

**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 похилої виробки пл. m_6^1 в заданих
гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах**

Виконав: студент групи Гір-18зс Губар В.В.

.....
(підпис)

Керівник: Соколенко В.М.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Севєродонецьк 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**

Губарю Віктору Васильовичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження похилої виробки пл. m_6^1 в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах
Керівник роботи: Соколенко Валерій Михайлович, к.т.н., доц.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система виробки.
 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 паспорту 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

Губар В.В.

Керівник проекту

Соколенко В.М.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 72 сторінки, містить 17 таблиць, 8 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є похила виробка пл. m_6^1 на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження похилої виробки пл. m_6^1 .

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

При написанні проекту використано 30 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	17
2.1.4 Підйом і транспорт	17
2.1.5 Водовідлив	18
2.1.6 Вентиляція, освітлення	19
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	20
2.3 Охорона праці	22
3 Основна частина	26
3.1 Спорудження похилої виробки пл. m_6^1 . Варіант № 1	26
3.1.1 Вибір форми та розмірів поперечного перерізу виробки	26
3.1.2 Визначення розмірів поперечного перерізу виробки	26
3.1.3 Вибір і розрахунок кріплення	31
3.1.4 Розробка паспорта БПР	33
3.1.5 Опис технології спорудження виробки	35
3.1.6 Побудова паспорта виконання робіт. Техніко - економічні показники	40
3.1.7 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір вентиляційних засобів	43
3.2 Спорудження похилої виробки пл. m_6^1 . Варіант № 2	47
3.2.1 Особливості та актуальність застосування трапецієподібного кріплення КСП-Т4	47
3.2.2 Визначення основних параметрів поперечного перерізу виробки	49
3.2.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання та визначення його оптимальних параметрів	51
3.2.4 Розрахунок паспорта БПР	52
3.2.5 Провітрювання виробки	54
3.2.6 Кріплення ухилу пл. m_6^1	56
3.2.7 Організація гірничопрхідницьких робіт	58
3.3 Розрахунок кошторисної вартості проведення ухилу	61
Висновки	70
Список використаної літератури	71

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 72, таблиц 17, рисунков 8, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 72 таблиць 17, рисунків 8, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

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

ANNOTATION

A diploma project contains pages 72, tables 17, 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

В даному дипломному проекті викладено комплекс питань з проектування підготовчих виробок вугільної шахти. Детально висвітлені питання проведення гірничих виробок з використанням прогресивної технології швидкісного спорудження гірничих виробок з використанням нового способу АРПЗ по боротьбі зі здиманням і заміни кріплення.

Збільшення видобутку вугілля підземним способом буде проводитися в основному за рахунок реконструкції шахт і технічного переозброєння. При реконструкції і технічному переозброєнні збільшуються обсяг видобутку корисної копалини, терміни використання і експлуатації гірничих підприємств, підвищуються техніко-економічні показники, поліпшуються соціальні умови роботи працівників, знижуються витрати на проведення і експлуатацію підземних гірничих виробок.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта знаходиться в Луганській області на території Лутугинського геолого-промислового району.

Найближчими населеними пунктами вважаються селища Біле, Сутоган, Тарасівка, Юр'ївка, місто Лутугине, місто Алчевськ та ін. Найближче державне промислове підприємство шахта ім. «XIX з'їзду КПРС».

В районі шахти розташовуються мережа залізниць, автомобільних доріг. Основна автомагістраль в районі - Луганськ-Дебальцеве, яка проходить через поселення Біле.

Іллірійська та Ленінська підстанції є джерелами енергопостачання. Водопостачання надходить з Луганського водоканалу.

Район степний, клімат помірно континентальний, за кліматичними умовами класифікації ДСТУ Н Б В.1.1-27: 2010 «Будівельна кліматологія». Територія шахти розташовується в II кліматичному районі. Особливості цього району є періодичний сніг - взимку і дуже спекотне літо.

Шахта розробляє пласт l_6 і пласт m_6^1 . Вугілля - марки «ДГ» і «Г».

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові поля шахти беруть участь відкладення кам'яновугільного, крейдяного, палеогенового і четвертинного віку.

Кам'яновугільні відкладення представлені продуктивними свитами середнього карбону - C_2^6 і C_2^7 . Літологічні кам'яновугільні відкладення характеризуються чергуванням шарів піщаників, алевролітів, вапняків і кам'яного вугілля. Потужність свити C_2^6 близько 270 м. Складена піщано-глинистими породами. Піщаники складають 24%, аргіліти - 40%, алевроліти - 26%.

У свиті наявно до 14 вугільних пластів і прошарків, з яких 6 (l_8 , l_7 , l_6^g , $l_6 + l_6^H$, l_2 і l_1) мають промислове значення. На шахті розробляється пласт l_6 .

Загальна потужність свити C_2^7 близько 460 м. У свиті є 11 вугільних пластів і прошарків, з яких 6 (m_8 , m_7 , m_6^2 , m_6^1 , m_5^1 і m_5) мають кондиційні значення потужності і зольності. Також, на шахті розроблявся пласт m_6^1 , в даним момент він вважається не рентабельним.

Крейдяні відкладення залягають на всій площі шахтного поля, де вони безпосередньо перекривають відкладення свити C_2^7 . Представлені вони пісками, піщаниками, уламковими вапняками, грубою крейдою, вапняковими глинами і мергелями, глауконітовими і кремнеземними мергелями. Потужність крейдяних відкладень досягає 300 м.

Поширення палеогенових відкладень носить острівний характер. Приурочені вони в основному у північно-східній частині шахтного поля. Представлені палеогенові відкладення піщаниками, пісками, алевролітами. Загальна потужність їх досягає 70-80 м.

Літолого-стратиграфічна характеристика наведена в таблиці 1.1

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика

Інд. Світ	Потужність, м	Літологічний склад					Роб. вугіл. пласти	Маркіруючі горизонти
		піщ-к	алевр-т	аргіл-т	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C ₂ ⁷	460	$\frac{70,3}{15,2}$	$\frac{198}{43,1}$	$\frac{155}{33,8}$	$\frac{4,7}{1,0}$	$\frac{32}{6,9}$	m ₆ ¹	M ₉ , M ₈ , M ₆ , M ₅ , M ₄ , M ₃ , M ₂ , M ₁
C ₂ ⁶	270	$\frac{64,8}{24}$	$\frac{70,2}{26}$	$\frac{108}{40}$	$\frac{8,5}{3,2}$	$\frac{18,5}{6,8}$	l ₆	L ₇ , L ₆ , L ₅ , L ₄ , L ₃ , L ₂ , L ₁

1.1.2.2 Тектоніка

В тектонічному відношенні поле шахти відноситься до західної частини Луганської котловини, яка представляє собою синкліналь, північне крило якої характеризується переважно широтним простяганням з кутами падіння 20-45°, які виполажуються в донній частині до 5-10°. Південне крило падає на північ під кутом 50-85° на виходу карбону. Ось складки простягається з північного заходу на південний схід, занурюючись під кутом 3°. Центральна частина шахтного поля ускладнена флексурним перегином. Зона флексури характеризується підвищеною тріщинуватістю, наявністю міжшарових зрушень і дзеркал ковзання, що значно ускладнюють ведення гірничих робіт.

Розривна тектоніка родовища представлена диз'юнктивами надвигового характеру, які є, здебільшого, природними межами шахтного поля. До них відносяться насування: Апофіз № 2 Алмазного насування та Білореченський Північний.

Апофіз № 2 Алмазного насування є північною межею шахтного поля. Площина сместителя його падає в південно-східному напрямку під кутом 30-60°, амплітуда зсуву досягає 20 м.

Надвиг Білореченський Північний обмежує поле в його південній частині і характеризується субширотним простяганням. Падіння сместителя північне, кути падіння біля виходу на поверхню карбону 70-75°, з переходом в донну частину котловини зменшуються до 30-15°. Стратиграфічна амплітуда зміщення становить 20-80 м.

У межах шахтного поля геологорозвідувальних робіт виявлено єдине розривне порушення - супутник Білореченського Північного насування (насування № 7), який має субширотне простягання, північне падіння і амплітуду не більше 5-10 м.

Таким чином, шахтне поле характеризується відносно сприятливими тектонічними умовами. За даними геологорозвідувальних і гірничих робіт розривні порушення практично відсутні, ускладнення при експлуатації можливі лише на площі розвитку флексурного перегину, знаходячись на полі зі сходу і затухаючого до центральної частини.

1.1.2.3 Вугленосність

Промислова вугленосність поля шахти приурочена до свити C_2^7 та C_2^6 , та представлена вугільними пластами m_6^1 і l_6 . Шахтою в даний час розробляється пласт l_6 . Пласт m_6^1 є витриманим, l_6 - відносно витриманим.

Пласт l_6 відноситься до середніх по потужності, пласт m_6^1 - до тонких. Пласт m_6^1 інтенсивно відпрацьовувався в 70-90-і роки. В даний час балансові запаси є лише в крайній північній і західній частинах шахтного поля.

На площі з балансовими запасами пласт характеризується як простим, так і зі складною будовою. Породний прошарок представлений аргілітами і вугленістими аргілітами потужністю 0,04-0,15 м в північній і до 0,20 м в західній частині шахтного поля. В цілому, в межах поля шахти пласт характеризується як витриманий.

Пласт l_6 в межах шахтного поля відпрацьовується з 1999 року. На площі з балансовими запасами пласт характеризується як відносно витриманий. Пласт має як просту, так і складну двухпачечну (рідше - трехпачечну) будову. Уславився представлений аргілітами і вугленістими аргілітами потужністю до 0,20 м (переважна потужність 0,05-0,10 м). У крайній західній частині шахтного поля породний прошарок збільшується до 0,5 м, тут пласт l_6 розщеплюється на два самостійних пласта - l_6^g і l_6^h . У межах шахтного поля запаси по пласту l_6^h оцінені як позабалансові по ГТУ.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Відстань між пластами, м	Будова пласта	Витриманість пласта
	Загальна	Корисна			
	від – до середня	від – до середня			
m_6^1	$\frac{0,64 - 1,23}{1,00}$	$\frac{0,61 - 1,23}{0,96}$	325	складне	Витриманий
l_6	$\frac{1,30 - 1,98}{1,60}$	$\frac{1,12 - 1,69}{1,47}$	325	складне	Відносно витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

За зольністю чистих вугільних пачок вугілля є середньозольним, за змістом сірки - підвищеносерністим. За ступенем метаморфізму вугілля пластів відноситься до довгополуменевого газове (ДГ) і газове (Г). Вугілля використовується в енергетичних цілях. Характеристика якості вугілля приведена в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf},\%$	Вологість $W_t^r,\%$	Сірка $S_t^d,\%$	вихід летючих речовин $Vdaf,\%$	максимальна теплота згорання $Q_s^{daf}, \text{ ккал/кг}$	
m_6^1	14,5	7,1	4,5	42,9	7877	ДГ, Г
l_6	13,0	7,4	3,3	40,6	7992	Г

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних, палеогенових, верхньокрейдяних і кам'яновугільним відкладенням.

