
i_3	<u>1,00-1,70</u> 1,23	<u>0,90-1,40</u> 1,14		13-15	проста, рідше-складна	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля родовища відносяться до антрацитів (А).

Таблиця 1.3 - Характеристика якості вугілля.

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність, %	Вологість, %	Сірка, %	Вихід летючих речовин, %	Питома теплота згоряння, ккал / кг	
k_6	21,8	3,6	1,99	2,3	8070	А
k_5^1	20,0	3,7	1,58	2,5	8055	А
k_2^1	24,9	3,5	1,98	2,2	8055	А

<i>i</i> _з	17,0	3,1	2,1	2,4	8000	А
-----------------------	------	-----	-----	-----	------	---

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води в межах родовища приурочені до четвертинних і кам'яновугільним відкладів.

Водоносний горизонт четвертинних відкладень укладений в лінзах гравію, алювіально різнозернистого піску і, рідше, суглинку. У долинах і на схилах балок він живить джерела, дебїти яких не перевищують 0,16 ... 0,33 м³/год. З огляду на слабку забезпеченість району питною водою, води четвертинних відкладень іноді використовуються місцевим населенням для господарсько - питних потреб. У обводнюванні гірничих виробок води четвертинних відкладень не беруть участь.

Підземні води кам'яновугільних відкладень є джерелом обводнення гірничих виробок шахти. Водоносні горизонти приурочені, в основному, до тріщинуватих пісковиків, вапняків, рідше - сланців піщаним. Води - пластово-тріщинні, мають напор. Водоносність порід карбону обумовлена їх тріщинуватістю. Живляться водоносні горизонти карбону, головним чином, за рахунок інфільтрації атмосферних опадів і паводкових вод. Навесні загальношахтні водо припливи збільшуються в 1,1 ... 1,5 рази.

У обводнюванні гірничих виробок приймають участь: вапняк K_6 і пісковики k_6Sk , $k_5^1Sk_6$, $k_5^Hk_5^1$, $k_4^2Sk_5^H$, $k_2^1Sk_2^2$, $k_2Sk_2^1$, k_2Sk_2 , $i_3^1Si_4^1$, $i_3^1Si_3^1$, L_4Si_3 .

Фактичні водоприпливи в шахту з урахуванням води, що надходить з шахт № 13, № 63 та «Богучарская» № 2 складають:

$$Q_{\text{норм}} = 875 \text{ м}^3/\text{год}, Q_{\text{макс}} = 1025 \text{ м}^3/\text{год}.$$

За хімічним складом шахтні води переважно гідрокарбонатно-сульфатно-натрієві з мінералізацією 3,5 г / дм³, слаболужні (рН = 8,3), із загальною жорсткістю 8,5 мг-екв / дм³.

Вміст токсичних компонентів в шахтній воді не перевищує гранично допустимих концентрацій.

1.1.2.6 Гірничо - геологічні умови

Вугільні пласти родовища залягають в піщано-сланцевої товщі. Вміщуючими породами пластів являються сланці піщані, піщано-глинисті і глинисті, а також пісковики. Характерними особливостями порід, що вміщують, які ускладнюють ведення гірничих робіт, є: по пластах k_6 , k_5^1 , k_2^1 , i_3 - наявність досить нестійких сланців глинистих і піщано-глинистих в місцях залягання їх з малою потужністю (до 0,5 м), в зонах підвищеної тріщинуватості і на ділянках обводнення.

Вугільні пласти характеризуються високим ступенем метаморфізму і залягають в зоні метаморфічної деметанізації. Природна метаноносність їх

незначна і становить 0,06 ... 0,28 м³ / т с.б.м. Спільним наказом ДХК «Свердловантрацит» і територіального управління Держнаглядохоронпраці України по Луганській області від 13 / 20.01.2003 № 4/25 шахта віднесена до негазових.

Шахта не є небезпечною за викидами вугілля, породи і газу. Вугільні пласти не ударонебезпечні, вугілля пластів не схильне до самозаймання, вугільний пил не вибухонебезпечний.

Проходження гірничих виробок з підриванням порід покрівлі і підшви пластів буде здійснюватися в сілікозонебезпечних умовах.

Температура гірських порід на горизонті 1200 м очікується в межах - плюс 36 ... 40°C.

За геологічною будовою, витриманості потужності і морфології вугільних пластів родовище віднесено до I групи складності.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

У зазначених межах розміри шахтного поля складають (доробка):

- по простяганню 8.0 - 8.5 км;
- по падінню 4,5 км, залишилося 3,2 км.

Шахтне поле розвідано мережею розвідувальних свердловин з інтервалами 250-400 м і гірничими роботами.

Вивченість балансових запасів за категоріями становить:

A - 11%,
B - 26%,
C₁ - 63%.

Процентне співвідношення балансових запасів за категоріями A, B, C₁ відповідають встановленим нормам:

A > 10%,
A + B > 30%.

При даних геологічних умовах залягання родовища був застосований спосіб середнього арифметичного підрахунку запасів, що залишилися, так як пласти залягають з постійним кутом падіння, невеликі коливання потужності і порівняно рівномірний розподіл розвідувальної мережі.

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

де $S_{\text{Г}}$ - горизонтальна площа залишилися балансових запасів, м²;

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

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

γ - середнє значення об'ємної маси вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів по пластах наведені в таблиці 1.4

Таблиця 1.4 - Підрахунок геологічних запасів.

Індекс пласта	$S_{\text{накл.}}$, м ²	$m_{\text{ср.н.}}$, М	γ , т / м ³	Q, тис.т	Примітка
Балансові запаси					
k_6	12926747	1,24	1,68	26929	
k_5^I	16179394	1,25	1,65	33370	
k_2^I	5133823	1,41	1,68	12161	
i_3	14975803	1,23	1,68	30946	
РАЗОМ: 103406					
Забалансові запаси					
k_6	5588624	0,45	1,68	4225	
k_5^I	2768939	0,48	1,65	2193	
k_2^I	7287698	0,60	1,68	7346	
i_3	6357433	0,41	1,68	4379	
РАЗОМ: 18143					
ВСЬОГО геологічних запасів: 121549					

$S_{\text{накл.}}$ - похила площа запасів, що залишилися по пласту, м².

А - 11% (11 375 тис. т),

В - 26% (26 886 тис. т),

С₁ - 63% (65 145 тис. т).

Промислові запаси шахти.

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

$$Q_{\text{пр.}} = 103406000 - (3470297 + 3563871 + 686472 + 2870560) = 92814800 \text{ тис.т}$$

$$Q_{\text{пр.}} = 92814800 \text{ тис.т}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Режим роботи шахти наступний:

- число робочих днів у році - 300, для робітників - 260 днів з двома вихідними днями;

- тривалість робочої зміни на поверхні - 8 год., В шахті - 6 год;

- кількість робочих змін на поверхні - 3, в шахті - 4; з них:

3 - видобувні, 1 - ремонтно - профілактична;

- кількість робочих змін в підготовчих вибоях:

3 - по проходці, 1 - ремонтно - підготовча.

Виробнича потужність шахти при реконструкції визначається за формулою:

$$A = r \cdot n \cdot m_{cp} \cdot \gamma \cdot L \cdot l \cdot k_1 \cdot k_2 \text{ т/рік,} \quad (2.1)$$

де A - потужність шахти, т/рік;

r - кількість лав, шт.;

γ - щільність вугілля, т/м³;

L - середньорічне просування лінії очисних вибоїв, м/рік;

l - середня довжина лави; м;

k_1 - коефіцієнт одночасної розробки пластів згідно роботи шахти;

k_2 - коефіцієнт відпрацювання вугілля;

Зазначена кількість робочих пластів:

$$n = \frac{Z}{l_1} \quad (2.2)$$

де Z - сумарна довжина пластів, км;

l_1 - середня довжина шахтного поля, км.

$$A = 2 \cdot 2 \cdot 1,23 \cdot 1,68 \cdot 960 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,95 = 1807645 \text{ т/рік.}$$

Потужність шахти приймаємо 1800000 т/рік.

Розрахований термін служби шахти становить:

$$t_1 = \frac{Z_2}{A}, \text{ років} \quad (2.3)$$

де Z_2 - промислові запаси шахтного поля, млн. т.

$$t_1 = \frac{92,81}{1,8} = 52 \text{ роки.}$$

Повний термін служби визначаємо за формулою:

$$T_n = t_1 + t_0 + t_3, \text{ років} \quad (2.4)$$

де t_0 - час заснування, років,

t_3 - час погашення, років.

$$T_n = 52 + 2 + 2 = 56 \text{ років}$$

Визначаємо навантаження на добу на очисний вибій з комбайновою виїмкою по формулі:

$$E = l_0 \cdot r \cdot n \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т/добу} \quad (2.5)$$

де l_0 - довжина лави, м;

r - ширина виконавчого органу, м;

n - кількість смуг, що знімаються, шт;

m - потужність пласта, м;

γ - щільність вугілля, т / м³;

c - коефіцієнт відпрацювання вугілля;

$$E = 200 \cdot 0,8 \cdot 6 \cdot 1,23 \cdot 1,68 \cdot 0,95 = 1885 \text{ т / добу}$$

Схема розкриття шахтного поля - вертикальними стволами.

Поле шахти розкрите:

в центрі:

- скіповим і клітьовим стволами, пройденими до горизонту 265 м;

- головним стволом, пройденим до горизонту 790 м, проектом передбачається будівництво нового допоміжного ствола;

на західному крилі:

- західним повітряподавальним стволом, пройденим до горизонту 1200 м;

- західним вентиляційним стволом, пройденим до горизонту 790 м;

- похилими стволами (допоміжним і людським) колишньої шахти «Богучарська»;

- похилими стволами (головним, допоміжним і людським) колишньої шахти № 63.

У центральній частині шахтне поле розкрите на горизонті 790 м центральними квершлагами № 1 і № 2.

Діючі стволи пройдені до основного відкотного горизонту 790 м, з якого відпрацьоване бремсбергове поле і ведеться відпрацювання ухильного поля свити С₂⁵.

Підготовка шахтного поля в основному прийнята панельна.

Підготовка кожної виїмкової ділянки визначалася відповідно до природних розмірів, конфігурації і гірничо-геологічних умов.

За простяганням, ухильне поле свити C_2^5 горизонту 790 м розділене на:
західну панель - від західного технічного кордону до флангових ухилів пласта k_5^1 ;

центральну панель - від флангових ухилів пласта k_5^1 до Чернівецького скидання № 2;

східну панель - від Чернівецького скидання № 2 до східного технічного кордону поля шахти.

Спосіб підготовки ухильного поля свити C_2^5 горизонту 790 м на східному крилі поля шахти - панельний. Розміри панелі по простяганням – 2300 м, за падінням – 900 м. Панель ділиться по падінню на п'ять ярусів.

Підготовка шахтного поля справжнім проектом передбачається в ухилому полі свити C_2^4 пласта i_3 горизонту 790 м на західному крилі поля шахти.

Розкриття пласта i_3 свити C_2^4 передбачається квершлагами, пройденими з приствольного двору проектованого допоміжного ствола № 3 гор.790 м.

Застосовуємо панельну схему з пластово-польових способом підготовки. Відпрацювання пласта i_3 передбачається в ухилому полі гор.790 м. Для чого з прийнятно-відправного майданчику гор.790 м в підшві пласта (алевроліт) проводяться вантажний, конвеєрний і людський польові ухили, польовий вентиляційний штрек, з якого проходяться флангові польові вентиляційні ухили.

Система розробки - довгими стовпами по простяганням. Підготовка стовпів в кожному ярусі полягає в проведенні пластових штреків від панельних ухилів до кордонів панелі по простяганням, у яких проводять розрізні печі, після чого починають відпрацьовувати стовпи довжиною 1500 м зворотним порядком.

Відмінною особливістю даної системи є спадне провітрювання очисних вибоїв з направленням низхідного струменя на спеціальні вентиляційні ухили, проведені на кордонах виїмкової ділянки, що в значній мірі зменшує небезпеку робіт на сполученні лав з виїмковими штреками. Ярус висотою 200 м відпрацьовують виїмковими полями в низхідному порядку. Охорона штреку з боку виробленого простору здійснюється залізобетонними тумбами. Перевагами системи є мінімальні втрати вугілля, повна незалежність очисних і підготовчих робіт, просте і надійне провітрювання.

У якості виїмальних механізмів в очисних вибоях прийнятий комплекс ДМ з навантаженням на лаву +1885 т / добу. Управління покрівлею - повне обвалення.

2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Головний ствол пройдено діаметром 7,0 м. Глибина ствола 842 м, закріплений бетоном, обладнаний:

- двома двоскіповими багатоканатними підйомами з підземними машинами типу ЦШ 5x4 на баштовому копрі і скіпами ємністю по 25 м³, призначені для видачі антрациту с гор.790 м на поверхню.

Ствол використовується також для видачі вихідного струменя повітря.

Клітьовий ствол на центральному проммайданчику пройдено діаметром 6,0 м. Глибина ствола 280 м, закріплений бетоном, обладнаний:

- двоклітьовим підйомом з підйомною машиною типу НКМЗ 2x5x2,3 і одноповерховими клітьями, використовується для обслуговування водовідливної установки гор. 265 м, служить запасним виходом з шахти.