У обводненні виробок в основному беруть участь води продуктивної частини кам'яновугільних відкладень. Пласт m_6^1 відпрацьовується в даний час шахтою.

У обводненні виробок пласта бере участь піщаник, що залягає в покрівлі. По пласту l_6 в обводнюванні виробок братимуть участь водоносні горизонти, приурочені до піщаника L_7 . Усереднений водоприплив по всій шахті за останні 5 років склав: $Q_{\text{норм}}=233 \text{ м}^3/\text{год}$, максимальний – $Q_{\text{макс}}=255 \text{ м}^3/\text{год}$, в тому числі по горизонтам:

- горизонт 457 м – $Q_{\text{норм}}=49 \text{ м}^3/\text{год}$, $Q_{\text{макс}}=57 \text{ м}^3/\text{год}$;
 - горизонт 569 м – $Q_{\text{норм}}=151 \text{ м}^3/\text{год}$, $Q_{\text{макс}}=157 \text{ м}^3/\text{год}$;
 - горизонт 650 м – $Q_{\text{норм}}=6 \text{ м}^3/\text{год}$, $Q_{\text{макс}}=8 \text{ м}^3/\text{год}$;
 - горизонт 725 м - $Q_{\text{норм}}=27 \text{ м}^3/\text{год}$, $Q_{\text{макс}}=33 \text{ м}^3/\text{год}$.
- Водообільність очисних вибоїв – до $1 \text{ м}^3/\text{год}$.

За даними «Геологічного звіту про детальну розвідку кам'яного вугілля на ділянці Сутоган Пологий 1-2 ...» після посадки покрівлі пласта l_6 або після її обвалення до вапняку L_7 можливе додаткове надходження води з дебітом до $150 \text{ м}^3/\text{год}$, тривалістю 2-3 дні, а також можливе додаткове надходження води в місцях флексурних перегинів в зоні підвищеної тріщинуватості з початковим припливом до $150 \text{ м}^3/\text{год}$ тривалістю до 3-4 місяців.

1.1.2.6 Гірничо - геологічні умови

Гірничо-геологічні умови експлуатації по вміщуючих породах - складні. Природна метаноносність вугільних пластів не перевищує $10 \text{ м}^3 / \text{т}$ с.б.м. Випадки суфлярних виділень метану не з'являлися.

Газоносність порід, що вміщують родовища вельми незначна і тільки в зонах впливу тектонічних порушень досягає $0,3 \text{ м}^3 / \text{м}^3$ порід. Вугільні пласти в межах поля шахти не викидонебезпечні, вугілля не схильно до самозаймання. Вугільний пил всіх пластів вибухонебезпечний. Вугільні пласти небезпечні за гірським ударам.

Температура гірських порід на горизонтах відпрацювання становить:

- горизонт 357 м – плюс 18°C ;
- горизонт 457 м – плюс 21°C ;
- горизонт 569 м – плюс 22°C ;
- горизонт 650 м – плюс 25°C ;
- на абсолютній відмітці мінус 700 м – плюс 28°C .

Проходка гірничих виробок з підриванням порід покрівлі та підшви вугільних пластів здійснюється в сілікозонебезпечних умовах. За геологічною будовою, витриманості потужності і морфології вугільних пластів родовище віднесено до II групи складності.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Існуючі технічні границі поля шахти наступні:

по пласту m_6^1 :

- по підняттю - вихід під наноси і насування Апофіз № 2;
- по простяганню:
- на заході - існуючий кордон з шахтою імені XIX з'їзду КПРС, на відстані 1300 м від споруджуваного допоміжного ствола № 3;
- на сході - умовна лінія, що проходить в створі свердловин Г1627, Г0444, на відстані 2500 м від споруджуваного допоміжного ствола № 3;
- на південному заході - Білоріченський Північний насув;
- по падінню - Ізогіпс мінус 700 м.

Розміри шахтного поля в зазначених межах:

- по простяганню - 3,800 км;
- по падінню - 1,740 км.

Розвідка шахтного поля здійснена мережею геологічних розвідувальних свердловин з відстанню між ними 250-500 м.

Балансові запаси шахтного поля розвідані в наступних відносинах А - 54,1%, В - 24,1%, С1 - 21,8%.

Так, як кут падіння пласта в межах шахтного поля змінюється не більше ніж на $3-4^\circ$, а потужність не більше ніж на 3 см, то підрахунок запасів здійснюється способом середнього арифметичного:

$$Q_{\text{ср.ар}} = \frac{S_{\Gamma}}{\cos \alpha} \cdot m_{\text{ср}} \cdot \gamma, \text{ Т}, \quad (1.1)$$

де S_{Γ} – горизонтальна проекція пласта, м²;

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

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунку запасів зведемо в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	S_{Γ} , тис м ²	$m_{\text{ср.н.}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис. т	Примітка
Балансові запаси					
m_6^1	6600	1,47	1,35	13100	
Разом				13100	
Забалансові запаси					
m_6^1	2256	0,43	1,35	1310	За гірничо-технічними умовами (по потужності і по золі)
Разом				1310	
Разом геологічних запасів				14410	

Промислові запаси шахти складуть:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \sum(P_1 + P_2 + P_3 + P_4), \text{ тис. т} \quad (1.2)$$

$$Q_{\text{пр}} = 13100 - (717,1 + 170,0 + 235,0 + 479) = 11497 \text{ тис. т}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Режим роботи шахти приймаємо наступний:

- число робочих днів у році - 300;
- шахта працює за шестиденним робочим тижнем, для робітників встановлено п'ятиденний робочий день з одним вихідним за змінним графіком;
- тривалість робочої зміни на підземних роботах - 6 годин;
- тривалість робочої зміни на поверхні - 8 годин;
- кількість робочих змін в очисних вибоях - 3 видобувні і 1 ремонтно-підготовча;
- кількість робочих змін в підготовчих вибоях - 3 проведення виробок і 1 ремонтно-підготовча.

Шахтне поле розкрите:

- двома вертикальними центральними-здвоєними (головним і допоміжним) стволами;
- віднесеними по простяганню за Білоріченський діагональний насув вертикальним допоміжним стволом № 3 і здвоєними вентиляційними свердловинами № 1 і № 2, що розташовуються на окремих майданчиках.

Пласт m_6^1 з боку центральних-здвоєних і допоміжного ствола № 3 розкритий горизонтальними квершлагами на горизонтах 357, 457 і 569 м, з яких в даний час діють тільки вироблення горизонту 569 м, що є транспортним ланцюжком між гірничими виробками пласта l_6 і центральними стволами шахти.

Розкриття пласта l_6 здійснено горизонтальним квершлагом горизонту 650 м, пройденим від допоміжного ствола № 3 і похилим конвеєрним квершлагом, пройденим з горизонту 569 м пласта m_6^1 до горизонту 700 м (відмітка мінус 607,5 м).

Підготовка шахтного поля по пласту m_6^1 - панельна з відпрацюванням виїмкових стовпів на магістральні виробки, що проводяться з горизонту 650 м напрямку з півдня на північ. Підготовка пласта m_6^1 - польова і пластова.

Охорона виробок від шкідливого впливу очисних робіт - цілики вугілля.

Підготовка виїмкових ділянок - пластова.

Система розробки - комбінована.

Порядок відпрацювання шахтного поля - прямий.

Як засіб механізації очисних робіт по пласту m_6^1 передбачений механізований комплекс ЗМКД90 в складі якого: механізоване кріплення ЗКД90, вузькозахватний комбайн РКУ10, скребковий конвеєр СП326. Сполучення очисних вибоїв з штреками передбачається закріпити механізованим кріпленням сполученням УКС, сполучення очисних вибоїв з просіками - індивідуальним кріпленням.

Визначимо оптимальну потужність шахти.

Виробнича потужність шахти визначимо по формулі проф. Звягіна:

$$A_{\text{шт}} = \sqrt{\frac{C_1 \cdot \varphi^2 + E_n \cdot K'_1}{\frac{C_1}{Q_{\text{пром}}} + K'_{\text{пр}} \cdot E_n \cdot K''_1}}, \text{ тис. т.} \quad (2.1)$$

де C_1 , φ , K'_1 , K''_1 , $K'_{\text{пр}}$ – розрахункові коефіцієнти, які характеризують капітальні та експлуатаційні витрати ($C_1 = 28$, $K'_1 = 3307$, $K''_1 = 25,1$, $K'_{\text{пр}} = 0,000134$);

E_n – нормативний коефіцієнт порівняльної ефективності капіталовкладень у вугільній промисловості ($E_n = 0,15$);

$Q_{\text{пром}}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т;

$$\varphi = 4,4 + 0,18 \cdot A_{\text{заб}}, \quad (2.2)$$

где $A_{\text{заб}}$ – місячна продуктивність очисного вибою, тис. т;

$$A_{\text{заб}} = l_{\text{л}} v_{\text{сут}} p_{\text{ср}} n_{\text{сут}} c \cdot 10^{-3}, \text{ тис. т/міс} \quad (2.3)$$

де $l_{\text{л}}$ – довжина лави, 200 м;

$v_{\text{сут}}$ – середньодобове посування очисного вибою, м;

$n_{\text{дн}}$ – кількість робочих днів у місяці ($n_{\text{дн}} = 25$ днів);

$p_{\text{ср}}$ – середня продуктивність пластів, $1,3 \text{ т/м}^2$;

c – коефіцієнт вилучення вугілля в очисному вибої.

$$A_{\text{заб}} = 200 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 25 \cdot 0,9 \cdot 10^{-3} = 11,7 \text{ тис. т/міс}$$

$$\varphi = 4,4 + 0,18 \cdot 16,8 = 6,5;$$

$$A_{\text{шт}} = \sqrt{\frac{28 \cdot 6,5^2 + 0,15 \cdot 3307}{\frac{28}{11497} + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 25,1}} = 700 \text{ тис. т.}$$

Приймаємо проектну потужність шахти – 600 тис. т.

Розрахунковий термін роботи шахти складе:

$$T_{\text{расч}} = \frac{Q_{\text{пром}}}{A_{\text{п}}}, \text{ років} \quad (2.4)$$

де $Q_{\text{пром}}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т.

$$T_{\text{розр.}} = \frac{11497}{600} \cong 19 \text{ років}$$

Для визначення повного терміну служби шахти T необхідно до розрахункового терміну $T_{\text{розр}}$ додати час на освоєння проектної потужності $t_{\text{осв}}$ і час на загасання видобутку $t_{\text{зат}}$:

$$T = T_{\text{расч}} + t_{\text{осв}} + t_{\text{зат}}, \text{ років} \quad (2.5)$$

Повний термін служби шахти складе:

$$T = 19 + 3 + 2 = 24 \text{ роки}$$

2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Допоміжний ствол діаметром в світлі 8,0 м пройдено до позначки мінус 681,0 м і нижче горизонту 569 м затоплений. Ствол закріплений бетоном.