Західний повітроподавальний ствол пройдено діаметром 6,0 м. Глибина ствола 1143,5 м, закріплений бетоном. Обладнаний одноклітьовим одноканатним підйомом з підйомною машиною типу 2Ц-5x2,4Д і одноповерховою клітью (навивка двошарова), служить для спуску на гор.1200 м обладнання, матеріалів і аварійної видачі людей з шахти, а також баддьювий підйом з підйомною машиною типу ЦР-6x3, 2 / 0,5 і баддею ємністю 5 м³, який використовується як аварійно-ремонтний підйом.

Західний вентиляційний ствол пройдений діаметром 6,0 м. Глибина ствола 778 м, закріплений бетоном. Обладнаний одноклітьовим з противагою одноканатним підйомом з підйомною машиною типу МПУ 5-2,5-2,5Д і одноповерховою клітью для можливого спуску в шахту великогабаритного устаткування, обслуговування ствола і аварійної видачі людей з шахти.

Допоміжний ствол передбачається пройти діаметром 8,0 м на глибину 829 м, закріпити бетоном. Ствол буде обладнаний двома підйомами:

- двухклітьовим з двоповерховою клітью для вагонетки ВД - 3,3 і підйомною машиною ШТ - 7,2;

- одноклітьовим з двоповерховою клітью для вагонетки ВД -3,3 і підйомною машиною БЦК - 8 / 4,5x2.

Ствол буде служити для спуску - підйому на гор. 790 м людей і матеріалів і провітрювання ухильного поля пласта *i*₃ гор. 790 м.

Характеристика шахтних стволів наведена у таблиці 1.5.

Таблиця 2.1 - Характеристика шахтних стволів

№ п / п	Показники	Найменування стволів				
		Головний	Клітьовий	Західний вентиляційний	Західний повітроподавальний	Допоміжний
1	Абсолютна відмітка устя ствола, м	+291,3	+291,5	+256,0	+221,0	+292,0
2	Абсолютна відмітка рівня головок рейок, м					
	гор. 265 м	-	+26,5	-	-	-
	гор. 790 м	-500,5	-	-510,0	-	-500,5
	гор. 1200м	-	-	-	-900,5	-
3	Глибина ствола від поверхні до					
	гор. 265 м	-	-265,0	-	-	-
	гор. 790 м	791,8	-	766	-	792,5
	гор. 1200 м	-	-	-	1121,5	-
4	Глибина зумпфа, м	50,0	15,0	12,0	22,5	36,8

5	Повна глибина ствола, м	841,8	280,0	778,0	1143,5	829,3
6	Діаметр ствола, м	7,0	6,0	6,0	6,0	8,0
7	Площа перетину ствола, м ²	38,5	28,03	28,3	28,3	50,2
8	Кріплення ствола	бетон	бетон	бетон	бетон	бетон
9	Товщина кріплення, мм	350-500	350-500	350-500	350-500	350-500

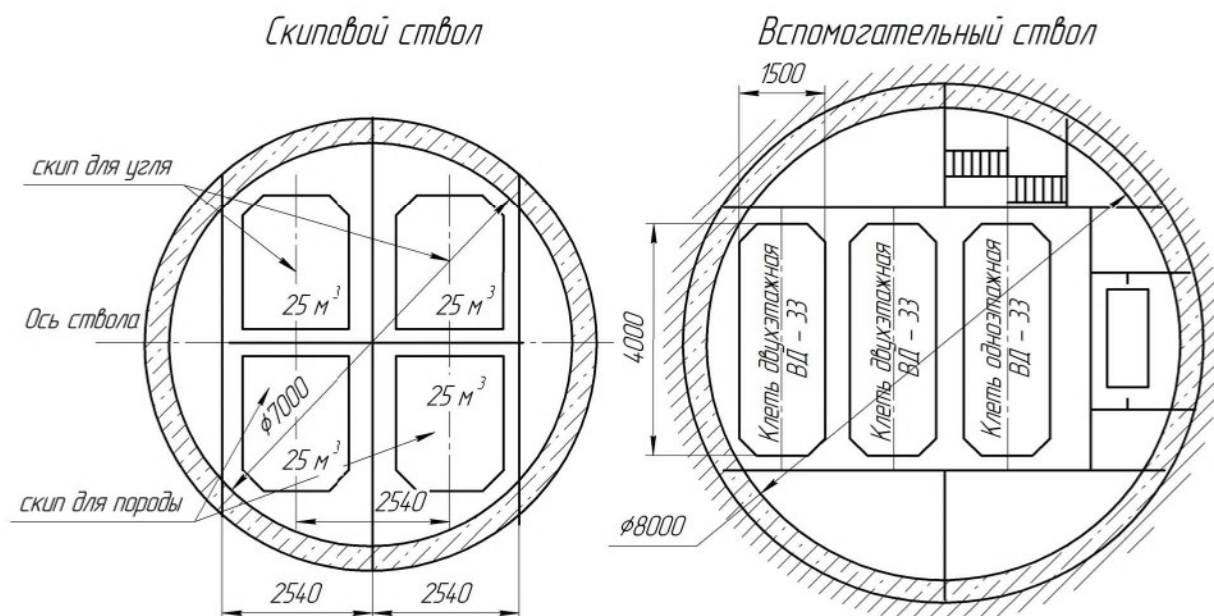


Рисунок 2.1 - Перетин головного і допоміжного стволів

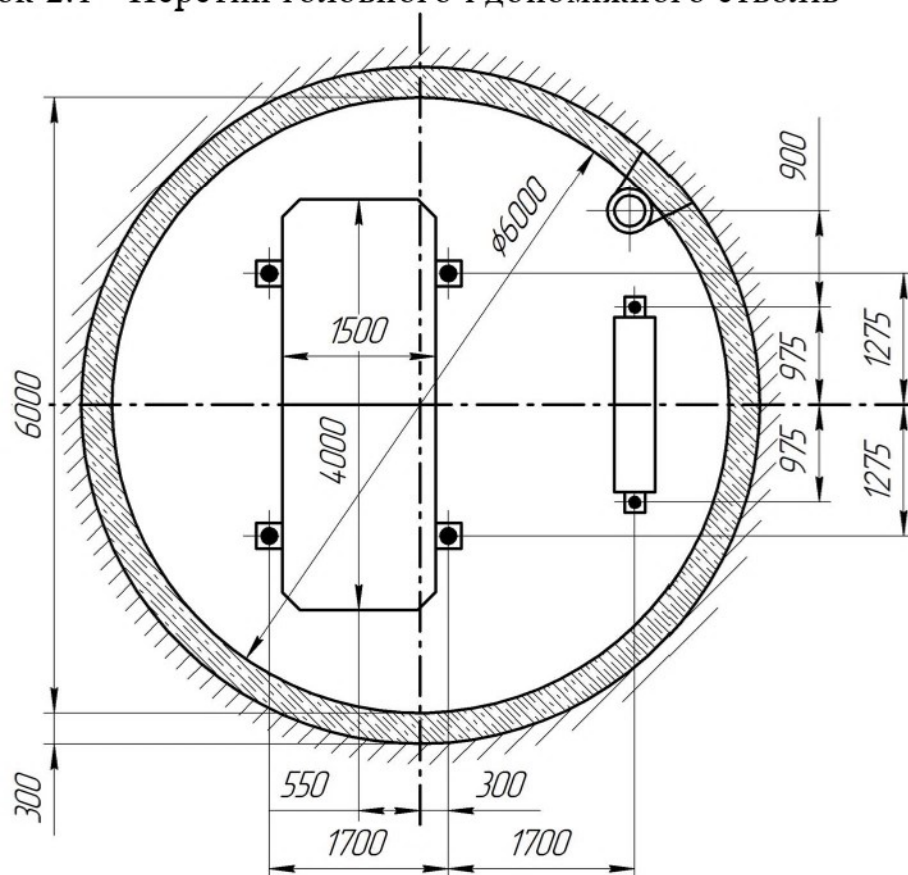


Рисунок 2.2 - Перетин західного повітроподавального ствола

2.1.3 Основні гірничі виробки

Відповідно до прийнятої схеми розкриття проектом передбачається на діючому горизонті 790 м збереження приствольного двору.

Приствольний двір гор.790 м петлевого типу, обладнаний комплексом камер виробничого (гараж, ЦПП, насосна, ВМ, накопичувальних бункерів, розвантажувальних ям, завантаження скипів, чищення зумпфа) і службового призначення (очікування, медпункту та ін.).

Експлуатація приствольного двору на горизонті 790 м петлевого типу дозволяє подальше відпрацювання пласта i_3 свити C_2^4 , розкриття квершлагами і відпрацювання ухильного поля пласта i_3 гор. 790 м.

Конвеєрний квершлаг №1 на гор.790 м буде використовуватися для видачі вугілля і породи відповідно і випуску вихідного струменя повітря.

Повітроподавальний квершлаг №2 на гор.790 м буде служити для подачі свіжого струменя повітря, доставки людей і матеріалів до приймального майданчику гор.790 м.

2.1.4 Підйом і транспорт

Відповідно до прийнятої схеми підготовки і відпрацювання ухильного поля проектом передбачається доставка вугілля, породи, обладнання, допоміжних матеріалів і людей по гірничих виробках наступними видами транспорту:

- електровозного - для транспортування обладнання, допоміжних матеріалів і людей у горизонтальних виробках гор. 790 м;
- конвеєрний - для транспортування вугілля і породи за ярусним конвеєрним штреками, конвеєрного ухилу і квершлягу №1;
- однокінцевий підйом - для спуску-підйому обладнання та допоміжних матеріалів по допоміжному польовому ухилу, людей - по людському польовому ухилу;
- монорельсова дорога - для транспортування обладнання та допоміжних матеріалів по ярусним конвеєрному і повітряподавальному штреку.

Вугілля і порода по ярусним конвеєрним штреками скребковими перевантажувачами ПТК-1, потім стрічковими конвеєрами 2ЛТ80У-02 доставляється до конвеєрного польовому ухилу. По конвеєрному польовому ухилу, потім по конвеєрному квершлягу №1 стрічковими конвеєрами 1Л100У вугілля і порода доставляється до завантажувальних пристроїв головного ствола звідки скіпами видається на поверхню.

Для можливості відключення ухильних конвеєрів в години максимуму електричного навантаження і роздільного акумулювання вугілля і породи на стиках транспортних ланок передбачені бункери.

Допоміжні матеріали та обладнання контактними електровозами К14 в вагонетках ВГ - 3,3 і на платформах доставляються від приствольного двору гор. 790 м до приймального майданчику біля капітальних ухилів. Устаткування і

допоміжні матеріали по вентиляційному польовому штреку пл. i_3 гор. 790 м доставляються акумуляторними електровозами АРП14.

Доставка людей по повітроподавального квершлягу №2 гор. 790 м передбачається в пасажирських вагонетках ВП-18 електровозами К14. Транспорт людей по людському польовому ухилу передбачається в вагонетках ВЛ 30/15 однокінцевим людським підйомом.

Ремонт і огляд електровозів АРП 14 і К14 намічається в гаражі в приствольному дворі гор. 790 м у допоміжного ствола.

2.1.5 Водовідлив

Фактичні водо припливи в шахту з урахуванням води, що надходить з шахт № 13, № 63 та «Богучарская» № 2 складають:

$$Q_{\text{норм.}} = 875 \text{ м}^3/\text{год}, \quad Q_{\text{макс.}} = 1025 \text{ м}^3/\text{год}.$$

На шахті діють водовідливні комплекси:

- у клітьового та скіпового стволів на горизонті 265 м з ємністю водозбірників 2500 м^3 ;
- у головного і допоміжного стволів на горизонті 790 м з ємністю водозбірників 5000 м^3 ;
- біля західного повітроподавального ствола на горизонті 1200 м з ємністю водозбірників 1690 м^3

Крім того, на шахті діють: водовідливні комплекси на горизонтах 30-х, 34-х, 36-х і 44-х штреків з ємністю водозбірників відповідно 240 м^3 ; 150 м^3 ; 150 м^3 і 250 м^3 .

У роботі з відкачування води з шахти на поверхню знаходиться головна водовідливна установка гор.790 м, що складається з трьох насосних агрегатів типу ЦНСГ 850-840, одного насосного агрегату типу НСШ 410-819 і двох перекачувальних насосних агрегатів типу ЦНС 300-120.

Крім головної водовідливної установки гор.790 м в роботі з відкачування води на поверхню знаходиться дільнична водовідливна установка гор. 265 м з двох насосних агрегатів типу ЦНС 300-300.

Вода з шахти на поверхню відкачується по трьом водовідливним ставам \emptyset 300 мм в трубно-кабельній свердловині, з яких один резервний.

Зумпфова водовідливна установка гор. 790 м центральних ухилів обладнується двома насосами ЦНС60-132 з електродвигунами потужністю 40 кВт, з яких один в резерві. Вода відкачується в водозбірник дільничної водовідливної установки гор. 790 м по трубопроводу діаметром 100 мм.

Зумпфова водовідливна установка конвеєрного ухилу гор.790 м, флангових ухилів гор. 980 м, допоміжного ствола гор. 790 м кожна обладнується двома насосами 1В-20/6 з електродвигунами потужністю 4 кВт, з яких один - резервний.