Головний ствол діаметром в світлі 5,0 м пройдено до горизонту 569 м (абсолютна відмітка мінус 409,0 м), кріплення ствола - бетон.

Допоміжний ствол № 3 діаметром в світлі 6,0 м пройдено до горизонту 650 м.

Вентиляційна свердловина № 2 діаметром в світлі 2,3 м пробурена до горизонту 620 м. Кріплення свердловини виконано обсадними трубами.

Вентиляційна свердловина № 3 діаметром в світлі 3,5 м пробурена до горизонту 620 м, закріплена обсадними трубами.

Функції діючих стволів і свердловин:

- допоміжний ствол - виконання допоміжних операцій, спуск-підйом людей, видача породи з горизонту 569 м і подача в шахту свіжого повітря;

- головний ствол - видача на поверхню вугілля і вихідного струменя повітря;

- вентиляційна свердловина № 2 - видача на поверхню вихідного струменя повітря;

- вентиляційна свердловина № 3 - видача на поверхню вихідного струменя повітря і аварійна видача людей з шахти.

Головний ствол, діаметром 5 м, пройдений до горизонту 569 м, обладнаний двухскіповим підйомом з підйомною машиною типу МПБ 6,3x2,8x2,8, скіп ємністю 11,5 м³ і служить для видачі гірської маси. Рік виготовлення підйомної машини - 1993, рік введення в експлуатацію - 1995.

Фактична швидкість підйому – 7,6 м/с.

Фактичний час циклу становить 122 секунди.

Допоміжний ствол, діаметром 8 м, пройдений до горизонту 569 м і обладнаний двухклетевим і одно скіповим, з протывагою, породним підйомом.

Двухклетевий підйом обладнаний підйомною машиною типу НКМЗ 2x6x2,4, двоповерховими клітьми на вагонетку ВГ-3,3 і служить для спуску на горизонт 457 м і горизонт 569 м обладнання, матеріалів і людей.

Рік виготовлення підйомної машини - 1954 рік, введення в експлуатацію - 1957.

Максимальна вантажопідйомність кліті - 6,0 т.

Максимальна швидкість підйому - 6,6 м / с.

Односкіповою з противагою породний підйом обладнаний підйомною машиною типу НКМЗ 1х6х3 і скипом вантажопідйомністю 8 тонн.

Рік виготовлення підйомної машини - 1954 рік, введення в експлуатацію - 1957. Проектна швидкість підйому - 6,6 м / с.

Фактична швидкість підйому - 2,0 м / с.

Аварійно-ремонтний підйом допоміжного ствола № 3 обладнаний пересувною прохідною машиною типу МПП-9 і одноповерховою кліттю на 6 осіб. Рік виготовлення підйомної машини - 1986.

Вентиляційна свердловина № 3 обладнана аварійно-ремонтним підйомом з пересувною прохідною машиною типу МПП-4 і одноповерховою кліттю на шість чоловік. Рік виготовлення підйомної машини - 1989 р.

2.1.3 Основні гірничі виробки

Приствольні двори обладнані і діють на горизонтах 457 і 569 м у центрально-здвоєних стволів і на горизонті 650 м у допоміжного ствола №3.

Приствольний двір горизонту 569 м у центрально-здвоєних стволів петлевого типу, призначений для видачі на поверхню вугілля і породи, виконання допоміжних операцій і спуску-підйому людей. Крім транспортних виробок, в межах двору розташовуються: водовідливний комплекс, депо акумуляторних електровозів, комплекс по завантаженню вугілля і породи в скіпи, чищення зумпфа головного ствола та ін. Кріплення виробок і камер двору виконано: бетоном, металобетоном і металевим арочним кріпленням з шахтного профілю СВП.

Приствольний двір горизонту 457 м у центрально-здвоєних стволів петлевого типу, в даний час використовується для обслуговування виробок і камер водовідливного комплексу. Виробки і камери двору закріплені металевим триланковим арочним кріпленням з шахтного взаємозамінного спецпрофіля СВП і металобетоном.

Приствольний двір горизонту 650 м у допоміжного ствола № 3 кругового типу, призначений для спуску-підйому людей, матеріалів і устаткування. В межах приствольного двору розташовані виробки і камери водовідливного комплексу, камера очікування, депо акумуляторних електровозів з одночасною зарядкою не більше двох акумуляторних батарей і ін. Виробки двору закріплені металевим арочним кріпленням з шахтного профілю СВП, камери і поєднання - бетоном і металобетоном.

2.1.4 Підйом і транспорт

У шахті здійснено повну конвеєризацію транспорту гірської маси від очисних і підготовчих вибоїв до навантажувального бункера горизонту 569 м на приймальному майданчику похилого конвеєрного квершлягу.

Транспорт гірської маси по магістральних виробках здійснюється стрічковими конвеєрами типу 1Л1000КСП-01, 1ЛТ1000, 1Л1000, по дільничним виробках - конвеєрами типу 1Л1000КСП, 1Л80 і 1Л80УК.

Транспорт гірської маси від навантажувального бункера на приймальному майданчику похилого конвеєрного квершлягу до головного ствола здійснюється по відкотним виробкам горизонту 569 м в секційних поїздах типу ПС-3,5 за допомогою акумуляторних електровозів типу 2АМ8Д.

На горизонті 569 м в роботі знаходяться сім електровозів типу 2АМ8Д, на горизонті 650 м - три електровози типу АМ8Д.

У приствольному дворі, горизонту 569 м, розташоване депо електровозів з гараж-зарядної камерою на 27 столів.

На горизонті 650 м на обгінній гілці допоміжного ствола № 3 обладнана гараж-зарядна камера на два зарядних столу.

Транспорт обладнання і матеріалів в межах виїмкових дільниць здійснюється в шахтних і спеціалізованих вагонетках за допомогою допоміжних лебідок типу ЛВ25 і ЛВД34.

Доставка людей по горизонтальним гірничим виробкам здійснюється в пасажирських вагонетках за допомогою акумуляторних електровозів типу АМ8Д і 2АМ8Д.

Для обслуговування конвеєрної лінії, похилий конвеєрний квершляг обладнаний ремонтною відкаткою з підйомною машиною типу Ц-2,5'2АР і однієї вагонеткою типу ВГ-3,3. Рік виготовлення підйомної машини - 1989, рік введення в експлуатацію - 1992. Максимальна швидкість підйому - 3,2 м/с.

Для обслуговування зумпфа головного ствола, похилий ходок в зумпф, головного ствола обладнаний ремонтною відкаткою з підйомною машиною типу Ц1,2'1,0 і скіпом ємністю 0,6 м³. Рік виготовлення підйомної машини - 1983, рік введення в експлуатацію - 1984. Максимальна швидкість підйому - 2,3 м/с.

2.1.5 Водовідлив

Існуючі водоприпливи по горизонтам за 2009-2013 роки складають – $Q_{\text{норм.}}=233 \text{ м}^3/\text{Год}$, $Q_{\text{макс.}}=255 \text{ м}^3/\text{Год}$, в тому числі по горизонтах:

- горизонт 457 м – $Q_{\text{норм.}}=49 \text{ м}^3/\text{Год}$, $Q_{\text{макс.}}=57 \text{ м}^3/\text{Год}$;
- горизонт 569 м – $Q_{\text{норм.}}=151 \text{ м}^3/\text{Год}$, $Q_{\text{макс.}}=157 \text{ м}^3/\text{Год}$;
- горизонт 620 м – $Q_{\text{норм.}}=6 \text{ м}^3/\text{Год}$, $Q_{\text{макс.}}=8 \text{ м}^3/\text{Год}$;
- горизонт 725 м – $Q_{\text{норм.}}=27 \text{ м}^3/\text{Год}$, $Q_{\text{макс.}}=33 \text{ м}^3/\text{Год}$.

Для акумулювання, перекачування і видачі на поверхню водотоку в даний час на шахті діють:

- водовідливна установка в приствольному дворі горизонту 457 м у центрально-здвоєних вертикальних стволів для відкачування води на поверхню (місткість водозбірника - 1500 м³);

- водовідливна установка в приствольному дворі горизонту 569 м у центрально-здвоєних вертикальних стволів для відкачування води на поверхню (місткість водозбірника - 1800 м³);

- водовідливна установка в приствольному дворі горизонту 650 м у допоміжного ствола № 3 для відкачування води на горизонт 569 м (місткість водозбірника - 1100 м³);

- водовідливна установка на горизонті 700 м для перекачування води на горизонт 569 м (місткість водозбірника, що складається з однієї гілки - 1500 м³).

Стан гірничих виробок водовідливного комплексу шахти задовільний.

2.1.6 Вентиляція, освітлення

2.1.6.1 Провітрювання шахти

Відповідно до спільного наказу ПАТ «Шахта» та Територіального управління Держгірпромнагляду по Луганській області від 02.01.2013 / 18.01.2013 № 19 ПР / 91, шахта за газом метаном віднесена до надкатегорійних, по вибуховості вугільного пилу - до небезпечних. Абсолютна метановість шахти в 2012 році з урахуванням каптованого метану становила 26,78 м³ / хв, відносна - 20,27 м³ / т.

Вугільні пласти небезпечні щодо вибуху вугільного пилу, не небезпечні за раптовими викидами вугілля і газу та гірничих ударів, не схильні до самозаймання.

Спосіб провітрювання шахти - всмоктуючий, схема провітрювання - комбінована.

Подача в шахту свіжого повітря проводиться по центральному допоміжному і допоміжному № 3 стволах. Фактичні витрати повітря для провітрювання шахти за даними схеми вентиляції на I півріччя 2013 року складав 155,6 м³ / с.

Вихідний вентиляційний струмінь видається на поверхню по головному стволу, обладнаному вентиляторною установкою з двох вентиляторів ВОД-21, (депресія на вентиляторі 52 даПа) і вентиляційних свердловинах № 2 і № 3, обладнаними вентиляторною установкою з двох вентиляторів ВЦ-31,5М2 (депресія на вентиляторі 375 даПа).

Шахта за питомою потужністю, що витрачається на доставку 1 м³ / с корисно використовуваного повітря, «Звітом по депрессионній зйомці» за 2013 рік віднесена до середньої категорії за складністю провітрювання.

2.1.6.2 Освітлення.