Чистка освітлюючих резервуарів водозбірників головних водовідливних установок гор. 790 м і гор. 980 м передбачається скреперними лебідками 17ЛС-2п.

2.1.6 Вентиляція, освітлення

2.1.6.1 Провітрювання шахти

Відповідно до спільного наказу ДХК «Свердловантрацит» і територіального управління Держнаглядохоронпраці України по Луганській області від 13 / 20.01.2003 № 4/25 шахта віднесена до негазових.

Вуглекислотоносність антрацитів не перевищує $0,78 \text{ м}^3 / \text{т с.б.м}$, середня абсолютна вуглекислотообільність шахти становить $11,6 \dots 15,0 \text{ м}^3 / \text{хв}$.

Спосіб провітрювання - всмоктуючий. Схема провітрювання - комбінована. Свіже повітря надходить в шахту:

- по допоміжному стволу;
- по скіповому стволу;
- по клітьовому стволу;
- по західному повітроподавальному стволу;
- похилими стволами (допоміжному і людському) колишньої шахти «Богучарська»;
- похилими стволами (головному, допоміжному та людському) колишньої шахти № 63.

Вихідний струмінь повітря видається з шахти на поверхню:

- по головному стволу;
- по західному вентиляційному стволу.

Схема провітрювання діючих виїмкових дільниць возвратноточна, провітрювання очисних вибоїв - висхідне.

Справжнім проектом подача свіжого повітря зберігається по допоміжному, клітьовому, скіпового, повітроподавальному вертикальним стволах і за двома похилими стволами - допоміжному і людському колишньої шахти «Богучарська».

Видача вихідного струменя повітря з шахти здійснюється по головному і західному вентиляційному стволах.

Схема провітрювання виїмкових дільниць східної панелі з повним розведенням шкідливостей за джерелами надходження. Провітрювання очисних вибоїв - спадне. Провітрювання очисних і підготовчих вибоїв - відокремлене.

Схема провітрювання виїмкових дільниць в ухильному полі горизонту 1200 м пласта k_5^1 прямоточна з частковим розведенням шкідливостей за джерелами їх надходження (1-М-Н-н-пт). Провітрювання очисних вибоїв - спадне. Спадне провітрювання лави виключає надходження тепловиділень від конвеєра і електрообладнання конвеєрного штреку в лаву. Крім цього, виключає можливість попадання продуктів горіння в лаву в разі загоряння стрічки конвеєра.

Для провітрювання ухильного поля пл. i_3 гор. 790 м свіже повітря подається по новому допоміжному стволу, далі по повітроподавальному квершлягу №1 через приймальний майданчик гор. 790 м розподіляється по повітряподавальним і ярусним конвеєрним штреками, по людському і вантажному польовим ухилам. Крім цього, виключає можливість попадання продуктів горіння в лаву в разі загоряння стрічки конвеєра.

Схема провітрювання виїмкових ділянок в ухильному полі пласта i_3 горизонту 790 м прямокутна з повним відокремленим розведенням шкідливостей за джерелами їх надходження (З-В-Н-н-пт). Провітрювання очисних вибоїв - спадне, що виключає надходження в лаву тепловиділень від приводів конвеєра та електрообладнання конвеєрного штреку.

Відпрацьований струмінь повітря з очисного вибою видається по конвеєрному штреку на фланговий ухил, далі по польовому вент. штреку до конвеєрного квершлягу №1 і до головного ствола.

2.1.6.2 Освітлення.

Освітлення гірничих виробок і камер проводиться за постійною схемою. Гірничі виробки і вибої освітлюються люмінесцентними світильниками.

Для освітлення робочого місця використовується два види освітлення: стаціонарне і пересувне. Стаціонарне освітлення здійснюється світильниками типу РВЛ-40м, приєднаними до мережі 127 В. Пересувне освітлення здійснюється головними світильниками.

Живлення існуючих підземних електроприймачів здійснюється від центральних підземних підстанцій (ЦПП) горизонтів і розподільних пунктів високої напруги, що розташовуються в гірничих виробках в місцях концентрації електроприймачів, укомплектованих осередками РВД-6.

Для живлення низьковольтних підземних електроприймачів використовуються шахтні пересувні підстанції типу ТКШВП, ТСШВП, ТСВП, КТПВ потужністю від 100 до 630 кВт [18].

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Генеральним планом є проектне рішення комплексного розміщення всіх будівель, споруд, транспортних і інженерно-технічних комунікацій підприємства та їх взаємної ув'язки на проммайданчику.

Генеральний план зображений у вигляді креслення в масштабі 1:1000, на якому нанесені всі наземні будівлі і споруди, підземні споруди - каналізаційні та водопровідні мережі, мережі теплофікації, кабелі та надземні споруди. На генеральному плані нанесені горизонталі, що характеризують рельєф місцевості, вказані позначки будівель і споруд, тобто дана прив'язка плану до топографічної основи.

Відомості про основні постійні будівлі і споруди, що знаходяться на проммайданчику вказані в таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Відомості про основні постійні будівлі і споруди

№ п/п	№ п / п	Найменування об'єктів	Розміри (довжина, ширина, висота), м	Площа, м ²	Будівельні обсяги, м ³	
1		Копер головного ствола	6,4x6,4x52,0	41	2130	сталь
2		Копер скіпового ствола	4,6x7,2x35,0	33	1159	сталь
3		Будівля підйомної машини двоклітьового підйому	18,6x28,4x(8,6;5,7) підвал Н=3,5	528	7570	цегла, ж.б.
4		Будівля підйомної машини одноклітьового підйому	23,8x29,5x9,6 підвал Н=3,5	702	9620	цегла, ж.б.
5		Будівля підйомної машини породного скіпового підйому	24,0x48,0x9,6 підвал Н=3,5	1190	17100	ж.б.
6		Будівля підйомної машини двокіпового вугільного підйому	23,8x29,5x9,6 підвал Н=3,5	702	17100	ж.б.
7		Блок клітьового ствола				
7.1		Надшахтна будівля з калориферною	18,0x73,0x(4,8;6,0)	1314	9860	цегла, ж.б.
7.2		Прибудова для обладнання відкотних колій	12,0x30,0(3,8;4,2)4	360	1800	цегла, ж.б.
8		Прийом вугілля і породи у головного ствола				
8.1		Будинки прийому вугілля і породи	(12,0x30,0+6,0x15,0)x24	450	10190	ж.б., метал
8.2		Міст № 20 між будинками прийому вугілля і породи	сеч. 3,5x2,6x11	40,25	105	ж.б., метал
8.3		Міст № 21 від будівлі прийому вугілля і породи до пункту безбункерного навантаження	сеч. 3,5x2,6x36	126	328	ж.б., метал
9		Пункт безбункерного навантаження				
9.1		Будівля безбункерного	12,0x12,0x16,0	144	2730	ж.б., метал

	навантаження з пунктом оператора				
9.2	Фундаменти під залізниці ваги 150 т (шт.2)	25x6,2x2	155	308	ж.б., метал
9.3	Міст № 10 від пункту безбункерного навантаження на аварійний склад вугілля	сеч. 3,3x2,6x70	231	601	ж.б., метал
10	Аварійний склад вугілля				
10.1	Вугільна яма	5,25x8,4x5	44,1	300	ж.б., метал
10.2	Галерея від ями аварійного складу до мосту № 11	сеч. 4,5x2,8x11	49,5	139	ж.б., метал, цегла
10.3	Міст № 11 від галереї до пункту безбункерного навантаження	сеч. 3,0x3,0x43	129	387	ж.б., метал
11	Вакуумнасосна				
11.1	Будівля вакуумнасосної	12,0x21,0x4,8	252	1500	ж.б., цегла
11.2	Нарядна з майстерні	(6,0x6,0+5,0x6,0) x2,4	66	300	ж.б., цегла
11.3	Майстерні	13,0x3,0x2,2	39	50	ж.б., цегла
11.4	Комора	6,0x9,0x2,0	54	200	ж.б.
12	Котельня				
12.1	Будівля котельні з прибудовою	(15,2x48,5+ 6,0x12,0)x12 подвал Н=4,2	809	13700	ж.б., цегла
12.2	Тунель 2 (міст № 6) від котельні на перевантажувальну станцію № 2	сеч. 2,3x3,5x11	25,3	278	ж.б., цегла
12.3	Навіс	9,0x38,0x8,0	340	2736	ж.б., сталь
13	Димова труба d = 1,5	2x2x45	4	90	ж.б., цегла
14	Димова труба з фундаментами під ванти d = 0,8	1,5x1,5x30	2,2	70	ж.б., металл
15	Яма привізного вугілля				

	для котельні з тунелем і мостом				
15.1	Яма привізного вугілля з прибудовою	6,0x18,0x6,0	108	1100	ж.б.
15.2	Тунель	сеч. 2,2x2,6x13	34	75	ж.б.
15.3	Міст № 8 від ями привізного вугілля до котельні	сеч. 2,2x2,6x18,5	48	106	ж.б.
16	Перевантажувальна станція № 2 з мостом				
16.1	Перевантажувальна станція № 2 з прибудовою	5,5x12,0x6,5+ 5,5x8,0x3,5	110	709	ж.б., цегла
16.2	Міст № 13 від перевантажувальної станції № 2 на бункер для шлаку	сеч. 2,2x2,6x35	91	237	ж.б., метал
16.3	Підсобне приміщення (під мостом № 13)	7,0x7,0x5,0	49	300	ж.б., цегла
17	Бункер для шлаку	6,0x6,0x15,6	36	560	ж.б.
18	Промкомбінат (майстерні і склади) з естакою				
18.1	Будівля промкомбінату матеріальний склад - (2 будівлі); матеріальний склад № 3	(8,0x27,0+ 12,0x130,0)x6	270	16200	ж.б., цегла
18.2	Кранова естакада	10,0x72,0x6,6	720	4752	ж.б., сталь
19	Адмінбиткомбінат з перехідною галереєю				
19.1	Будівля адмінбиткомбіната	(25x50x2+15x85 +20x30+12x12)x 8,4	3790	31830	ж.б., цегла
19.2	Перехідний тунель з адмінбиткомбіната в надшахтну будівлю	сеч. 2,5x2,5x100	250	625	ж.б.
20	Електропідстанція				
20.1	Будівля електропідстанції	(8,4x23,8+ 12,4x17,8)x5,4	574	3100	ж.б., цегла
20.2	Розширення (прибудова)	(5,6x8,4+4x14)	130	650	ж.б.,

		x5,4			цегла
21	Компресорна з підсобними приміщеннями				
21.1	Будівля компресорної установки	12,5x54x6	750	4500	ж.б., цегла
21.2	Підсобні приміщення зі складом ПММ	6,0x15x7,5	112	675	ж.б., цегла, метал
21.3	Резервуари емк. 50 м ³	5x5	25	50	ж.б.
22	Їдальня на 100 посадочних місць				
22.1	Будівля їдальні	24,0x30,0x6,0	720	5300	ж.б., цегла
22.2	Підсобні приміщення (2 будівлі)	2(6x24+6x15)x3	468	1400	ж.б., цегла
23	Насосна станція протипожежного і господарського водопостачання	10,0x20,0x4,2	200	1200	ж.б., цегла
24	Резервуар протипожежного запасу води емк.500 м ³	X10	100	600	ж.б.
25	Хлораторна	6,0x9,0x5,4	54	370	ж.б., цегла
26	Відстійник шахтних вод емк.1000 м ³ (3секції)	35x30x2		1200	ж.б.
27	Вентиляторна установка з вентиляторами ВЦД31,5М2				
27.1	Будівля вентиляційної установки з каналами і дифузором	12,0x36,0x9,6	432	4200	ж.б.
27.2	Вентиляційні канали від вентустановки до головного ствола	4,5x110x4	495	1980	ж.б.
28	Будцех	(18x18+9x30+18x9+18x9)x3,6	918	5400	ж.б., цегла
29	Лісопропиточна				
29.1	Будівля лісопропиточної	7,0x14,0x4,2	98	600	ж.б., цегла
29.2	Склад сухого антисептика	5,0x6,0x3,0	30	109	ж.б.
30	Хлораторна	6,0x15,0x7,0	90	760	ж.б.,

					цегла
31	Насосна	2,5x4,5x2,2	12	50	ж.б., цегла
32	Розвантажувальна яма з тунелем	(4,5x12+6x18)x5	162	800	ж.б.
33	Гаражі (2шт.)	2x(10x30+9x12)x 5	816	2300	ж.б., цегла
34	Будівля чергового по станції	9,0x12,0x3,0	108	376	ж.б., цегла
35	Стрілочний пост (3шт.)	3x(3x3x2,4)	27	999	ж.б., цегла
36	Будівля служби колії	6,0x8,0x3,0	48	200	ж.б., цегла
37	Гараж для бульдозерів з майстерні	8x18x5,4+4x12x3	192	1200	ж.б., цегла
38	Будівля заправки бульдозерів	6,0x12,0x3,0	72	280	ж.б., цегла
39	Дворова вбиральня	4,5x6,6x2,2	30	100	цегла
40	Склад обладнання	18,0x42,0x7,2	756	6800	ж.б.
41	Контрольно-пропускний пункт	6,0x6,0x5,0	36	250	ж.б., цегла
42	Кабельні канали	сеч.0,6x0,45x250	150	68	ж.б.
43	Резервуар питного і протипожежного запасу води емк.1000 м ³	10x10x9	100	920	ж.б.,
44	Оранжерея	6,0x50,0	300	1200	метал
45	Копер нового допоміжного ствола	21x18x67	378	25326	ж.б.

$$\Sigma = 89000 \text{ м}^2$$

Загальна площа території проммайданчика - 27,4 га.