Стаціонарне освітлення передбачається в виробках приствольного двору, електромашини камерах, в підготовчих і очисних вибоях, а також, в головних відкотних штреках і на посадочних станціях. Для стаціонарного освітлення прийняті люмінесцентні світильники типу РВЛ-20м, РВЛ-40м, РПЛ-20. Мережа освітлення живиться від підстанції типу ТСВП-630 і виконується кабелем марки СБН-6000, СБН-1000 і КГЕШ-1140. Освітлення в рядах встановлені люмінесцентні світильники типу ВКВ-2 від агрегатів АП-4. У будівлях комплексу

і в підсобних приміщеннях застосовуються світильники типу ЗТ і УПМ з лампами розжарювання. Стаціонарне освітлення передбачається в виробках приствольного двору, електромашини камерах, в підготовчих і очисних вибоях, а також, в головних відкотних штреках і на посадочних станціях. Для стаціонарного освітлення прийняті люмінесцентні світильники типу РВЛ-20м, РВЛ-40м, РПЛ-20. Мережа освітлення живиться від підстанції типу ТСВП-630 і виконується кабелем марки СБН-6000, СБН-1000 і КГЕШ-1140. Освітлення в рядах встановлені люмінесцентні світильники типу ВКВ-2 від агрегатів АП-4. У будівлях комплексу і в підсобних приміщеннях застосовуються світильники типу ЗТ і УПМ з лампами розжарювання.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

На території поверхневого комплексу допоміжного ствола № 3 шахти розташовано 29 будівель і споруд. За функціональним призначенням їх можна поділити на основні групи [2]:

- виробничі: надшахтну будівля допоміжного ствола № 3, будівлі підйому, породний бункер.
- допоміжні: цех з виготовлення аркового кріплення, склад ВМ, гараж-зарядна, медпункт, будівля завантаження.
- енергетичні: котельні, будівля вентилятора, електропідстанції;
- транспортні: галерея від котельні до пункту завантаження.
- санітарно-технічні: басейни технічної води, пожежні резервуари, насосна станція.

Найменування будівель, споруд та їх площа наведені в таблиці 2.1

Таблиця 2.1 – Найменування будівель, споруд та їх площа

Будівлі та споруди	Площа, м ²
Надшахтну будівля допоміжного ствола № 3	630
Будівля підйому	532
Гараж-зарядна	168
Склад ВМ	217
Електропідстанція	144
Цех по виготовленню аркового кріплення	475
Будівля вентилятора	328
Котельня	513
Породний бункер	168
Медпункт	27
Котельня	1147
Пункт загрузки	144
Склад матеріалів	216
Побутова споруда	20
Резервуар технічної води	312
Протипожежна насосна станція	120

Будівлі та споруди	Площа, м ²
Протипожежні резервуари (3 шт.)	110
Будинки допоміжного призначення (10 шт.)	480
Під'їзні дороги, естакади, рейкові шляхи	7852
Всього:	13603

Будівлі і споруди на поверхні шахти запроектовані відповідно до «Основних положень по уніфікації об'ємно-планувальних і конструктивних рішень промислових будівель». Основні об'ємно-планувальні рішення будівель і споруд визначені технологічними вимогами, раціональним блокуванням окремих виробничих приміщень, уніфікацією будівельних конструкцій.

До основних з уніфікованих конструкцій відносяться збірні залізобетонні фундаменти, колони, балки і плити покриттів, стінові панелі, віконні прорізи, ворота та двері, бетонні блоки підвалів і ін. Гірничотехнічні будівлі і споруди віднесені до II і III категорії вогнестійкості, тобто до тих, вогнетривкі.

У монолітному залізобетоні вирішені стовпчасті фундаменти каркасних будинків, фундаменти під обладнання. У металевих конструкціях вирішені шляхи підвісного транспорту, сходи, огорожі, прогонові будови транспортних галерей, каркаси вантажних станцій. У цеглі вирішені окремі ділянки стін панельних будинків.

У 500 - метровій санітарно-захисній зоні проммайданчика допоміжного ствола № 3 об'єктів соціально-культурного, спортивного, оздоровчого призначення, природно-заповідного фонду, житлового фонду немає.

Загальна площа центрального проммайданчика складає 47989 м².

Ступінь використання території проммайданчика оцінюється щільністю забудови, визначається у відсотках у вигляді відношення площі забудови до всієї території, зайнятої підприємством, включаючи мережу залізничних шляхів.

$$S = \frac{S_{\text{заст.пл.}}}{S_{\text{заг.}}} 100\% \quad (2.6)$$

де $S_{\text{заст.пл.}}$ – площа зайнята гірничо-технологічними будівлями і спорудами, м²;

$S_{\text{заг.}}$ – площа всієї промплощадки, м².

У площу забудови входять як гірничотехнічні будівлі і споруди, включаючи навіси, відкриті технологічні, санітарно-технічні, енергетичні установки, естакади, підземні споруди так і відкриті стоянки автомобілів і склади.

$$S = \frac{13603}{47989} 100\% = 28,3\%$$

Мінімальне значення щільності забудови, встановлене нормативними правилами для вугільних і сланцевих шахт без збагачувальної фабрики становить

28%. Щільність забудови проммайданчика допоміжного ствола шахти становить 28,3%, що відповідає встановленим нормам.

2.3 Охорона праці

Боротьба з газом

У зв'язку з тим, що шахта відноситься до надкатегорних, на виїмковій ділянці, як і по всій шахті, потрібно суворе дотримання газового режиму з виконанням правил і заходів, встановлених ПБ.

Як спеціальний захід по боротьбі з газом, передбачена дегазація.

Для безперервного контролю вмісту метану в шахтній атмосфері в очисних і підготовчих вибоях передбачається установка стаціонарних автоматичних приладів типу АТС-1, АТС-3 і забезпечення всіх підземних робітників акумуляторними світильниками типу СМС. Показання приладів передаються в ЦПД.

Контроль за вмістом метану здійснюється також за допомогою переносних приладів:

- постійної дії - типу «Сигнал-2», «Сигнал-5»;
- епізодичної дії - типу ШИ-11, ШИ-12.

Контроль кількості повітря в підготовчих забоях забезпечується апаратурою АПТВ.

Боротьба з пилом

Вугільний пил в межах шахтного поля вибухонебезпечний, в зв'язку з цим, на шахті забезпечуються заходи щодо пиловихохозахисту шахти, засновані на застосуванні води (гідропиловихохозахист). Заходи включають в себе:

- постійне контролювання пилової обстановки і пиловідкладення в гірничих виробках;
- побілку гірничих виробок і мокре прибирання пилу;
- зв'язування пилу безперервно діючими туманоутворюючими завісами;
- установка водяних заслонів і автоматичних систем для локалізації вугільного пилу;
- організаційно-технічні заходи, спрямовані на попередження займання пилоповітряної суміші та забезпечення безпеки людей захоплених аварією в шахті.

Вугільний пил є пневмонікозоопасним, що викликає пневмонікози, силікоз, антракоз і інші легеневі захворювання, тому боротьба з пилом розглядається як з професійною шкідливістю.

Всі роботи по боротьбі з пилом повинні вестись в суворій відповідності з ПБ та «Інструкцією з комплексного знепилювання повітря».

Для всіх процесів, які супроводжуються виділенням пилу, передбачаються наступні заходи щодо боротьби з пилом:

1. Під час виїмки вугілля:

- зрошення за допомогою секційної зрошувальної системи, встановлених на комбайнових установках;

- зрошення на вантажному пункті лави;

2. При проведенні підготовчих виробках:

- зрошення при роботі вантажних машин;

- промивання при бурінні шпурів;

- обмивання гірничої виробки перед вибуховими роботами;

- гідронабійки шпурів;

- водяні завіси, створювані підірванням зарядів ВВ в поліетиленових мішках з водою.

3. При навантаженні, транспортуванні та розвантаженні гірничої маси:

- зрошення на пересувних та напівстаціонарних вантажних пунктах;

- в пунктах навантаження і перевантаження на стрічкових конвеєрах:

- а) огороження бортів конвеєра довжиною не менше 5 м;

- б) укриття для запобігання видування пилу;

- в) пристрої для очищення від пилу і штибу холостий гілки конвеєра.

Для боротьби з пилом засобами вентиляції передбачається:

- забезпечувати провітрювання з оптимальною, за пильовому фактору, швидкістю руху повітря в очисних вибоях 0,6-2 м / с, в підготовчих 0,4-0,75 м / с, якщо не потрібна велика швидкість по газовому (тепловому) фактору;

- застосовувати нагнітальний спосіб провітрювання підготовчих вибоїв вентиляторами місцевого провітрювання;

- своєчасне перекріплення гірничих виробок до нормального перетину.

У випадках, коли застосування передбачених проектом заходів боротьби з пилом не забезпечує зниження запиленості повітря на робочих місцях до гранично допустимих концентрацій, а люди не можуть бути розміщені на свіжому струмені повітря, обов'язкове застосування протипилових респіраторів типу «Пульс-М» і «Пульс-К».

Протипожежний захист

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

- кріплення виробок (камер), в яких встановлюється електрообладнання вогнетривкими матеріалами;

- вогнетривке кріплення виробок, обладнаних стрічковими конвеєрами;

- приводні станції стрічкових конвеєрів обладнуються стаціонарними автоматичними установками пожежогасіння типу ЮРЕК-6, а гірничі виробки, обладнані стрічковими конвеєрами, оснащуються стаціонарними автоматичними установками локалізації пожеж розпиленою водою;

- на початку і кінці виробок обладнаних стрічковими конвеєрами встановлюються пожежні двері;

- застосування електроустаткування на виїмкових дільницях з рівнем захисту ВР;

- використання в підземних виробках і надшахтних будівлях технологічних процесів і обладнання, забезпечуючи вибухо- і пожежна безпека;

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

Всі роботи повинні вестися в суворій відповідності з ПБ, «Інструкцією з протипожежного захисту вугільних шахт» і «Проектом протипожежного захисту».

Для цілей зрошення і пожежогашіння прокладається по всіх гірничих виробках виїмкових діляниць протипожежно-зрошувальний трубопровід діаметром не менше 100 мм, який забарвлюється в розпізнавальний червоний колір.

Промсанітарія

На підземних ділянках, на виходах з очисних вибоїв, в машинних камерах повинні бути укомплектовані аптечки для надання першої медичної допомоги і носилки типу санчат з твердим ложем.

Для індивідуального захисту кожен робочий забезпечується ізолюючим саморятівником, спецодягом і рукавицями.

Робітники, зайняті в очисних вибоях, повинні забезпечуватися і користуватися ЗІЗ (наколінники), що попереджають захворювання бурсит.

Для захисту людей від ураження електричним струмом передбачено пристрій общешахтної мережі заземлення в поєднанні з реле витоку, вбудованим в низьковольтне распредустройство шахтних пересувних трансформаторних підстанцій.

Всі працівники шахти повинні бути навчені наданню першої допомоги потерпілому та мати при собі індивідуальні перев'язувальні пакети в міцній водонепроникній оболонці, що видаються в установленому порядку.

У місцях очікування підземного транспорту та на діляницях повинні влаштовуватися вбиральні. Туалети повинні двічі на тиждень очищуватися на поверхні і дезінфікувати.

Боротьба з шумом і вібрацією

Для боротьби з шумом і вібрацією передбачається:

- використання на робочих місцях засобів індивідуального захисту (навушники, беруші, втулки, заглушки, що дозволяють знизити рівень шуму на 15-20 Дб);

- забезпечення своєчасного контролю технічного стану механізмів та своєчасного ремонту;

- застосування дистанційного управління машинами та механізмами;

- дотримання режимів праці та відпочинку працівників на шумних робочих місцях.

Вимірювання рівня шуму (звукового тиску) проводиться за допомогою шумомірів Ш-71.

Основними причинами вібраційної хвороби в шахті є гірничопрохідні та транспортні машини і механізми. Для обмеження впливу вібрації в прохідних породовантажних машинах передбачають спеціальні сидіння і підніжки. На транспорті необхідно підтримувати в справному стані колії, сидіння в кабінах електровозів забезпечувати амортизуючими пристроями.

Для зниження віддачі ручного інструменту маса його повного оснащення не повинна перевищувати 10 кг. При більшій масі застосовують підтримуючі пристосування, або колонкові машини. Маса підтримуваного пристосування, пересувний однією людиною, не повинна перевищувати 25 кг. Зусилля натискання, що забезпечує роботу ручного інструменту (без підтримуючого пристрою) не повинно перевищувати 20 кг. Поверхні рукоятки, а в відбійних молотках і місце охоплення корпусу рукою повинні мати теплоізолюючі покриття.

Усім робітникам, які мають контакт з віброінструментом, повинні видаватися спеціальні рукавички з віброгасники матеріалів, допущених до застосування органами санітарного нагляду.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Проект спорудження похилої виробки пл. m_6^1 .

Метою даного розділу є розробка проекту проведення ухилу пл. m_6^1 по породам з несучою здатністю σ_c 20... 50 МПа. Потужність вугільного пласту 0,96 м. Довжина ухилу 470 метрів, кут нахилу 7° . Ухил при експлуатації обладнаний стрічковим конвеєром 1Л100 із шириною стрічки 1450 мм і монорельсовою дорогою ДКМУ.

Ухил по пласту m_6^1 призначений для транспортування з лави вугілля і підсвіження вентиляційного струменя виймального стовпа, доставки матеріалів в лаву.

Для порівняння техніко-економічних показників представлені 2 варіанти спорудження ухилу пласта m_6^1 .

1 - з використанням стандартного прохідницького обладнання, яке застосовується в більшості варіантів спорудження виробок на існуючих шахтах.

2 - зі зміною форми виробки, способу підривання і управлінням стійкістю.

3.1 Спорудження ухилу пл. m_6^1 . Варіант № 1

Тип обладнання, який застосовується при проведенні виробки - буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б, скребковий конвеєр СР-72, стрічковий телескопічний конвеєр ЛТ100, доставка матеріалів - вагонетки ВГ-3,3, насос для відкачування води - ЦНС-60, маневрова лебідка - ЛВД -23.

3.1.1 Вибір форми та розмірів поперечного перерізу виробки

Форма і розміри поперечного перерізу виробки повинні забезпечувати задану надійність і потрібну пропускну здатність при її проведенні та експлуатації, а також дотримання вимог безпеки при переміщенні людей, розміщенні транспортних засобів, інженерних комунікацій і іншого устаткування.

У загальному випадку питання про вибір форми і визначенні розмірів поперечного перерізу виробки є багатоваріантним завданням, рішення якої слід виконувати з урахуванням:

- призначення виробки;
- розмірів наявного обладнання та транспортних засобів;
- регламентованих зазорів і обмежень за розмірами, швидкості руху повітря;
- депресії вентиляторів головного провітрювання;
- мінімальних проявів гірничого тиску.

3.1.2 Визначення розмірів поперечного перерізу виробки

Розміри проходу для людей і зазори між електровозом і кріпленням на рівні рухомого складу визначаються за формулами:

$$n = n_{\min} + (h_{\text{л}} - h - h_{\text{р}}) \operatorname{tg} \alpha, \text{ м} \quad (3.1)$$

$$m = m_{\min} + (h_{\text{л}} - h - h_{\text{р}}) \operatorname{tg} \alpha, \text{ м} \quad (3.2)$$

де n_{\min} , m_{\min} – мінімальний зазор між рухомих складом і рамним кріпленням, і гранична величина проходу для людей (ПБ);

$h_{\text{л}}$ – висота проходу для людей від рівня баласту (тротуару), 1,8 м;

h – максимальна висота обладнання. Вагонетка типу ВГ-3,3 має висоту 1,30 м.

$h_{\text{р}}$ - відстань від баластного шару до головки рейок. Для рейок типу Р-24 $h_{\text{р}} = 0,16$ м;

$\alpha = 10-20^\circ$ - кут переходу прямої частини стійки в криволінійну.

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,2) \cdot \operatorname{ctg} 80 = 0,81 \text{ м}$$

$$m = 0,25 + (1,8 - 1,2) \cdot \operatorname{ctg} 80 = 0,36 \text{ м}$$

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

$$B = m + A + B + p + n, \text{ м} \quad (3.3)$$

де p – зазор між зустрічними рухливими складами (ПБ), м;

A - розмір конвеєра по ширині, м;

B - розмір монорельсової дороги, м.

$$B = 0,36 + 1,45 + 0,4 + 0,85 + 0,81 = 3,87 \text{ м}$$

Графічно визначаються положення вертикальної осі виробки, відстань від осі виробки до осей рейкових шляхів і рівень підшви.

Ось виробки знаходиться посередині її ширини, а підшва знаходиться від рівня головок рейок на висоту верхньої будови колії:

$$h_{\text{в}} = h_{\text{б}} + h_{\text{р}}, \text{ м} \quad (3.4)$$

де $h_{\text{б}}$ – товщина баластного шару, м;

$h_{\text{р}}$ - відстань від баластного шару до рівня головки рейок, м.

$$h_{\text{в}} = 0,19 + 0,16 = 0,35 \text{ м}$$

Для подальшої побудови вихідними параметрами є: висота прямолінійної частини стійки $h_{\text{с}}$, величина зміщення центру радіусу дуги стояка від осі виробки $s_{\text{ц}}$, а також центральний кут дуги стійки β_0 , які приймаються в залежності від ширини виробки.

Приймаю спецпрофіль СВП-27 який має наступні показники: $h_c = 0,9$; $c_{ц} = 0,246$; $\beta_0 = 41^\circ 41'$.

Далі шляхом розрахунку за формулами, виведеним з розрахункової схеми зміщення арочного металевого кріплення, визначаємо радіус дуги стійки R:

$$R = \sqrt{(h_{л} + h_{б} + \Delta h_{л} - h_c)^2 + (b_{л} + c_{ц})^2}, \text{ м} \quad (3.5)$$

де $b_{л}$ – ширина від осі виробки до габариту вільного проходу для людей:

$$b_{л} = \frac{(B + \Delta b_c + c_{ц})^2 + (h + h_b - h_c)^2 - (h_{л} + h_{б} + \Delta h_{л} - h_c)^2 - c_{ц}^2}{2(B + \Delta b_c + 2c_{ц})}, \text{ м} \quad (3.6)$$

$\Delta h_{л}$ – величина вертикального зміщення кріплення до рівня проходу людей, яка приймається для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні впливу очисних робіт дорівнює 300 мм;

Δb_c - величина горизонтального зміщення кріплення на рівні рухомого складу, приймаю для попереднього визначення типорозміру кріплення в зоні впливу очисних робіт дорівнює 200 мм.

$$b_{л} = \frac{(3,87 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,24 + 0,35 - 0,8)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,9)^2 - 0,246^2}{2 \cdot (3,87 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)}$$

$$= 1,95 \text{ м}$$

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

Визначаємо радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_{ц}}{\cos \beta_0} + h_{фл}, \text{ м} \quad (3.7)$$

де $h_{фл}$ – висота фланця профілю СВП ($h_{фл} = 29$ мм для СВП-27).

$$r = 2,5 - \frac{0,246}{\cos 41^\circ 41'} + 0,029 = 2,5$$

Висоту від підосви виробки до центру радіусу дуги верхняка і центральний кут дуги верхняка визначаємо за формулами:

$$h_{ц} = h_c \cdot c_{ц} \cdot \text{tg} \beta_0, \text{ м} \quad (3.8)$$

$$h_{ц} = 0,9 + 0,246 \cdot \text{tg} 41^\circ 41' = 1,11 \text{ м}$$

Ширина виробки у світлі на рівні підпошви складе:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_{ц}), \quad (3.9)$$

$$B_1 = 2(2,51 - 0,246) = 4,5 \text{ м}$$

Висота виробки у світлі від рівня підпошви дорівнює:

$$H = h_{ц} + r, \text{ м} \quad (3.10)$$

$$H = 1,11 + 2,51 = 3,62 \text{ м}$$

Визначимо площу поперечного перерізу виробки в просвіті до і після осідання:

$$S'_{CB} = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_c - h_6) - c_{ц}^2, \text{ м}^2 \quad (3.11)$$

$$S'_{CB} = 0,785 \cdot (2,5^2 + 2,51^2) + 4,5 \cdot (0,9 - 0,19) - 0,246^2 = 13 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання:

$$S_{CB} = 0,95 \cdot 13 = 12,35 \text{ м}^2$$

Периметр виробки у світлі:

$$P = 1,57(R + r) + 2(h_c - h_6) + B_1, \text{ м} \quad (3.12)$$

$$P = 1,57 \cdot (2,5 + 2,51) + 2 \cdot (0,9 - 0,19) + 4,5 = 13,8 \text{ м}$$

При визначенні розмірів виробки начорно, щоб забезпечити мінімальні розміри поперечного перерізу у світлі на весь термін служби, необхідно врахувати зміщення порід під впливом гірського тиску. Тому, крім товщини кріплення і затягувань, ширині і висоті виробки начорно слід додати переміщення контуру виробки.

Відповідно до цього ширина виробки начорно на рівні рухомого складу буде дорівнює:

$$B' = B + 2(h_{CT} + h_{ЗТ} + \Delta b), \text{ м} \quad (3.13)$$

де Δb – горизонтальне переміщення порід у боках виробки, в зоні впливу очисних робіт приймається 200 мм;

h_{CT} - висота профілю ($h_{CT} = 123$ мм);

$h_{ЗТ}$ - 50 мм - товщина залізобетонної затяжки.

$$B' = 3,87 + 2 \cdot (0,123 + 0,05 + 0,2) = 4,62 \text{ м}$$

Висота виробки начорно складе:

$$H' = H + h_{\text{сп}} + \Delta h, \text{ м} \quad (3.14)$$

де Δh – вертикальне зміщення порід, приймається в зоні впливу очисних робіт 200 мм.

$$H' = 3,62 + 0,123 + 0,2 = 3,9 \text{ м}$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{вч}} = S_{\text{св}} + (P - B_1) \left(h_{\text{сп}} + h_{\text{зт}} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right), \text{ м}^2 \quad (3.15)$$

$$S_{\text{вч}} = 12,35 + (13,8 - 4,5) \cdot \left(0,123 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2} \right) = 14,8 \text{ м}^2$$

Перевірка площі поперечного перерізу по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}}, \quad (3.16)$$

$$V = \frac{Q}{S_{\text{св}}} = \frac{95}{12,35} = 7,7 \leq 8 \text{ м/с}$$

Умова виконується.