Площа забудови - 8,9 га, в т.ч.: під будівлями і спорудами - 7,5 га; під відкритими складами - 1,4 га.

$$P_z = \frac{S_{zc}}{S_n} \cdot 100\% = \frac{8,9}{27,4} \cdot 100\% \approx 33\%.$$

Щільність забудови - 33,0%.

Площа, зайнята автодорогами і майданчиками - 14,7 га.

Площа озеленення - 5,2 га.

Щільність забудови проммайданчика перевищує 28%, що відповідає встановленим нормам проектування.

2.3 Охорона праці

З огляду на групу запиленості, в якості основного способу боротьби з пилом приймається зрошення водою, засноване на застосуванні води з використанням пожежно-зрошувальної мережі шахти.

Організація засобів пилоподавлення передбачається на всіх пилеутворюючих ланках технологічного ланцюга шахти, а саме: в підготовчих вибоях, комбайнових лавах, у пересувних і стаціонарних навантажувальних пунктах, на вентиляційних штреках лав.

Для здійснення пилоподавлення передбачаються наступні заходи:

- попереднє зволоження вугілля в масиві;
- зрошення при роботі виїмкових комбайнів;
- знепилювання повітря на вентиляційних штреках лав за допомогою туманоутворюючих завіс;

- зрошення у вибоях підготовчих виробок;
- зрошення на навантажувальних і перевантажувальних пунктах;
- зрошення при бурінні свердловин;
- періодичне прибирання пилу в гірничих виробках.

Протипилові респіратори застосовуються у всіх очисних і підготовчих вибоях.

У шахті є централізований суміщений протипожежний зрошувальний водопровід для регулярної подачі води для боротьби з пилом в усі вибої шахти і для протипожежного захисту.

Для надання першої медичної допомоги всі підземні працівники забезпечуються пакетами, а особи технічного нагляду та бригадири - двома такими пакетами.

У приствольному дворі є камера медпункту, на ділянках і навантажувальних пунктах розміщуються аптечки першої допомоги та носилки салазочного типу з твердим ложем, що дозволяють транспортувати потерпілого безпосередньо на поверхню.

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

Для індивідуального захисту кожен підземний робітник забезпечується каскою, саморятівником, спецодягом і рукавицями, а працюючі в запилених місцях - протипиловими респіраторами.

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

З метою попередження простудних захворювань робітників в зимовий час передбачається підігрів повітря, що подається в шахту за допомогою калориферів, а також пристрій камер очікування.

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

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

Для зниження дії шуму на організм працюючого застосовується наступні заходи:

- на робочих місцях застосовуються засоби індивідуального захисту - навушники, «беруші», що дозволяють знизити рівень шуму відповідно на 10-40 Дб, 15-20 Дб;

- забезпечення своєчасного контролю стану техніки, своєчасний і якісний її ремонт;

- застосування вентиляторів місцевого провітрювання з глушниками шуму;

- застосування дистанційного управління машинами та механізмами.

Основними джерелами вібраційної хвороби в шахті є гірничопрохідницькі та транспортні машини і механізми.

Для обмеження дії вібрації в прохідницьких комбайнах передбачаються спеціальні сидіння і підніжки.

На транспорті необхідно підтримувати в справному стані колії. Сидіння в кабінах електровозів забезпечені амортизуючими пристроями.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Спорудження польового вентиляційного штреку пл. k_5^1 на глибині 840 м

3.1 Варіант 1

3.1.1 Умови спорудження виробки

Вентиляційний польовий штрек пл. k_5^1 гор. 790 м проектується пройти для випуску вихідних потоків повітря з очисних вибоїв пласта k_5^1 і підготовчих вибоїв флангових польових ухилів. Виробка при експлуатації також буде служити для транспортування людей, навантажених породою і порожніх составів вагонеток і доставки матеріалів і устаткування.

Закладення виробки планується провести в підошві пласта k_5^1 в алевроліті потужністю 40 м з міцністю на стиск 60 МПа і кутом залягання 14 градусів.

Протяжність виробки складе по 1500 м в двох напрямках від верхнього приймального майданчика горизонту 790 м до кордонів виїмкової панелі.

Тип транспортних засобів при експлуатації - вагонетки ВД-3,3, і електровоз АРП-14, рейковий шлях з шириною колії 900 мм, стрічковий конвеєр 2ЛТ-100.

Кількість повітря, що пропускається по виробленню складе $75 \text{ м}^3/\text{с}$.

3.1.2 Визначення форми і розмірів гірничої виробки

З огляду на фізико-механічні властивості гірських порід, що перетинаються, глибину розробки і призначення виробки приймаємо арочну форму.

Розміри поперечного перерізу виробки залежать від основних розмірів обладнання, способу пересування людей, кількості повітря, що проходить по виробці.

Розрахунок проводиться графоаналітичним методом, сутність якого полягає в наступному. На папір на рівні 1,8 м від баласту наносять максимальні розміри прийнятого обладнання, мінімальні зазори і відстані між обладнанням. Потім знаходять ширину виробки на рівні рухомого складу з урахуванням довжини прямолінійної частини стійки h_c і її кривизни.

Положення вертикальної осі визначають шляхом ділення ширини виробки навпіл, а потім графічно визначають радіус дуги стійки, враховуючи, що центр кола знаходиться від підошви виробки на висоті h_c . Також графічно знаходять величину зміщення центру радіусу дуги стійки від осі виробки s_{π} і центральний кут дуги стійки β_0 . Знайдені графічно розміри узгоджуються з параметрами типового аркового кріплення за уніфікованими перетинами. Всі інші розміри визначаються за розрахунковими формулами.

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

$$n' = n + (h_e - h - h_d) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,5 - 0,19) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,73 \text{ м} \quad (3.1)$$

$$m' = m + (h_{\delta} - h - h_{\delta}) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,25 + (1,8 - 1,5 - 0,19) \cdot \operatorname{tg} 15^{\circ} = 0,28 \text{ м} \quad (3.2)$$

де h_{δ} - 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:

$$B = m' + 2A + p + n' = 0,28 + 2 \cdot 1,35 + 0,25 + 0,73 = 3,96 \text{ м} \quad (3.3)$$

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

p - зазор між зустрічними рухливими складами, 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.

$$h_{\epsilon} = h_{\delta} + h_p = 0,2 + 0,19 = 0,39 \text{ м} \quad (3.4)$$

де h_{δ} - товщина баластного шару,

$h_{\delta} = 200$ мм при рейках Р-33, $h_{\delta} = 190$ мм при рейках Р-24, $h_{\delta} = 180$ мм при рейках Р-18;

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

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

Приймаємо $h_c = 0,9$ м, $c_{\text{ц}} = 0,246$ м, $\beta_0 = 41^{\circ} 41'$.

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

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

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

$$b_n = \frac{(3,96 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,5 + 0,39 + 0,9)^2 - (1,8 + 0,2 + 0,1 - 0,9)^2 - 0,246^2}{2 \cdot (3,96 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 1,97 \text{ м}$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,2 + 0,1 - 0,9)^2 + (1,97 + 0,246)^2} = 2,52 \text{ м} \quad (3.7)$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi_1} = 2,52 - \frac{0,246}{\cos 41,68^\circ} + 0,029 = 2,16 \text{ м} \quad (3.8)$$

де h_{ϕ_1} - висота фланця для СВП-27.

Висота від підшви виробки до центру радіусу дуги верхняка:

$$h_y = h_c + c_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 0,9 + 0,246 \cdot \operatorname{tg} 41,68^\circ = 1,12 \text{ м} \quad (3.9)$$

Ширина в світлі на рівні підшви виробки:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_y) = 2 \cdot (2,52 - 0,246) = 4,55 \text{ м} \quad (3.10)$$

Висота виробки у світлі від підшви:

$$H = h_y + r = 1,12 + 2,16 = 3,28 \text{ м} \quad (3.11)$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті до осадки:

$$S'_{ce} = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot (h_c - h_o) - c_y^2 \quad (3.12)$$

$$S'_{na} = 0,785 \cdot (2,52^2 + 2,16^2) + 4,55 \cdot 0,9 - 0,2 - 0,246^2 = 11,78 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання:

$$S_{ce} = 0,95 \cdot S'_{ce} = 0,95 \cdot 11,78 = 11,19 \text{ м}^2 \quad (3.13)$$

Периметр виробки у світлі:

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot (h_c - h_o) + B_1 \quad (3.14)$$

$$P = 1,57 \cdot (2,92 + 2,16) + 2 \cdot (0,9 - 0,2) + 4,55 = 13,3 \text{ м}$$

Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 3,96 + 2 \cdot (0,123 + 0,05 + 0,075) = 4,46 \text{ м} \quad (3.15)$$

де h_{cn} - висота профілю 123 мм для СВП-27;

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

Δb - горизонтальне зрушення порід в боках виробки, приймається за даними розрахунку або практики. У зоні усталеного гірського тиску $\Delta b = 75$ мм.

Висота виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 3,28 + 0,123 + 0,1 = 3,5 \text{ м} \quad (3.16)$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{сч}} = S_{\text{св}} + (P - B_1) \cdot \left(h_{\text{сн}} + h_{\text{зм}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right) \quad (3.17)$$

$$S_{\text{сч}} = 11,78 + (13,3 - 4,55) \cdot \left(0,123 + 0,005 + \frac{0,1 + 0,075}{2} \right) = 14,06 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

$$S_{\text{пр}} = 1,08 \cdot S_{\text{сч}} = 1,08 \cdot 14,06 = 15,19 \text{ м}^2 \quad (3.18)$$

Перевірка площі поперечного перерізу по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{нв}}} = \frac{75}{11,19} = 6,7 < 8 \text{ м/с} \quad (3.19)$$

Приймаю найближчий більший типовий перетин з альбому «Типові перерізи гірничих виробок» з кріпленням КМП-А3 з $S'_{\text{св}} = 12,8 \text{ м}^2$, $S_{\text{св}} = 12,1 \text{ м}^2$, ширина виробки в світлі до осадки 5070 мм, після осідання – 4880 мм.

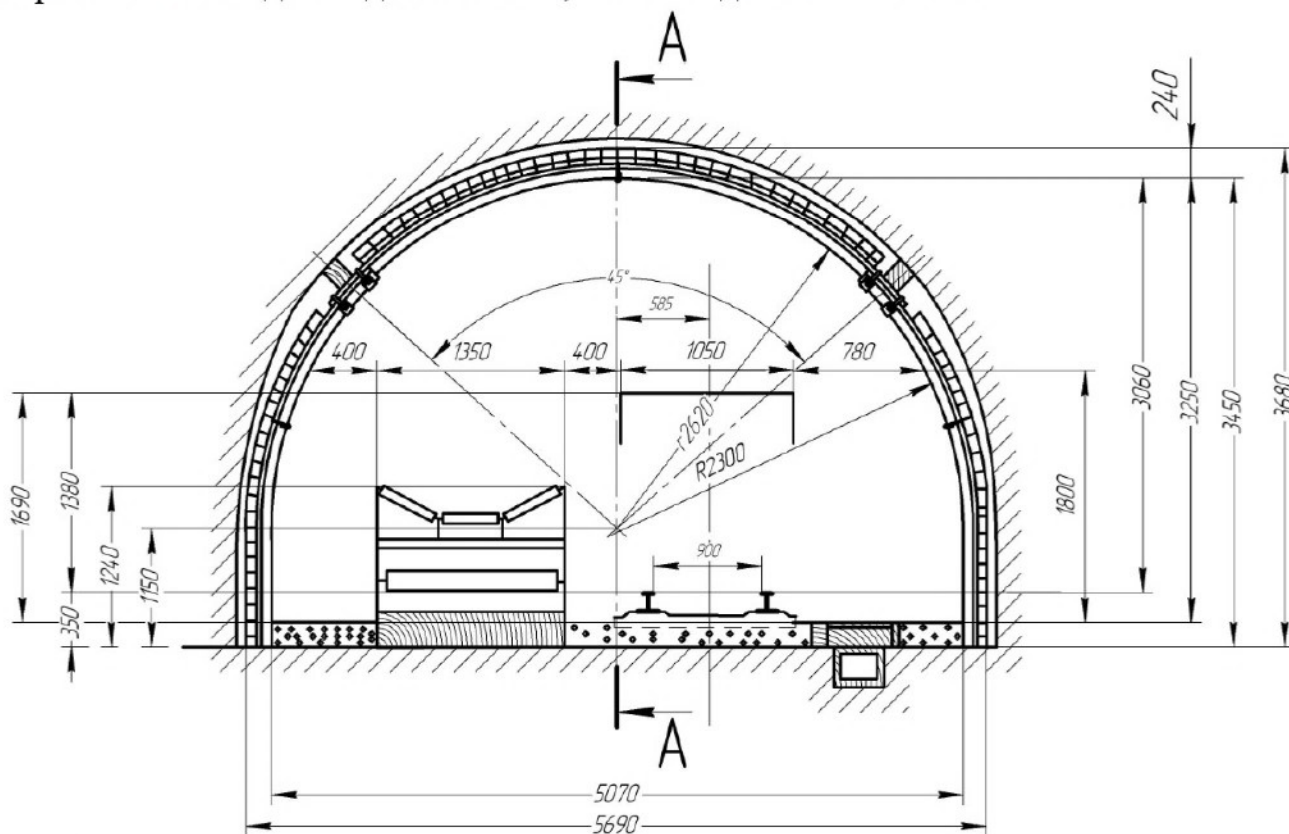


Рисунок 3.1 – Поперечний переріз виробки

3.1.3 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

Розрахунок стійкості порід і навантажень на кріплення, вибір кріплення розраховують у відповідності з БНіП 2-94-80.

Величину зміщень порід розраховують за формулами:

$$\begin{aligned} U_{o.кр} &= U_{m.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_t \\ U_{o.пч} &= U_{m.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_t \\ U_{o.бок} &= U_{m.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{\theta} \cdot k_s \cdot k_t \end{aligned} \quad (3.20)$$

де U_T – зміщення порід, визначається за графіком залежно від розрахункового значення σ_c і глибини розташування виробки Н;

k_{α} – коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки щодо нашарування порід (0,7);

k_{θ} – коефіцієнт, характеризує вплив напрямки зміщення порід (0,55);

k_s – коефіцієнт впливу ширини виробки;

$$k_s = 0.2(b - 1) \quad (3.21)$$

де b – ширина виробки у проходці, м;

$$k_{s,бок} = 0.2(5,69-1) = 0,93$$

$$k_{s,крос} = 0,2(3,79-1) = 0,56$$

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок, приймаю рівним 1 – для одиночної виробки;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід, приймаю рівним 1 – для виробок, термін служби яких більше 15 років;

$$U_{o.кр} = 310 * 1.0 * 0.93 * 1.0 * 1.0 = 290 \text{ мм}$$

$$U_{o.пч} = 310 * 1.0 * 0.93 * 1.0 * 1.0 = 290 \text{ мм}$$

$$U_{o.б} = 310 * 1.0 * 0.35 * 0.56 * 1.0 * 1.0 = 61 \text{ мм}$$

Визначу розрахункове навантаження на 1 м виробки на підставі зміщень порід покрівлі за формулою:

$$P = P_H k_H k_{\Pi} m_B, \text{ кН} \quad (3.22)$$

P_H – нормативне питоме навантаження, що визначається залежно від зміщень порід і ширини виробки у проходці;

k_{Π} – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт, приймається для головних розкривають виробок рівним – 1,1;

m_B – коефіцієнт умов проведення виробок, що приймається рівним при комбайновому способі.

$$P=100*1.0*1,0*5,69= 569 \text{ кН}$$

Виробка має ширину 5,69 м, висоту 3,68 м, площа поперечного перерізу начорно 15,7 м². Виходячи з гірничо-геологічних умов, стійкості породного контуру виробки, параметрів гірського тиску в цій виробки слід застосовувати підтримуючий тип кріплення.

Приймаємо металеве аркове піддатливе кріплення з СВП27 з замками ЗПК з фігурними планками, несуча здатність якого 280 кН. Щільність такого кріплення:

$$n = \frac{P}{N_S} \quad (3.23)$$

$$n = \frac{569}{280} = 2,03 \text{ рам/м.}$$

Прийнято $n = 2$ рам/м.

Податливість обраного кріплення становить 300 мм, що більше очікуваних зміщень порід покрівлі.

3.1.4 Технологічна схема і комплекс обладнання при спорудженні виробки

Виробка проводиться довжиною - 1500 м, площею поперечного перерізу $S_{св} = 12,8$ м² по алевролітам міцністю на одновісний стиск 60 МПа. Ширина виробки в проходці - 5,69 м, висота - 3,79 м.

Прийнято буропідривний спосіб проведення виробки. Оскільки площа поперечного перерізу виробки в проходці дорівнює 15,7 м² приймаємо проведення виробки повним перерізом.

Для механізації буріння шпурів приймаємо навісну бурильну установку БУ-1М. Для навантаження породи приймаємо буронавантажувальну машину типу 2ПНБ-2Б, до переваг якої належать висока продуктивність по навантаженню (удвічі вище в порівнянні з машинами періодичної дії), відсутність необхідності в маневрових операціях. Навантаження буде здійснюватися в вагонетки ВД-3,3. У зв'язку з цим передбачаємо застосування стрічкового перевантажувача типу УПЛ-2м для скорочення часу з обміну вагонеток. Установка постійного кріплення буде проводитися вручну.

Технічна продуктивність бурильних машин є максимально можливою годинною продуктивністю (шп.м / год) для нормальних експлуатаційних умов з урахуванням тривалості несуміщення допоміжних операцій і регламентованих перерв з технічних причин.

Технічну продуктивність бурильної установки з урахуванням зміни швидкості буріння по глибині шпуру визначимо за формулою:

$$Q_{\text{тех}}^{\delta} = \frac{60 \cdot n_{\delta.м} \cdot k_0}{\frac{1}{V_0} \left(\frac{\alpha \cdot l_{\text{ун}}}{1 - E^{\alpha \cdot l_{\text{ун}}}} \right) + \frac{T_{\text{заб}}}{l_{\text{ун}}} + \frac{1}{V_{\text{х.х}}} + \frac{T_{\text{к}}}{B} + \frac{T_{\text{н}}}{l_{\text{ун}}}}, \text{шт.м / час}, \quad (3.24)$$

де $n_{\delta.м}$ - число бурильних машин;

k_0 - коефіцієнт одночасності роботи бурильних машин;

α, E - показники зниження швидкості буріння по глибині шпуру;

V_0 - початкова швидкість буріння, м / хв .;

$V_{\text{х.х}}$ - швидкість холостого ходу, м / хв .;

$T_{\text{к}}$ - час заміни, хв .;

B - стійкість коронки на одну заточку, хв .;

$t_{\text{н}}$ - час наведення бурильної машини з одного шпуру на інший, хв .;

$T_{\text{заб}}$ - час на буріння, хв.

$$Q_{\text{тех}}^{\delta} = \frac{60 \cdot 1 \cdot 1}{\frac{1}{1,3} \left(\frac{0,25 \cdot 2,2}{1 - 0,15^{0,25 \cdot 2,2}} \right) + \frac{1,5}{2,2} + \frac{1}{3 \cdot 90} + \frac{1}{2,2}} = 27,5 \text{шт.м / год}$$

Для визначення експлуатаційної продуктивності навантажувальної машини ($\text{м}^3 / \text{год}$) скористаємося такою формулою

$$Q_{\text{с}}^{\text{нб}} = W_{\text{нб}} \cdot k_p / ((T_I + T_{II} + T_{\text{нр}}) \cdot k_{\text{нзо}}), \quad (3.25)$$

де $k_{\text{нзо}} = 1,12 \dots 1,15$ - коефіцієнт, що враховує підготовчо-заклучні операції;

T_I - тривалість навантаження породи в першій фазі, годину;

T_{II} - тривалість навантаження породи в другій фазі з урахуванням раскайловки, ручної подкидки, зачистки підшви, дроблення негабаритів тощо, год;

$T_{\text{нр}}$ - тривалість перерв у навантаженні, обумовлених циклічністю роботи привибійного транспорту, год.

Тривалість роботи при навантаженні гірської маси першої фази залежить від обсягу робіт, конструкції машини і її надійності. Для всіх видів вантажних машин залежність для T_I можна представити у вигляді:

$$T_i = \alpha \cdot W_{\text{нб}} \cdot k_p \cdot k_{\text{др}} \cdot k_{\text{кр}} / (k_0 \cdot n_{\text{м}} \cdot Q_{\text{тех}} \cdot k_z), \quad (3.26)$$

де $\alpha = 0,85 \dots 0,9$ - частка обсягу гірської маси першої фази;

k_p - коефіцієнт розпушення гірської породи вибухом, $k_p = 1,6 \dots 2$;

$k_{\text{др}}$ - коефіцієнт, що враховує додаткове розпушення при навантаженні, $k_{\text{др}} = 1,1 \dots 1,15$;

k_0 - коефіцієнт одночасності роботи машин;

n_M - число машин, шт.;

$k_{кр}$ - коефіцієнт, що враховує крупність шматків породи, при крупності менше 300 мм $k_{кр} = 1$, при крупності більше 400 мм $k_{кр} = 1,2$;

k_2 - коефіцієнт готовності вантажної машини.

Для машин на гусеничному ході час навантаження породи в другій фазі залежить від технічної продуктивності машини, яка буде істотно знижена через необхідність маневрів, витрат праці на раскайловку і дроблення негабаритів:

$$T_{II} = (1 - \alpha) \cdot W_{y\phi} \cdot k_p \cdot k_{\phi p} / (k_M \cdot Q_{max}), \quad (3.27)$$

де k_M - коефіцієнт зниження продуктивності машини в другій фазі, що дорівнює 0,25 при витриманій підосві і 0,2 - при нерівній підосві виробки.

$$T_I = 0,85 \cdot 31,6 \cdot 2 \cdot 1,15 \cdot 1 / (1 \cdot 1 \cdot 5 \cdot 0,53) = 24 \text{ хв.};$$

$$T_{II} = (1 - 0,85) \cdot 31,6 \cdot 2 \cdot 1,15 / (0,25 \cdot 5) = 9 \text{ хв.};$$

$$Q_{y\phi}^3 = 31,6 \cdot 2 / ((24 + 9 + 0) \cdot 1,15) = 1,66 \text{ м}^3 / \text{хв} = 99,8 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Визначаємо експлуатаційну продуктивність вантажно-транспортного комплексу обладнання при прибиранні породи за формулою:

$$Q_{y\phi}^3 = \left(\left(\frac{\alpha \cdot k_{кр}}{k_T \cdot Q_{max}} + \frac{(1 - \alpha)}{k_M \cdot Q_{max}} + \frac{T_c}{n_B \cdot V_B \cdot k_3} \right) k_{\phi p} \cdot k_{I\phi O} \right)^{-1}; \text{ м}^3 / \text{час} \quad (3.28)$$

де T_c - час заміни завантаженого складу, що складається з n_B вагонеток, годину

$$T_c = 2L / (60 \cdot v_c), \quad (3.29)$$

V_c - середня швидкість руху складу з урахуванням маневрів, відчеплення і причеплення вагонеток, м / с;

L - середня відстань від вибою до обмінного засобу, м;

V_B - місткість вагонетки, м³;

n_B - кількість вагонеток у складі, шт.

$$T_c = 2 \cdot 50 / (60 \cdot 3) = 0,55 \text{ год}$$

$$Q_{y\phi}^3 = \left(\left(\frac{0,85 \cdot 1}{0,53 \cdot 300} + \frac{(1 - 0,85)}{0,25 \cdot 300} + \frac{0,55}{3 \cdot 3,3 \cdot 0,9} \right) 1,15 \cdot 1,15 \right)^{-1} = 10,3 \text{ м}^3 / \text{год}$$

3.1.5 Розрахунок параметрів буропідричних робіт

Приймаємо спосіб підривання - електричне підривання. Тип СВ - електродетонатори уповільненої дії типу ЕДКЗ. Тип ВР - скельний амоніт №1 пресований.

Приймаємо довжину заходки $l_{\text{зах}} = 2$ м. КІШ = 0,9.

Визначаємо необхідну довжину шпуру:

$$l_{\text{шп}} = \frac{l_{\text{зах}}}{\eta}, \text{ м} \quad (3.30)$$

$$l_{\text{шп}} = \frac{2}{0,9} = 2,2 \text{ м}$$

Обсяг підірваної породи:

$$V = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 15,7 = 31,4 \text{ м}^3$$

За формулою Протодіяконова визначаємо питома витрата ВР:

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{вч}}}} \right) \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3 \quad (3.31)$$

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

$$e^{-1} = \frac{P_{\text{эм}}}{P_{\text{ВВ}}} = \frac{525}{450} = 1,16$$

де $P_{\text{эм}}$, $P_{\text{ВВ}}$ - відповідно працездатність еталонного і застосовуваного ВР;
 k - коефіцієнт, що враховує збільшену витрату ВВ на дроблення породи.