Згідно уніфікованим перетинам гірничих виробок необхідно вибрати найближче більше значення поперечного перерізу [17].

Приймаємо виробку з наступними розмірами, мм:

- ширина ДКМУ	850;
- ширина конвеєра	1450;
- зазор між кріпленням і конвеєром	360;
- зазор між конвеєром і рухомим складом	400;
- зазор між рухомим складом і кріпленням для проходу людей	810;
- висота виробки від підлоги до кріплення	3620;
- висота виробки від підлоги до покрівлі	3900.

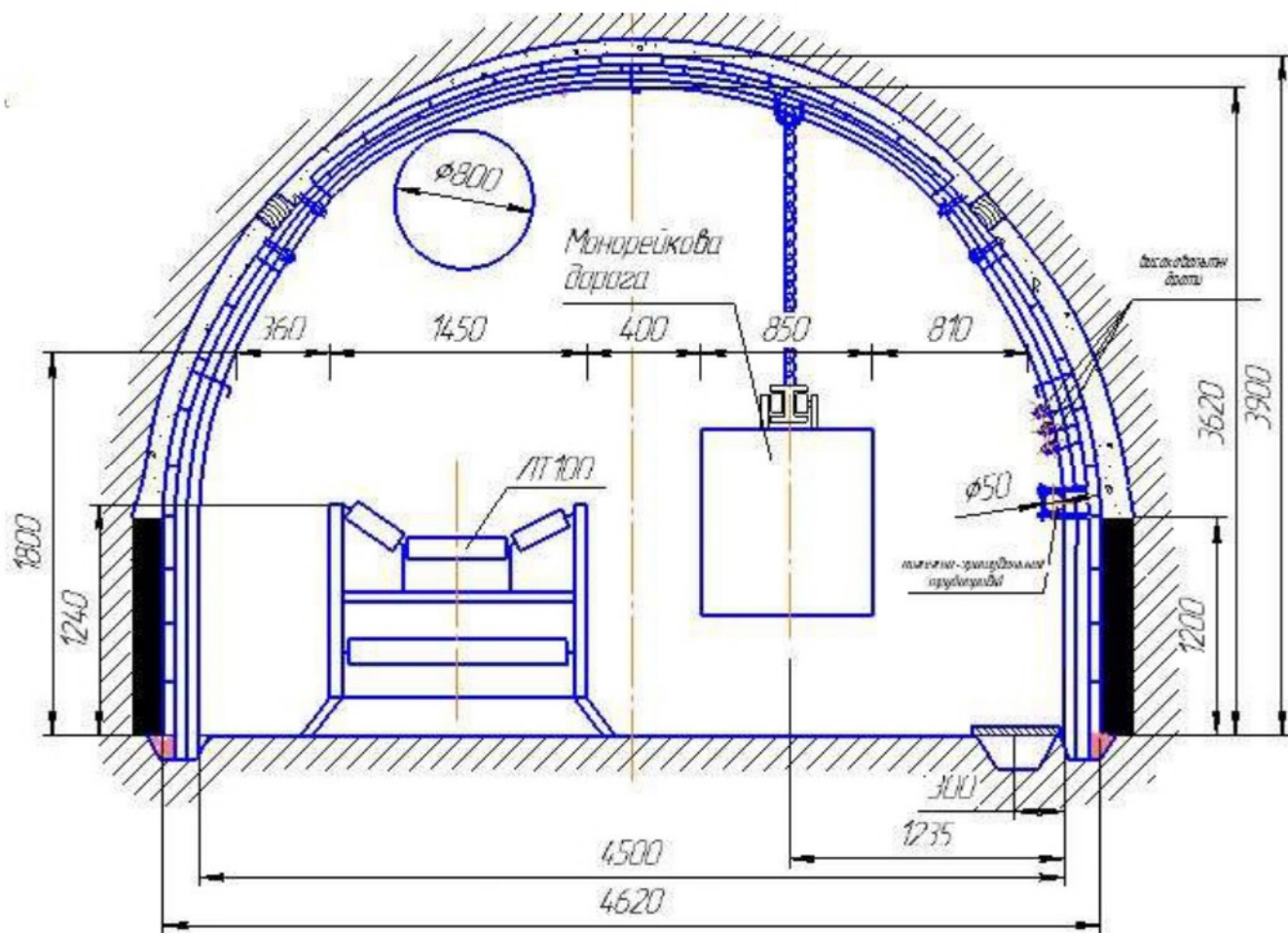


Рисунок 3.1 - Поперечний переріз виробки при експлуатації

3.1.3 Вибір і розрахунок кріплення

Зміщення в покрівлі, підшві і боках виробки знаходимо за формулами:

$$\begin{aligned}
 U_{o.кр} &= K_a \cdot K_{ш} \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{т.кр} + K_{кр} \cdot K_{t1} \cdot U_{п}) \\
 U_{o.пч} &= K_a \cdot K_{ш} \cdot K_B \cdot (K_t \cdot U_{т.пч} + K_{кр} \cdot K_{t1} \cdot U_{п}) \\
 U_{o.бок} &= K_a \cdot K_{ш} \cdot K_B \cdot K_{\Theta} (K_t \cdot U_{т.бок} + K_{кр} \cdot K_{t1} \cdot U_{п})
 \end{aligned}$$

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

$U_{п}$ - зміщення порід в зоні впливу очисних робіт власного пласта;

K_a - коефіцієнт впливу кута залягання порід у напрямку проходки вироблення щодо нашарування порід (1,0);

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

$K_{кр}$ - коефіцієнт впливу класу покрівлі по обрушаємості (1,2);

K_{t1} - коефіцієнт, що враховує вплив часу підтримування вироблення між відпрацюванням 1 та 2 очисних вибоїв (1);

K_s - коефіцієнт впливу ширини і висоти виробки:

$$K_s = 0,2(B-1) \quad (3.17)$$

$$K_s = 0,2(H-1)$$

де B – ширина виробки в проходці, м;
 H - висота виробки в проходці, м.

$$K_s = 0,2(4,62-1)=0,72$$

$$K_s = 0,2(3,9-1)=0,58$$

Приймаю:

$U_{т.кр} = 250$ мм; $U_{т.пч} = 500$ мм; $U_{т.бок} = 90$ мм.

$$U_{о.кр} = 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot (1 \cdot 250 + 1,2 \cdot 1 \cdot 110) = 287 \text{ мм};$$

$$U_{о.пч} = 1 \cdot 0,75 \cdot 1 \cdot (1 \cdot 500 + 1,2 \cdot 1 \cdot 110) = 474 \text{ мм};$$

$$U_{о.бок} = 1 \cdot 0,52 \cdot 1 \cdot 0,35 \cdot (1 \cdot 190 + 1,2 \cdot 1 \cdot 200) = 78 \text{ мм}.$$

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

$$p = p_h \cdot K_n \cdot K_{пр} \cdot b, \text{ кН} \quad (3.18)$$

де p_h - нормативне питоме навантаження, визначається в залежності від зміщень порід і ширини виробки в проходці;

K_n - коефіцієнт перевантаження і ступеня надійності;

$K_{пр}$ - коефіцієнт впливу способу проведення виробок;

b - ширина виробки в проходці, м.

$$p = 105 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 4,62 = 485 \text{ кН}.$$

Виходячи з ширини виробки приймаємо арочне кріплення з спец профілю СВП-27 КМП-А3 з опором в податливому режимі $N_s = 270$ кН (замки ЗПК) і конструктивною піддатливістю 400 мм.

Розрахуємо необхідну кількість рам на 1 метр виробки:

$$n = \frac{P}{P_{кр}}, \text{ рами/м} \quad (3.19)$$

де $P_{кр}$ – робочий опір кріплення, кН, з замками ЗПК опір профілю СВП-27 дорівнює 270 кН.

$$n = \frac{485}{270} = 1,8 \text{ рами/м}$$

Приймаю $n = 2$ рами/м.

Перевірка кріплення з піддатливості:

$$\Delta \geq U_{кр} \text{ (для } n = 2 \text{ рам/м)}$$

де Δ - конструктивна піддатливість кріплення, мм;

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

$$400 \geq 287 \text{ мм.}$$

Умова виконується.

3.1.4 Розробка паспорта БПР

Буропідривні роботи ведуться у вибої надкатегорної шахти, отже, до застосування в якості ВР приймаємо амоніт Т-19 по породі і вугленіт Е-6 по вугіллю, як ЗП - детонатори типу ЕДКЗ. Шпури діаметром 42 мм, патрони - 36 мм. Порода міцністю 50 МПа, вугілля - 20 МПа. Довжина заходки 2,0 м. Приймаю $q = 1,3 \text{ кг / м}^3$ по породі і $q = 0,9 \text{ кг / м}^3$ по вугіллю.

Визначаємо кількість шпурів по породі і вугіллю [29]:

$$N = \frac{12,7qSK}{\gamma d^2 \rho} \quad (3.20)$$

де q – питома витрата вибухової речовини, кг / м^3 ;

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

K - КВШ;

γ - коефіцієнт заповнення шпуру;

d - діаметр патрона ВР, см;

ρ - гравіметрична щільність ВР в патроні, г / см^3 .

$$N_{п} = \frac{12,7 \cdot 1,3 \cdot 9,3 \cdot 0,9}{0,5 \cdot 3,6^2 \cdot 1,15} = 18,4$$

Приймаємо 19 шпурів.

$$N_{у} = \frac{12,7 \cdot 0,9 \cdot 5,5 \cdot 0,9}{0,5 \cdot 3,6^2 \cdot 1,15} = 7,54$$

Приймаємо 8 шпурів.

Приймаємо 27 шпурів.