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 6} + \frac{1}{\sqrt{15,7}} \right) \cdot 1,16 \cdot 1,2 = 1,41 \text{ кг/м}^3$$

Визначимо витрата ВР на цикл:

$$Q_{\text{зах}} = q \cdot V_{\text{зах}} = 1,41 \cdot 31,4 = 44,28 \text{ кг}$$

Визначимо величину заряду в шпурі:

$$q_{\text{шп}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{п}}^2}{4} \cdot k_{\text{зан}} \cdot l_{\text{шп}} \cdot \Delta, \text{ кг}$$

де $d_{\text{п}}$ - діаметр патрона, м;

$k_{\text{зан}}$ - коефіцієнт заповнення шпуру;

Δ - щільність патронування.

$$q_{\text{шп}} = \frac{3,14 \cdot 0,036^2}{4} \cdot 0,4 \cdot 2,2 \cdot 1400 = 1,2 \text{ кг}$$

Визначаємо необхідну кількість шпурів:

$$N_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{зах}}}{q_{\text{шп}}} = \frac{44,28}{1,2} = 36,9$$

Приймаємо 6 шпурів по 1,5 кг, 30 шпурів по 1,2 кг і 1 шпур 0,6 кг. Уточнена витрата ВР на цикл:

$$Q_{\text{ут}} = 6 \cdot 1,5 + 30 \cdot 1,2 + 0,6 = 45,6 \text{ кг}$$

Таблиця 3.1 – Параметри шпурів та черговість їх підривання

Номера шпурів	Величина заряду, кг	Довжина шпурів, м	Кут нахилу до площини вибою, град		Тип електродетонаторів та їх сповільнення	Величина внутрішньої забойки, м	Способи підривання
			гориз	верт			
1-6	1,5	2,3	90	90	ЕДКЗОП	0,7	За один прийом
7	0,6	2,6	90	90	ЕДКЗПМ-30	0,5	
8-18	1,2	2,3	90	90	ЕДКЗПМ-45	0,7	
19-30, 37	1,2	2,3	85-90	85-90	ЕДКЗПМ-60	0,7	
31-36	1,2	2,3	85-90	85-90	ЕДКЗПМ-80	0,7	

3.1.6 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір вентиляційних засобів

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

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{2,25}{T} \sqrt{\frac{V_{\text{ВВ}} \cdot S^2 \cdot l_{\text{п}}^2 \cdot k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут.тр}}^2}}, \text{ м}^3 / \text{хв} \quad (3.32)$$

де $V_{\text{ВВ}}$ - обсяг шкідливих газів, що утворюються після підривання, л;

$$V_{\text{ВВ}} = 100 \cdot V_{\text{уг}} + 40 \cdot V_{\text{пор}}, \text{ л} \quad (3.33)$$

де $V_{\text{уг}}$, $V_{\text{пор}}$ - маса ВР по вугіллю і породі відповідно, що одночасно підриваються, кг;

$$V_{\text{ВВ}} = 40 \cdot 45,6 = 1824 \text{ л}$$

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

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

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

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

$k_{\text{ут.тр}}$ - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційному трубопроводі.
при визначенні $k_{\text{ут.тр}}$ попередньо приймається:

$$Q_{\text{з.п.}} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{min}} = 60 \cdot 12,8 \cdot 0,25 = 192 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,26$$

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{2,25}{30} \sqrt{\frac{1824 \cdot 12,8^2 \cdot 500^2 \cdot 0,8}{1,26^2}} = 229,5 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{\text{зп}} = 6n_{\text{чел.заб}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.34)$$

де $n_{\text{чел.заб}}$ – найбільша кількість людей, одночасно працюючих в привибійному просторі, чел.

$$Q_{\text{зп}} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виробки по мінімальній швидкості у виробці:

$$Q_{\text{зп}} = 60v_{\text{min}}S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.35)$$

де v_{min} – мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря у виробці, м/с.

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,8 = 192 \text{ м}^3/\text{хв}$$

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

$$Q_{\text{зп}} = 20v_{\text{з.мин}}S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.36)$$

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

$$Q_{\text{зп}} = 20 \cdot 0,5 \cdot 12,8 = 128 \text{ м}^3/\text{хв}$$

До подальшого розрахунку приймається найбільше з отриманих значень $Q_{\text{зп}}$ (229,5 м³ / хв).

Розрахунок продуктивності, депресії вентилятора і його вибір.

Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п.}} \cdot k_{\text{ут.тр}} = 229,5 \cdot 1,26 = 289,2 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Кількість повітря, яке необхідно подавати до всмоктування вентилятора:

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot Q_{\text{в}} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.37)$$

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

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot 289,5 \cdot 1,1 = 455,4 \text{ м}^3/\text{хв}$$

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

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{тр}}(l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}}n_1 + 10d_{\text{тр}}n_2), \text{ к}\mu \quad (3.38)$$

$r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір прогумованих труб без урахування витоків повітря, кμ/м;

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

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

$$R_{\text{тр}} = 0,0053 \cdot (1500 + 20 \cdot 1,0 \cdot 1) = 8,056 \text{ к}\mu$$

Депресія вентилятора:

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

$$h_{\text{в}} = 4,82^2 \cdot 8,056 \cdot \left(\frac{0,59}{1,26} + 0,41 \right)^2 = 144,36 \text{ даПа}$$

Вибір вентилятора здійснюють шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи $Q_{\text{п}}, h_{\text{в}}$ на аеродинамічні характеристики вентиляторів. На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймають до установки вентилятор ВМЦ-8.

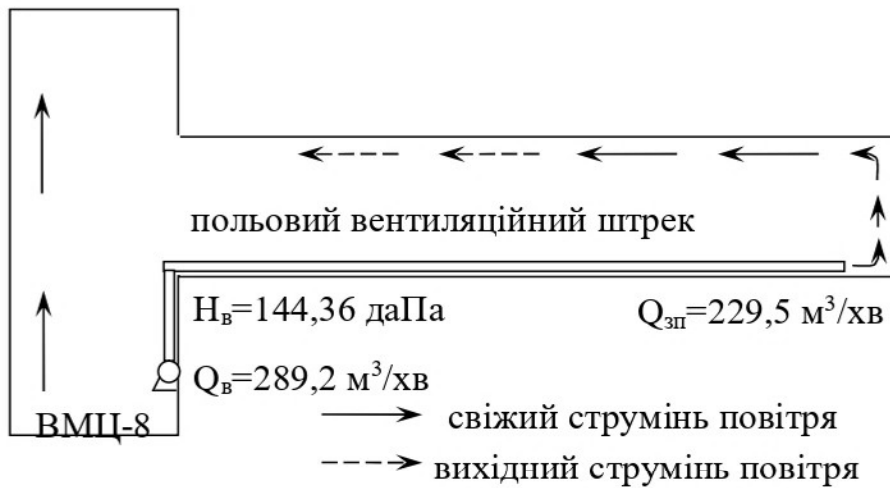


Рисунок 3.2 – Схема провітрювання польового вентиляційного штреку
пл. k_5^I

3.1.7 Організація робіт у підготовчому вибої

Встановлюємо режим роботи в забої вироблення - 3 зміни по 6 годин зі спорудження виробки і одна зміна ремонтно-підготовча.

1. Визначення обсягів робіт.

З буріння шпурів:

$$Q_{\text{бур}} = l_{\text{шт}} \cdot n_{\text{шт}}, \text{ м} \quad (3.39)$$

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

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

$$Q_{\text{бур}} = 2,2 \cdot 36 + 2,7 = 81,9 \text{ м}$$

По прибиранню гірської маси:

$$Q_{\text{уб}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{сч}} = 2 \cdot 15,7 = 31,4 \text{ м}^3$$

За кріпленням виробки:

$$Q_{\text{крп}} = \frac{l_{\text{зах}}}{n}, \text{ рам} \quad (3.40)$$

де n – крок установки кріплення, рам/м.

$$Q_{\text{крп}} = \frac{2}{0,5} = 4 \text{ рами}$$

За проведенням та кріпленням канавки:

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

З нарощування вентиляційних труб:

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

З нарощування скребкового конвеєра:

$$Q_{с.к.} = l_{зах} = 2 \text{ м}$$

З настилки рейкового шляху:

$$Q_{р.л.} = l_{зах} = 2 \text{ м}$$

№ п/п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Обсяг робіт	Норма вироблення			Трудомі- сткість, люди-зм	Обгру- нтуван- ня
				за збірни- ком	попра- в. к- ти	встано- влена норма		
1	Буріння шпурів	м	81,9	112,3 :2	0,93	52,2	1,57	ЕНВ-80 §64 т.83 1е
2	Прибирання гірської маси	м ³	31,4	26,7: 2	–	13,35	2,35	§73 т.97 4г
3	Кріплення виробки	рам	4,0	1,23	0,95	1,17	3,42	§80 т.104 19в
4	Проведення канавки	м	2	18,8	–	18,8	0,1	§87 т.112 1а
5	Кріплення канавки	м	2	36,0	0,5	18,0	0,11	§87 т.112
6	Нарощування вентиляційних труб	м	2	148,0	–	148,0	0,01	§88 т.113 2а
7	Настилення рейкового шляху	м	2	9,78	0,9	8,8	0,22	§97 т.129 2б

$$\Sigma=7,78$$

2. Комплексна норма вироблення:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \frac{м}{люди-зм} \quad (3.41)$$

де Q – обсяг робіт на цикл, м;

$\sum T$ – сумарна трудомісткість робіт, люди-зм

$$R_k = \frac{2}{7,78} = 0,26 \frac{м}{люди-зм}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки 7 чол.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$k_{пер} = \frac{T_{ф}}{T_n} = \frac{7,78}{7} = 1,11$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{пз}}{T_{см}} = \frac{6 - 1,64}{6} = 0,73$$

3. Визначення тривалості операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{выр.i} \cdot k_{пер}}, \text{ час} \quad \left(t_i = \frac{T_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot k_{пер}} \right) \quad (3.42)$$

де V_i – обсяг i -го виду робіт;

$T_{см}$ – тривалість зміни, час;

n_i – кількість робочих, зайнятих на виконанні даної роботи або норма обслуговування агрегату, чол;

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

α – коефіцієнт побудови графіка;

$k_{пер}$ – коефіцієнт перевиконання плану;

T_i – трудомісткість даного процесу або операції, люд-зм

Буріння шпурів:

$$t_{бур} = \frac{81,9 \cdot 6 \cdot 0,73}{2 \cdot 52,2 \cdot 1,11} = 3,1 \text{ год}$$

Прибирання гірської маси:

$$t_{уб} = \frac{31,4 \cdot 6 \cdot 0,73}{2 \cdot 13,35 \cdot 1,11} = 4,64 \text{ год}$$

Проведення і кріплення канавки:

$$t_{кан.пр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 18,8 \cdot 1,11} = 0,27 \text{ год}$$

$$t_{кан.кр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 18,0 \cdot 1,11} = 0,29 \text{ год}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{вен.тр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 148,0 \cdot 1,11} = 0,02 \text{ год}$$

Кріплення:

$$t_{кр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{7 \cdot 1,17 \cdot 1,11} = 0,96 \text{ год}$$

Настилання рейкового шляху:

$$t_{рельс} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 8,8 \cdot 1,11} = 0,18 \text{ год}$$

Визначаємо час виконання одного циклу як сума непокєднуваних в часі операцій:

$$\sum T_{\text{несовм}} = 3,1 + 4,64 + 1,64 + 0,96 = 10,34 \text{ год}$$

Кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{сут}}}{\sum T_{\text{несовм}}} = \frac{18}{10,34} = 1,74$$

де $n_{\text{сут}}$ – добовий режим з проведення виробки, год.

Місячна швидкість проведення виробки:

$$V_{\text{мес}} = n_{\text{мес}} \cdot K_{\text{ц}} \cdot l_{\text{зах}} = 25 \cdot 1,74 \cdot 2,0 = 87 \text{ м}$$

де $n_{\text{мес}}$ – кількість робочих днів на місяць;

$l_{\text{зах}}$ – довжина заходки, м.

Графік організації робіт

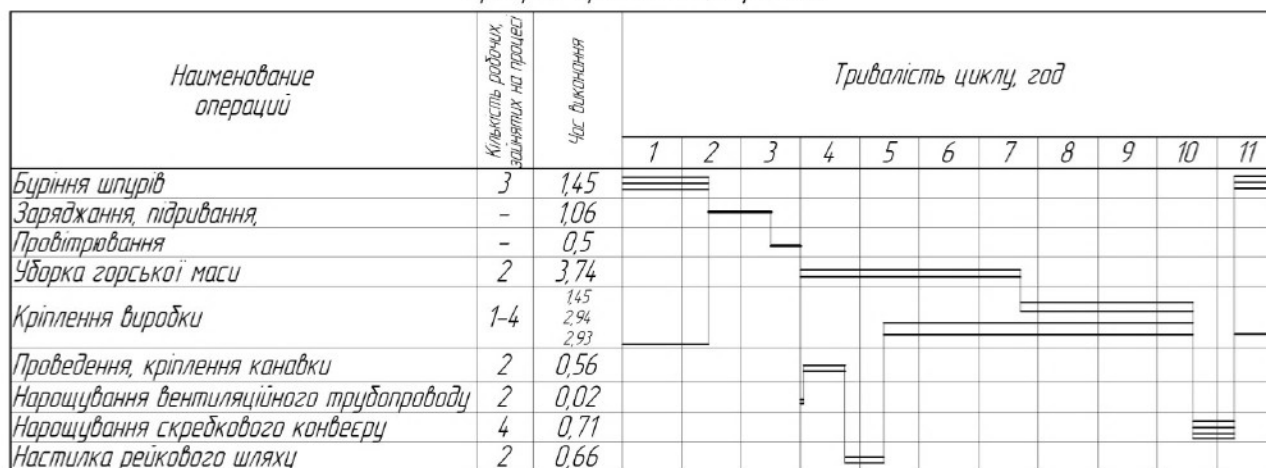


Рисунок 3.3 – Графік організації робіт при проведенні польового вентиляційного штреку пл. i_3 гор. 790 м буропідричним способом.

3.2 Варіант 2

Вибір форми і розмірів поперечного перерізу виробки, розроблено у розділі 3.1.2.