Кількість ВР на цикл:

$$Q_{ВВ}^{пор} = S_{вч} \cdot l_3 \cdot q \quad (3.21)$$

$$Q_{ВВ}^{пор} = 9,3 \cdot 2 \cdot 1,3 = 24,2 \text{ кг}$$

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{уг}} = 5,5 \cdot 2 \cdot 0,9 = 9,9 \text{ кг}$$

Кількість ВР на шпур:

$$q_{\text{ш}} = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{N}, \text{ кг}$$

$$q_{\text{ш.пор}} = \frac{24,2}{19} = 1,27 \text{ кг. Приймаємо } q_{\text{ш}} = 1,4 \text{ кг}$$

$$q_{\text{ш.уг}} = \frac{9,9}{8} = 1,24 \text{ кг. Приймаємо } q_{\text{ш}} = 1,2 \text{ кг}$$

Кількість ВР на цикл:

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,4 \cdot 19 + 1,2 \cdot 8 = 36,2 \text{ кг}$$

Параметри шпурів, їх розташування показані на аркуші графічної частини. Показники буропідливних робіт наведені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Показники буропідливних робіт

Найменування показників	Одиниця виміру	Кількість
Категорія шахти	-	надкатегорійна
Перетин виробки начорно	м ²	14,8
Коефіцієнт міцності порід за шкалою професора Протод'яконова	МПа	20; 50
Тип застосовуваного ВР	-	Амоніт Т-19 Угленіт Э-6
Витрата ВР на цикл	кг.	36,2
Витрата електродетонаторів на цикл	шт.	27
Тип застосовуваної набійки	-	Глина+гідронабійка
Посування вибою за вибух	м.	2
Коефіцієнт використання шпурів	-	0,9
Час провітрювання вибою після підривання	хв.	30
Час заміру газу метану	хв.	2
Час заряджання забою	хв.	5
Час виставлення постів	хв.	5
Час на огляд забою	хв.	15
Загальний час вибухових робіт	хв.	57

3.1.5 Опис технології спорудження виробки

Перед початком роботи прохідники оглядають робоче місце, збивають навислі шматки породи з боків і покрівлі виробки за допомогою довгого інструменту, довжиною не менше 1,5 м, перебуваючи в закріпленій частині вироблення, перевіряють якість кріплення, відповідність його паспорту кріплення, наявність води, глини, кріпильних матеріалів, справність механізмів.

Для постійного контролю вмісту метану знаходиться прилад ШИ-11. Прохідники перевіряють вентиляційний ставши і датчик «Сигнал-2». Виявлені порушення паспорта кріплення і ПБ усуваються.

- буріння шпурів

Для забезпечення нормальної роботи бурильної установки в вибій повинна безперебійно подаватися вода для промивання шпурів. Прохідники повинні бути забезпечені комплектом необхідного інструменту, штанг і заточених коронок.

Перед бурінням шпурів робочі оглядають і призводять до безпечного стану вибію, заміряють вміст метану в вибої, після чого підганяють бурильну машину до забою, закріплюють її. Потім прохідник, який управляє бурильною установкою оглядає, змащує і тестувати її на холостому ході. Решта прохідники в цей час оббирають вибій і роблять розмітку шпурів, очищають ґрунт для буріння нижніх шпурів.

Перед забурюванням, прохідник фіксує напрямні балки в необхідному положенні для буріння шпурів, включає розпірні домкрати і включає двигун подачі бурильного механізму. Буріння штанги на глибину 50-70 мм ведеться при включеному двигуні не на повну потужність, потім прохідник включає двигун на повну потужність і бурить шпури на задану глибину. При бурінні один прохідник знаходиться за пультом управління, спостерігає за її роботою і дивиться за сигналами прохідника, який знаходиться з правого боку машини і контролює промивання шпурів.

Після закінчення робіт з буріння шпурів, двигун подачі перемикається в зворотний напрямок, відводять направляючу балку і вимикають розпірні домкрати. Потім направляючу балку переводять до наступного місця буріння шпуру і черговість операцій повторюється.

Під час буріння в міру необхідності замінюють коронки. При цьому прохідник, який керує машиною, виводить штангу з шпуру, а другий замінює коронки, які затупились. При бурінні нижніх шпурів їх очищають і вставляють в пробурені шпури пробки.

Закінчивши буріння шпурів, прохідники від'єднують і змотують гідрошланг, кабель і відкочують машину на безпечну відстань.

- вибухові роботи

Перед зарядкою, особа технічного нагляду перевіряє стан кріплення, кількість і розташування шпурів відповідно до паспорта БВР.

Майстер-підривник виробляє замір газу метану в вибої на протязі 20м виробки, переконавшись, що вміст метану не перевищує допустимих норм, приступає до заряджання шпурів, попередньо потрібно вивести людей і

виставити пости. Заряджання шпурів виробляє майстер-підривник з найбільш досвідченим і спеціально навченим прохідником (помічник майстра-підривника). Прохідник заряджає ВР в шпури, а майстер-підривник виробляє патрони-бойовики, заряджає їх в шпури і спільно з прохідником закладають шпури забійними матеріалом. Місця укриття майстра-підривника, знаходження людей і постів оточення вказується в паспорті БВР.

Після проведення підривання і провітрювання вибію, майстер-підривник і гірський майстер перевіряють стан, і переконавшись в тому, що немає відмов знімають пости оточення, що дозволяють робочим заходити в вибій. Після вибухових робіт забій повинен бути приведений у безпечний стан.

- прибирання гірської маси

Перед початком навантаження породи необхідно зробити отборку породи, забезпечити вибій в достатній кількості кріпильними матеріалами і інструментами. Перед завантаженням прохідники оглядають вибій, заміряють вміст метану, приносять робоче місце в безпечний стан, оббирають покрівлю та боки вироблення, встановлюють тимчасове запобіжний кріплення.

Прохідник, що виконує обов'язки машиніста навантажувальної машини, робить огляд і дрібний ремонт машини. У той же час один з прохідників розмотує шланг зрошення, а інший підтягує його до вибію і зрошує підірвану масу. Закінчивши зрошення, шланг змотують в бухту. Перед початком роботи машини, прохідник, який нею керує, повідомляє подачею звукового сигналу, потім підводить машину до забою і приступає до завантаження.

Прохідник, який керує машиною за допомогою рукояток гідроблоків, подає машину на вибій або від нього (при маневрах), піднімає або опускає приймальний стіл машини, піднімає і опускає перевантажувальний конвеєр, повертає його вправо або вліво.

Решта прохідники підкидають гірську масу, спостерігають за навантаженням на скребковий конвеєр, очищають колію і ґрунт від гірської маси, яка прокидається. Розбивають великі шматки породи, вугілля.

Після закінчення навантаження гірської маси вантажну машину відганяють від забою і приступають до виконання інших робіт.

- кріплення

Для виконання процесу кріплення виробки необхідно щоб перетин забою відповідав паспорту кріплення, робоче місце забезпечене всіма елементами кріплення, сполучними частинами, затяжками, інструментами та пристроями.

Перед початком кріплення прохідники готують інструмент, пересувають тимчасове кріплення, оглядають і приносять до безпечного стану робоче місце.

Кріплення виробки виробляє ланка прохідників в наступній послідовності: один - два прохідника встановлюють підмостки, потім оббирають і вирівнюють боку, покрівлю виробки, розмічають і готують за допомогою відбійного молотка лунки для установки бічних стійок кріплення. Інші прохідники підносять елементи кріплення до місця їх установки, готують кріпильні деталі (хомути, планки, гайки, стяжки), заготовляють клини і розпори.

Виконавши ці роботи прохідники приступають до установки кріплення. У лунку одночасно встановлюють бічні ланки (ніжки) аркового кріплення і скріплюють їх металевими стяжками з раніше встановленої аркою. Після установки ніжок два прохідника з лісами укладають на них верхній сегмент металоукреплення, а два інших з'єднують їх хомутами. Перевіривши величину нахлеста, хомути затягують.

Встановивши раму, прохідники перевіряють правильність установки кріплення, при необхідності вирівнюють її і затягують хомути. Потім розклинають раму кріплення, забиваючи між місцями з'єднання елементів кріплення і стінки вироблення дерев'яні клини (прокладки) і встановлюють міжрамні дерев'яні розпірки (по одній на кожній стороні).

У такому ж порядку встановлюють наступну раму кріплення, після чого все ланка прохідників затягує боку і покрівлю та забучиває породю порожнечі. Затягування і забутки роблять одночасно з обох сторін, починаючи знизу. При цьому один - два прохідника подають затяжку і породу.

Після закінчення робіт прохідники розбирають підмостки, зачищають робоче місце, прибирають інструмент і пристосування.

На рамах, розташованих на протязі 10-12 м, від забою прохідники повинні підтягнути гайки з'єднувальних хомутів. Надалі їх необхідно регулярно підтягувати у міру їх ослаблення.

-настилка рейкового шляху

На початку прохідники оглядають і призводять до безпечного стану робоче місце, підносять інструмент і пристосування. Потім вони зачищають і вирівнюють полотно шляху і намічають його вісь, паралельно якій натягують шнури по ширині шпал. Після цього прохідники підносять шпали і укладають їх так, щоб кінці шпал розташовувалися строго по шнуру. На шпали укладають рейки і скріплюють їх планками і болтами.

Потім прохідники пришивають одну нитку рейкового шляху до шпал. При цьому один робочий ломом або «лапою» піднімає з торця шпалу і притискає її до рейки, а другий забиває милиці. Інші робочі підносять матеріали і готують полотно для настійки наступної ланки шляху. Прикріпивши одну нитку шляху, робочі по шаблону встановлюють ширину колії і пришивають другу нитку. Після цього шлях рихтують і підводять баластом. Баласт закидають під шпали, які піднімають ломом або за допомогою дорожнього домкрата і підводять Шпалопідбивка. Потім робочі засипають баласт в міжшпальні простір на 2/3 висоти шпал.

Закінчивши всі роботи з настилення, остаточно перевіряють шлях за допомогою шаблону і рівня і відчують, переганяючи по ній навантажену вагонетку.

- нарощування скребкового конвеєра

Для виконання робіт по нарощуванню скребкового конвеєра необхідно, щоб прохідники були забезпечені справним інструментом, пристроями, достатнім запасом скребковий ланцюга і рештаков (секцій).

Роботи проводить ланка з 2-4 осіб.

Перед початком робіт прохідники оглядають і призводять до безпечного стану робоче місце, підносять ланки ланцюга і рештаки, пристрої для роз'єднання ланцюга і переміщення натяжна головки. Потім послаблюють і роз'єднують ланцюг, раскрепляють натяжну головку конвеєра і зачищають місце для її переміщення і установки рештаков. Потім прохідники від'єднують натяжну головку від рештачного става і пересувають на нове місце. Після цього укладають нижній рештак і з'єднують його з рештачним ставом, укладають і нарощують нижню нитку ланцюга, після з'єднання ланцюга з нижньої ниткою, прохідники укладають і з'єднують верхній рештак і ланцюг верхньої нитки.

Після закінчення робіт укладання і з'єднання нарощених рештаков і ланцюгів прохідники пересувають і з'єднують натяжну головку до конвеєрного става, закріплюють її, з'єднують і натягують ланцюг, а потім відчувають конвеєр. Після виконання робіт по нарощуванню конвеєра інструмент і пристрої прибираються в відведене місце.

- проведення та кріплення водовідливної канавки

Перед початком робіт з проведення водовідливної канавки вибій повинен бути закріплений за паспортом, місце для проведення канавки зачищене.