3.2.1 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

Розрахунок стійкості порід і навантажень на кріплення виконано у розділі 3.1.3.

У якості кріплення прийняте рамно–анкерне кріплення.

Так як анкерне кріплення встановлюється безпосередньо при проведенні виробки, то вибір параметрів рамного піддатливого кріплення відбувається за зміщеннями поза зоною впливу очисних робіт в наступній послідовності:

$$U_{0,кр} \cdot k_{анк} \rightarrow P^н \rightarrow P \rightarrow n = P / N_s, \quad (3.43)$$

де $k_{анк} = 0,35$ – коефіцієнт, який обирається в залежності від густоти встановлення анкерного кріплення;

$P^н$ – нормативне питоме навантаження (кПа);

P – розрахункове навантаження на 1 м виробки зі сторони покрівлі;

n – густина встановлення рам металевого піддатливого кріплення на 1 м довжини виробки;

N_s – несуча здатність рамного кріплення, кН.

Розрахункове навантаження P на 1 м виробки зі сторони покрівлі знаходиться по формулі:

$$P = k_n \cdot k_n \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^н \quad (3.44)$$

де $k_n = 1$ – коефіцієнт перевантаження;

$k_n = 1$ – коефіцієнт надійності;

$k_{пр} = 1$ – коефіцієнт умов проведення виробки (при бурі вибуховому проведенні);

$b = 5,2$ м – ширина виробки;

$P^н = 80$ кПа – нормативне навантаження (при $U = 455 \cdot 0,35 = 160$ мм).

$$P = 1 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 5,69 \cdot 80 = 273 \text{ кН/м}$$

Щільність встановлення рам металевого піддатливого кріплення на 1 м довжини виробки визначається по формулі:

$$n = P / N_s \quad (3.45)$$

де $P = 273$ кН/м; $N_s = 280$ кН (для СВП – 27 з замками ЗПК)

$$n = 273 / 280 = 0,98 \text{ рами / м}$$

Приймаю $n = 1$ рам/м.

Оскільки паспортна горизонтальна піддатливість кріплення з замком ЗПК складає 400 мм, тобто більше розрахованого значення, то в даних умовах приймаємо кріплення КМП – А3 з СВП-27 щільністю встановлення 1 рама/ м.

В якості анкерного кріплення приймаю металевий анкер із закріпленням швидкотвердіючим хімічним складом

Анкерне кріплення - це металеві стержні, вставлені в заздалегідь пробурені в покрівлі і боках виробки шпури. Стержні закріплюють в шпурах різними способами. Анкери як би «прошивають» шари порід, розташованих навколо виробки, не дають їм розшаруватися і обрушуватися.

Анкерне кріплення рекомендується застосовувати при проходці тунелів в скельних і напівскельних породах, стійких і середній стійкості, з коефіцієнтом міцності не нижче 4. У слабкіших породах анкерне кріплення слід застосовувати спільно з набризг-бетоном або металевим арочним кріпленням. Анкерне кріплення встановлюють негайно після розробки породи в забої. При цьому призабойна зона не захаращується, що дає можливість механізувати прохідницькі роботи і полегшує умови провітрювання, відпадає необхідність в захисті кріплення від ушкодження при виробництві вибухових робіт.

Розрізняють анкери: металеві (клинощолові і розпірні) залізобетонні і сталеполімерні.

Одними з перспективних видів анкерного кріплення є сталеполімерні анкери (СПА). Армуючий стержень такого анкера закріплюється в шпурі швидкотвердіючими синтетичними смолами.

Нині широко застосовують патронований спосіб використання синтетичних складів, при якому закріплюючу суміш вводять в шпур в ампулах-патронах з целюлози, скла або поліетилену. Така ампула (рис. 4.5) є двокамерною оболонкою, одна з камер містить смолу з наповнювачем, інша — отверджувач-ініціатор з модифікатором.

Армуючий стержень анкера виконується із сталі періодичного або гладкого профілю із скошеним кінцем. При обертанні або забиванні анкера скошений кінець стержня розриває оболонку із закріплюючим складом і переміщує його. При цьому забезпечується висока міра зчеплення стержня з породою.

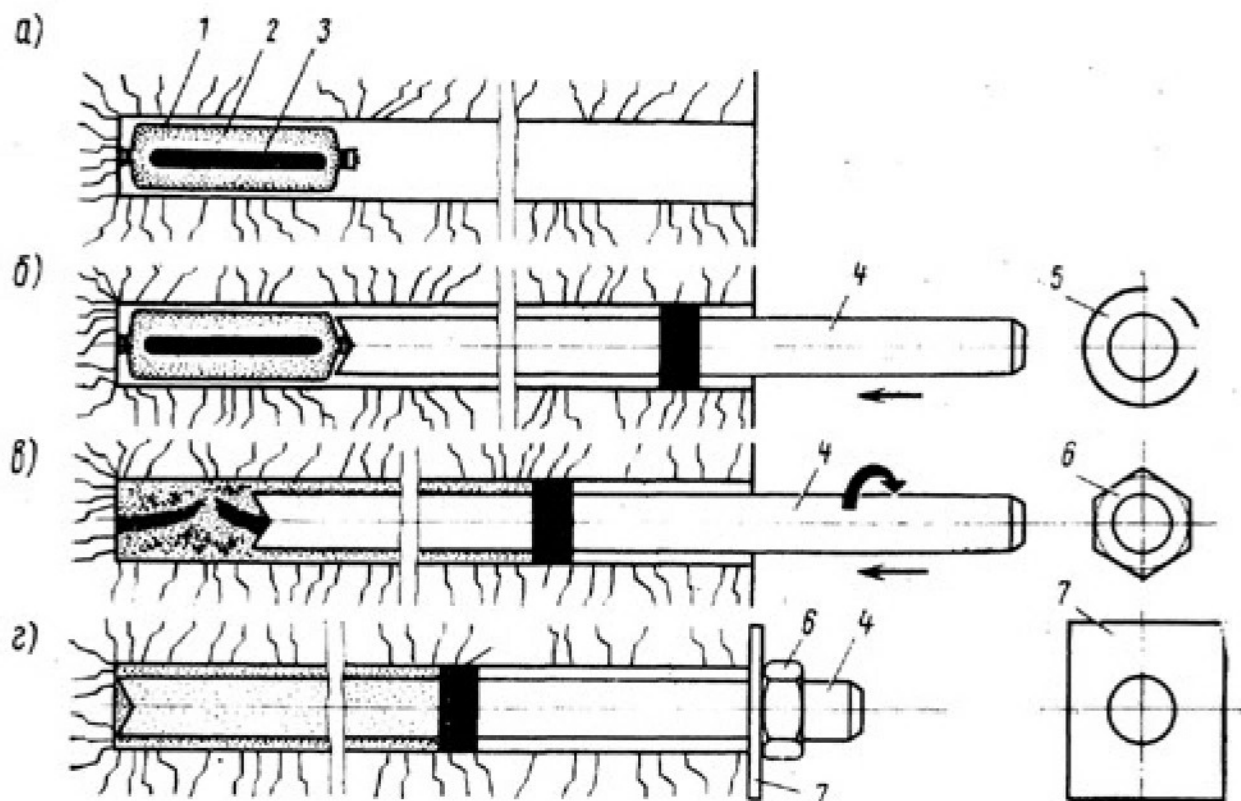
Розроблені склади і технологія зведення СПА дозволяють застосовувати їх в сухих і обводнюючих шпурах. Несуча здатність СПА, вже через 15 мін досягає 90 Н і протягом доби збільшується до 200-250 кН.

Розрахунок анкерного кріплення

Визначаємо розрахункову несучу здатність стержня анкера:

$$P_a = F_{oc} R_p m_y, \text{кН} \quad (3.46)$$

де F_{oc} – площа ослабленого перерізу стержня, м².



1 – поліетиленова ампула із закріплюючим складом; 2 - суміш еднального (смоли) і наповнювача (піску) 3 - отверджувач; 4 - анкерний стержень; 5 - шайба ущільнювача; 6 - натяжна гайка; 7 - плоский опорний елемент

Рисунок 3.4 - Схема установки сталеполімерного анкера:

$$F_{oc} = \frac{\pi d_c^2}{4}, \text{ м}^2 \quad (3.47)$$

$$F_{oc} = \frac{3.14 \cdot 0.0145^2}{4} = 0.011 \text{ м}^2$$

R_p – розрахунковий опір склопластикового стержня анкера на розтяг, 650 МПа.

$m_y = 1$ – коефіцієнт умов роботи стержня анкера.

$$P_a = 0,11 \cdot 650 \cdot 1 = 71,5 \text{ кН}$$

Довжина анкера l_a визначається за умови закріплення їх за межами зруйнованої зони.

$$l_a = l_k + l_n + l_z, \text{ м} \quad (3.48)$$

де $l_k = 0,12$ м – довжина частини анкера, що виступає у виробку, м;

l_n – висота зруйнованої зони протягом 10 діб, м;

$$l_H = 1,2 \cdot 2a \left(0,2 \frac{\gamma H}{R_c} + 5,38 \cdot 10^{-4} t - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{\gamma H}{R_c}} - \frac{0,33}{t} + 0,21 \right), \text{ м} \quad (3.49)$$

де γ – об'ємна вага породи, $2,5 \text{ т/м}^3$;

$H = 492 \text{ м}$ – глибина розташування виробки;

$R_c = 40 \text{ МПа}$ – розрахунковий опір порід стисненню;

$t = 10 \text{ діб.}$ – час руйнування зони.

$$l_H = 1,2 \cdot 5,7 \left(0,2 \frac{2,5 \cdot 450}{40} + 5,38 \cdot 10^{-4} \cdot 10 - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{2,5 \cdot 450}{40}} - \frac{0,33}{10} + 0,21 \right) = 1,2 \text{ м}$$

$l_3 = 0,3$ – глибина закладення анкерів за межами небезпечної зони.

$$l_a = 0,1 + 1,2 + 0,3 = 1,6 \text{ м}$$

Відстань між анкерами A в поздовжньому і поперечному напрямку приймається як мінімальна величина із трьох значень.

а) за несучої здатності анкера:

$$A = \sqrt{\frac{P_a}{\gamma l_a}}, \text{ м} \quad (3.50)$$

$$A = \sqrt{\frac{71,5}{2,5 \cdot 1,6}} = 4,2 \text{ м}$$

б) по стійкості породного контуру між анкерами:

$$A = \frac{l_a}{3} \sqrt{\frac{c}{P_B}}, \text{ м} \quad (3.51)$$

$$A = \frac{1,2}{3} \sqrt{\frac{1,2}{0,035}} = 2,3 \text{ м}$$

де c – коефіцієнт зчеплення зруйнованих порід:

$$c = 0,03f, \text{ МПа} \quad (3.52)$$

$$c = 0,03 \cdot 40 = 1,2 \text{ МПа}$$

P_B – розрахункове значення вертикального тиску від ваги порід у межах небезпечної зони висотою l_H , МПа.

в) за умовою утворення породного контуру:

$$A = l_a - \frac{k_B P_B}{c} (l_a + 2a), \text{ м} \quad (3.53)$$

$$A = 1,6 - \frac{0,25 \cdot 0,035}{1,6} (1,6 + 5,7) = 1,6$$

де k_b – коефіцієнт, що залежить від міцності порід, 0,25;

$2a$ – ширина виробки, м.

Визначаємо кількість анкерів, необхідне для закріплення виробки по периметру:

$$N = \frac{L}{A}, \text{ шт} \quad (3.54)$$

де L – довжина перерізу виробки по периметру закріплення, м.

$$L = 2h_c + \frac{2\pi R}{2}, \text{ м} \quad (3.55)$$

$$L = 2 \cdot 1 + \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,85}{2} = 10,9 \text{ м}$$

$$N = \frac{10,9}{1,6} = 6,8 \text{ шт}$$

Приймаю 7 анкерів

3.2.2 Паспорт проведення та кріплення штреку

Для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб.

В якості комбайна застосовуємо комбайн П110-01М (рис. 3.5). Комбайн на 100% укомплектований гідро- і електроустаткуванням, сертифікованим на відповідність європейським стандартам (ATEX).



Рисунок 3.5 - Прохідницький комбайн П110-01М

Особливості комбайна :

1. Конструкція рами виконавчого органу допускає установку в неї редуктора з осью коронкою.

2. Двошвидкісний двигун виконавчого органу дозволяє оперативно з пульта управління змінювати частоту обертання коронки, що підвищує ефективність різання при обробці змішаного забою з міцністю, що значно міняється. Зниження швидкості різання при руйнуванні міцних і абразивних порід дозволяє зменшити витрату різців, енергоспоживання і пиловиділення.

3. Швидкість переміщення комбайна при перегоні збільшена до 10 м/хв. Передбачена можливість регулювання як робочої, так і маневрової швидкості.

4. Управління комбайном може здійснюватися з місцевого пульта управління, а також дистанційно з переносного кабельного пульта управління за допомогою кабельної перемички або з радіопульта (до 20 годин без заряджання акумулятора).

5. Апаратура управління забезпечує діагностику електроустаткування комбайна з виведенням інформації на рідкокристалічний дисплей пульта управління.

6. Застосування безредукторної маслостанції з двосекційним регульованим насосом підвищує надійність роботи, зменшує експлуатаційні витрати.

7. Модернізована схема гідроустаткування передбачає:

- пропорційне гідравлічне управління;
- мінімізацію втрат потужності на холостому ході;
- управління швидкістю подання виконавчого органу, у тому числі автоматичне зниження швидкості подання при перевантаженні двигуна редуктора виконавчого органу, що дозволяє підвищити надійність і довговічність вузлів комбайна;

- управління швидкістю пересування ходової частини;
- додаткове підключення зовнішнього устаткування: навісного анкероустановщика, крелеподйомника, двох ручних бурильних машинок, гідрофіцірованого інструменту.

8. Комбайн може бути виготовлений з прямим або підйомно-поворотним скребковим конвеєром для різних технологічних схем транспортування зруйнованої гірської маси із забою.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися стрічковим перевантажувачем на телескопічний стрічковий конвеєр 1ЛТП – 800К, а далі на постійний стрічковий конвеєр. Виїмка гірських порід комбайном ведеться на підставі затвердженого проекту робіт відповідно до основних положень по організації і безпеці праці, викладеними в БНіП 3.02.03-84 і правилах безпеки. Величина відхилень у бік збільшення геометричних параметрів перерізу виробки від проектних не повинна перевищувати 110 мм.

Доставка допоміжних матеріалів та обладнання буде здійснюватися в вагонетках ВГ – 2,5 – 900 та на платформах ПТО – 900. Виробка обладнується одно шляховою рейковою колією. Ширина колії – 900 мм, рейки Р – 33 прокладаються на дерев'яних шпалах.

Для кріплення виробки прийняте арочне кріплення КМП – А3 та анкерне кріплення. Кріплення складається з верхняка та двох бічних складених стійок. Верхняк та стійки кріплення виготовляються з спеціального профілю СВП – 27. Відрізки стійок з'єднуються між собою замком ЗПК. До нижніх частин стійок обов'язково приварюються опорні башмаки. Окремі рами кріплення з'єднуються між собою за допомогою між рамних стяжок.

Площа поперечного перетину виробки у світлі $S_{св} = 12,8 \text{ м}^2$, в проходці $S_{св} = 15,7 \text{ м}^2$.

3.2.3 Організація робіт в підготовчому вибої

Для проведення штреку організовується комплексна бригада проходників, яка виконує всі основні та допоміжні процеси в вибої. Режим роботи – безперервний робочий тиждень з одним загальним вихідним та одним вихідним днем по слизькому графіку. Добовий режим роботи наступний: одна зміна – ремонтна – підготовча, три зміни по проходці виробки з двогодинними перервами між змінами для виробництва вибухових робіт та транспортно – доставлювальні роботи.

3.2.3.1 Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки

Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки проводимо згідно з ЕНВ та зводимо в таблицю 3.2.

Таблиця 3.2 - Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в проходницькому вибої

Вид робіт	Одиниці вимірювання	Норма виробки			Об'єм робіт на зміну, м	Необхідна кількість чол.-зм. на цикл	Необхідна кількість чол.-зм. на цикл	Тарифна зміна, грн.	розцінка за 1 м, грн.	Основа для встановлення норми виробки
		за збірником	поправочний коефіцієнт	встановлена						
Проведення виробки комбайном П-110-01м	м	0,45	0,94	0,42	1,79	2,37	4,24		314,03	табл. 3, п. 77 д
Машиніст гірничовиймальних машин VI розряду					1,79	0,56	1,00	148,37	82,89	
Прохідник V розряду					1,6	1,81	3,24	127,74	231,14	

Об'єм робіт за нормою на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м} \quad (3.56)$$

де $N = 1,91$ м – змінна норма виробітку на бригаду, (§1 [27], табл. 3, п. 77 д);
 k – поправочні коефіцієнти (згідно з [27] при кріпленні виробки металевим арковим кріпленням до норм застосовується коефіцієнт $k = 0,9$, при настиланні рейкового шляху паралельно конвеєру $k = 0,92$);

$$Q = 1,91 \cdot 0,9 \cdot 0,92 = 1,58 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 людину:

$$Q_{1\text{год}} = \frac{N}{T}, \text{ м} \quad (3.57)$$

де $T = 4,00$ чол.-зм. – змінна нормативна трудомісткість, (§ 1 [27], табл. 3, п. 77 е);

$$Q_{1\text{год}} = \frac{1,58}{4,00} = 0,4 \text{ м} \quad (3.58)$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з врахуванням коефіцієнтів:

$$Q_{\text{зм}} = Q_{1\text{год}} \cdot k, \text{ м} \quad (3.59)$$

$$Q_{\text{зм}} = 0,4 \cdot 0,9 \cdot 0,92 = 0,33 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{\text{зм}} = \frac{Q}{Q_{\text{зм}}}, \text{ люд.-зм} \quad (3.60)$$

$$T_{\text{зм}} = \frac{1,58}{0,33} = 4,79 \text{ люд.-зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робочих:

1) машиніст гірничо – виймальних машин VI розряду:

$$T_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{Q} \text{ люд.-зм.} \quad (3.61)$$

$$T_{\text{МГВМ}} = \frac{1}{1,58} = 0,63 \text{ люд.-зм.}$$

2) прохідник V розряду:

$$T_{\text{прох}} = \frac{(T_{\text{зм}} - 1)}{Q} \text{ люд.-зм.} \quad (3.62)$$

$$T_{\text{прох}} = \frac{(4,26-1)}{1,58} = 2,06 \text{ люд.-зм.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = l_{\text{зах}} / \Sigma T_p \text{ м/люд.} \quad (3.63)$$

$$N_k = 1 / 1,81 = 0,55 \text{ м/люд.}$$

Комплексна розцінка розраховується по формулі:

$$R_k = \Sigma Z_{\text{пл}} / l_{\text{зах}} \text{ грн/м} \quad (3.64)$$

$$R_k = 2031,14 / 1 = 2031,14 \text{ грн/м}$$

3.2.3.2 Розробка графіка організації робіт

Для побудови лінійного графіку організації процесу комбайнової виїмки розраховуємо по кожній операції трудомісткість та тривалість робіт, а також час, який відкладаємо на графіку. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.7.

Загальна питома трудомісткість виїмання 1 м³ гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}}}, \text{ люд.-хв./м}^3 \quad (3.65)$$

де N_i – сумарна трудомісткість окремих операцій, люд.-хв.
 $l_{\text{зах}}$ – довжина заходки, м

$$N = \frac{488,52}{1 \cdot 15,7} = 31,1 \text{ люд.-хв/м}^3$$

Швидкість проведення виробки розраховуємо по формулі:

$$V = \frac{T_{\text{зм}} - T_{\text{ПЗО}}}{T_{\text{зах}}} \cdot l_{\text{зах}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{д}}, \text{ м/міс} \quad (3.66)$$

де $T_{\text{зм}} = 360$ хв – тривалість зміни;

$T_{\text{ПЗО}} = 20$ хв – тривалість виконання підготовчо – кінцевих операцій ;

$T_{\text{зах}}$ – тривалість прохідницького циклу:

$$T_{\text{зах}} = \Sigma T \cdot (1 - k_{c1}) + T_{\text{м.п.}} = 447,3 \cdot (1 - 0,55) + 10 = 211,3 \text{ хв.} \quad (3.67)$$

ΣT – тривалість всіх разом процесів, хв.;

$K = 0,55$ – коефіцієнт, який враховує сумісність процесів;

$T_{т.п.} = 10$ хв. – час на технологічні перерви;

$l_{зах}$ – довжина заходки, $l_{зах} = 1$ м;

$n_{д}$ – кількість робочих днів в місяць, $n_{д} = 25$;

$n_{ц}$ – кількість циклів в зміну, $n_{ц} = 4$.

$$V = \frac{360 - 20}{211,3} \cdot 1 \cdot 4 \cdot 25 = 161 \text{ м/міс}$$

Таблиця 3.3 - Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робочих, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-зм.на цикл	Тривалість процесів (операцій), хв. на цикл	Основа
	од. вимір.	на цикл				
Підготовчо - кінцеві операції			5			§ 2, табл. 50 [27]
Усунення дрібних поламок			5			§ 2, табл. 50 [27]
Керування комбайном	м	1	2	143,18	71,59	§ 2, табл. 51 [27]
Виведення та огляд виконавчого органу і комбайну, заливка масла	м	1	2	9,89	7,13	§ 2, табл. 51 [27]
Огляд та заміна зусюків, підтягання кабелю та шлангу зрошення	м	1	2	10,95	6,36	§ 2, табл. 51 [27]
Розбивання великих шматків породи, підкидання гірничої маси до навантажувального органу та зачищення підшви	м	1	1	52,09	52,09	§ 2, табл. 51 [27]
Розпшибування перевантажувача та натягувальної головки конвеєра	м	1	1	19,15	19,15	§ 2, табл. 51 [27]
Встановлення та пересування тимчасового кріплення, перевірка напрямку виробки	м	1	2	6,3	3,15	§ 2, табл. 51 [27]
Кріплення рамним кріпленням	м	1	2	146,42	73,21	§ 2, табл. 52 [27]
Кріплення анкерним кріпленням	анк.	8	5	39	39	табл. 16 [25]
Нарощування рейкового шляху	м	1	2	58	29	табл. 2.10
Нарощування вентиляційного трубопроводу	м	1	5	3,54	0,708	§ 2, табл. 52 [27]
Всього				488,52	301,388	

Графік організації робіт

Найменування операції	Об'єм робіт		Число робочих	Тривалість процесів, хв	Тривалість зміни, год					
	Од. вим.	На цикл			1	2	3	4	5	6
Підготівчо-кінцева операції	-	-	5	21						
Усунення незгодних поломок	-	-	5	15						
Управління комбайном	м	1	2	72						
Відведення комбайну	м	1	2	7						
Огляд та заміну зусідків	м	1	2	6						
Розбійвання великих шматків породи	м	1	1	52						
Розштудобудвання перевантажувачу	м	1	1	19						
Перевірка напрямку вуродки тимчасове кріплення	м	1	2	3						
Кріплення вуродки рамним кріпленням	м	1	2-3	73						
Кріплення анкерним кріпленням	м	1	3-5	39						
Нарощування вентиляційного трубопроводу	м	3	5	4						
Нарощування рейкового шляху	м	3	5	39						
Нарощування конвеєрц	м	3	5	24						

Рисунок 3.6 – Графік організації робіт при комбайновій проходці

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження польового вентиляційного штреку пл. k_5^1 на глибині 840 м.

У проекті розглянуто 2 способи проведення штреку. При першому способі кріплення штреку – КМП-А3 і проходка буропідривним способом.

При другому способі проведення запропоновано використати рамно-анкерне кріплення і спорудження здійснюється за допомогою комбайну П 110-01м.

Порівняльні техніко-економічні показники будівництва штреку 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	12,8	12,8
Тривалість циклу	год.	10,34	3,73
Трудомісткість	люд.-см / год	8,99	7,43
Швидкість спорудження	м/міс	87	161
Кошторисна вартість 1 п.м	тис. грн./м	19,25	12,85

Виходячи з порівняння варіантів спорудження штреку приймаємо другий варіант – при цьому варіанті швидкість спорудження зростає в 1,85 рази, трудомісткість знижується в 1,2 рази, вартість спорудження зменшується на 33%.

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

Список використаної літератури

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

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

38. Максимов А.П. Горное давление и крепь выработок. – М.: Недра, 1973. – 380 с.
39. Техника контроля напряжений и деформаций в горных породах. – Л.: Наука, 1979. – 232 с.
40. Ардашев К.А. и др. Методы и приборы для исследований проявлений горного давления.– М.: Недра, 1981. – 128 с.
41. Шевцов Н.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь А.Г.. Разрушение горных пород взрывом. – Учебник, – Донецк: ООО «Лебедь», 2003. – 553с.
42. Сборник нормативных документов по взрывным работам в угольных шахтах: КД 12.01.1201 – 99 – Макеевка –Донецк, 2000. – 240 с.
43. П.Я. Таранов, А.Г. Гудзь. Разрушение горных пород взрывом.- М.: «Недра», 1976. – 252с.
44. Единые правила безопасности при взрывных работах. – К.: «Норматив», 1992. – 171 с.
45. Промышленные взрывчатые вещества и средства взрывания.- Справочник, – М.: «Недра», 1971. – 175 с.
46. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах: Учебн.пособие для вузов. - М.: Недра, 1989. – 240 с.
47. Гузеев А.Г., Гудзь А.Г., Пономаренко А.К. Технология строительства горных предприятий: Учебник для вузов. - К.; Донецк: Вища шк.. Головное изд-во, 1988. – 392 с.
48. Насонов И.Д., Федюкин В.А., Щуплик М.И. Технология строительства, подземных сооружений: Учебник для вузов в 3-х частях. - М.: Недра, 1983. - 743 с.
49. Смирняков В.В., Вихарев В.И., В.И.Очкуров Технология строительства горных предприятий: Учебник для "вузов—-М.;~ Недра, 1989. -573 с.
50. Горнопроходческие машины и комплексы: Учебник для вузов/ Л.Г. Грабчак, В.Н.Несмотряев, В.И.Шендеров, Б.Н.Кузовлев. -М.: Недра, 1990.