Залежно від обсягу робіт проведення канавки роботи виконують 1-2 прохідника. Прохідники оглядають робоче місце, відповідно до встановленого паспортом кріплення намічають місце проведення канавки. Підносять необхідний матеріал і інструмент. Після цього прохідники починають отбойку породи.

При проведенні канавок за допомогою відбійних молотків оформлення канавки до необхідного перерізу виконується одночасно з отбойки породи. Після закінчення отбойки прохідники прибирають породу з канавки, і оформляють канавку до заданого перетину. У міру проходження канавки укладаються жолоби. При наявності пустот за жолобами прохідники забутовують їх. Після закінчення робіт з проведення та кріплення канавки прохідники забирають інструмент і зачищають робоче місце.

- навішування вентиляційних труб

Навішування вентиляційних труб проводиться в міру посування забою підготовчої виробки. Для виконання робіт по навішуванні вентиляційних труб робоче місце повинно бути забезпечене інструментом, необхідним запасом вентиляційних труб, троса для підвіски і дроту для підв'язки троса. Вентиляційні труби повинні мати з обох кінців металеві кільця і по довжині - гачки для навішення.

Перед початком робіт прохідники оглядають і призводять до безпечного стану робоче місце, підносять інструмент, пристосування, влаштовують підмостки. Потім прохідники підносять труби і розкладають по підшві виробки послідовно уздовж майбутнього вентиляційного става, розтягують трос, закріплюють його на рамах постійного кріплення, раскрепляють і спускають кінець вентиляційного става на ґрунт.

З'єднання труб здійснюється шляхом закладу кільця попередньої труби в кільце наступної (у напрямку руху повітряного струменя). Після цього прохідники підтягують кільця одне до іншого і приєднують заземлення.

При нарощуванні вентиляційних труб перший від забою відрізок труби знімають і нарощують ставши на необхідну довжину. Знятий відрізок труби при необхідності знову навішують в кінці става.

Після навішування і з'єднання труб прохідники відчують вентиляційний ставши і перевіряють якість з'єднання труб.

Після закінчення робіт прохідники прибирають інструмент, підмостки, очищають місце роботи.

Продуктивність вантажної машини:

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

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

Q_m – технічна продуктивність вантажної машини, м³/год;

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

P_n – продуктивність робітника на підкидці породи (0,8–1 м³/год);

β – коефіцієнт, що враховує поєднання підкидки породи з роботою машини.

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

Продуктивність бурильної установки визначається по формулі:

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

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

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

k_n – коефіцієнт надійності (готовності) установки;

$\sum t = 1,4$ хв/м – тривалість допоміжних робіт (забурювання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпурі і тому подібне);

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

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

3.1.6 Побудова паспорта виконання робіт. Техніко - економічні показники

Режим роботи - безперервний робочий тиждень, для робітників - робочий тиждень з одним загальним вихідним і одним вихідним днем по змінному графіку.

Добовий режим роботи - три зміни по проходці виробки.

Форма організації праці - комплексна проходницька бригада, виконує всі основні і допоміжні процеси в вибої.

Визначаю обсяг робіт на цикл за всі нормованих процесів:

- з буріння шпурів $W_6 = N_{ш} \cdot l_{ш} = 19 \cdot 2,2 + 8 \cdot 2,2 = 59,4 \text{ м}$

- з прибирання породи $W_{п} = S_{пр} \cdot l_{ш} \cdot \eta = 14,8 \cdot 2,2 \cdot 0,9 = 29,3 \text{ м}^3$

- по кріпленню вироблення $W_{кр} = \frac{l_{ш} \cdot \eta}{l_{кр}} = \frac{2,2 \cdot 0,9}{1} = 2 \text{ рами}$

- по настилке рейкового шляху $W_{рп} = l_{ш} \eta = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$

- по настилке скребкового конвеєра а $W_{ск} = l_{ш} \eta = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$

- проходка і кріплення водовідвідної канавки $W_{вк} = l_{ш} \eta = 2,2 \cdot 0,9 = 2 \text{ м}$

- по нарощуванню вентиляційного трубопроводу $W_{в.т} = l_{ш} \eta = 2,2 \cdot 0,9 =$

2 м

Норми вироблення приймаємо згідно ЕНВ-04 [11], а розрахунок трудомісткості робіт ведемо в табличній формі табл. 3.2.

Таблиця 3.2 - Розрахунок технологічних параметрів за нормативної трудомісткості процесів

Вид робіт	Обсяг роботи		Норма вироблення				Трудомісткість	
	од. вим.	кіль-сть	нормировано	попр. коеф	од. вим.	кіль-сть	чол.-год	чол.-зм
Буріння шпурів (2ПНБ-2Б)	м	20 47,5	103,4 76,3	0,95	98,23 72,5	§10, табл.15 , 3а, 6а	1,2 3,96	0,2 0,66
Прибирання породи (2ПНБ-2Б)	м ³	18,4 11	42,3 59,6	0,95	40,2 56,6	§17 табл.23 , 2г	2,76 1,2	0,46 0,2
Кріплення виробки	рам	4	1,06	-	1,06	§26, табл.32 , 17а	22,8	3,8
Настилання рейкового шляху	м	2	7,23	0,9	6,51	§34 табл.43 , 2д	1,86	0,31
Нарощування	м	2	9,23	-	9,23	§33,	1,3	0,22

скребкового конвеєра						табл.42, 2а		
Проведення водовідливної канавки	м	2	22,8	-	22,8	§31, табл.39, 1б	0,54	0,09
Кріплення водовідливної канавки	м	2	11,9	-	11,9	§31, табл.40, 1б	1,02	0,17
Нарощування вентиляційного трубопроводу	м	2	90	-	90	§32, табл.41, 5а	0,12	0,02
Всього на цикл							36,8	6,1

Комплексна норма часу становить 6,1 чол-зміни / м.

Комплексна норма вироблення дорівнює:

$$N_{\text{выр}} = \frac{W}{N_{\text{вр}}}, \text{ м/чол - зм} \quad (3.22)$$

$$N_{\text{выр}} = \frac{2}{6,1} = 0,3 \text{ м/чол - зм}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки 6 чоловік.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання норми виробітку за формулою:

$$k_{\text{пер}} = \frac{\sum N_i}{N_{\text{ц}}} = \frac{6,1}{6} = 1,02 \quad (3.23)$$

Приймаємо час виконання циклу - 2 зміни

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{\text{ц}} - T_{\text{зар}} - T_{\text{взр}} - T_{\text{пров}} - T_{\text{т.п.}}}{T_{\text{ц}}} \quad (3.24)$$

$$\alpha = \frac{720 - \frac{27 \cdot 3}{2} - 10 - 30 - 30}{720} = 0,85$$

де $T_{\text{зар}}$, $T_{\text{взр}}$, $T_{\text{пров}}$ – час на заряджання, підривання і провітрювання.

Визначимо тривалість кожного виду робіт:

$$T_i = \frac{T_{\text{см}} N_i \alpha}{nk}, \text{ Г} \quad (3.25)$$

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

N_i - трудомісткість кожного виду робіт.

Буріння шпурів:

$$T_{\text{б}} = \frac{6 \cdot (0,2 + 0,66) \cdot 0,85}{2 \cdot 1,02} = 2,2 \text{ год}$$

Прибирання породи:

$$T_{\text{п}} = \frac{6 \cdot (0,46 + 0,2) \cdot 0,85}{2 \cdot 1,02} = 1,7 \text{ год}$$

Кріплення виробки:

$$T_{\text{кр}} = \frac{6 \cdot 3,8 \cdot 0,85}{5 \cdot 1,02} = 3,8 \text{ год}$$

Настилення рейкового шляху:

$$T_{\text{р.п}} = \frac{6 \cdot 0,31 \cdot 0,85}{2 \cdot 1,02} = 0,8 \text{ год}$$

Проведення і кріплення водовідливної канавки:

$$T_{\text{вк}} = \frac{6 \cdot (0,09 + 0,17) \cdot 0,85}{2 \cdot 1,02} = 0,7 \text{ год}$$

Нарощування скребкового конвеєра:

$$T_{\text{с.к}} = \frac{6 \cdot 0,11 \cdot 0,85}{2 \cdot 1,02} = 0,3 \text{ год}$$

Нарощування вентиляційного трубопроводу:

$$T_{\text{вт}} = \frac{6 \cdot 0,02 \cdot 0,85}{2 \cdot 1,02} = 0,05 \text{ год}$$

Приймаємо час необхідний на інші роботи $T_{\text{п.р.}} = 1$ година

$$T_{\text{ц}} = 2,2 + 1,7 + 3,8 + 1 = 8,7 \text{ год}$$

Кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{T}{T_{\text{ц}}} = \frac{18}{8,7} \approx 2 \text{ цикла}$$

Добове посування вибою:

$$Q_{\text{сут}} = K_{\text{ц}} \cdot l_{\text{зах}} = 2 \cdot 2 = 4 \text{ м/доб}$$

Місячна швидкість посування вибою:

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{сут}} \cdot n = 4 \cdot 25 = 100 \text{ м/міс}$$

Процес циклу	Обсяг робіт		Кількість прох. чол	Час виконання, хв	Тривалість зміни							
	од. вим.	К-сть			1	2	3	4	5	6		
1. ПЗО			5	30								
2. Буріння шпурів	м	67,5	3	132								
3. Зарядження, підривання, пробиття	—	—	5	60								
4. Навантаження породи	м ³	28,4	2	102								
5. Кріплення	рам	4	3-5	210								
6. Настилення рейкового шляху	м	2	2	48								
7. Нарощування скрейдкового конвеєра	м	2	2	18								
8. Нарощування вентиляційних труб	м	2	2	7								
9. Спорудження водовідливної каналки	м	2	2	40								

Рисунок 3.2 – Графік організації робіт

3.1.7 Розрахунок провітрювання тушикової виробки і вибір вентиляційних засобів [14]

Для провітрювання тушикової частини виробки приймаємо нагнітальний спосіб подачі повітря по гнучким трубах.

Визначаємо мінімальну кількість повітря, яке потрібно подати у вибій:

При буропідривному способі виїмки вугілля:

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{S_{\text{св}} l_{\text{з.тр}}}{k_{\text{т.д}}} \left[\frac{71 \text{ з.п. макс}}{S_{\text{св}} l_{\text{з.тр}} (C_{\text{макс}} - C_0) + 18 l_{\text{з.п. макс}}} \right]^2, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.26)$$

де $S_{\text{св}}$ – площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м^2 ;

$l_{\text{з.тр}}$ - відстань від кінця трубопроводу до вибою виробки, згідно ПБ, 8 м;

$k_{\text{т.д}}$ - коефіцієнт турбулентної дифузії, що дорівнює 0,8;

$I_{\text{з.п. макс}}$ - максимальне метановиділення у привибійному просторі після підривання, $\text{м}^3 / \text{хв}$;

$C_{\text{мак}}$ - допустима максимальна концентрація метану в привибійному просторі після підривання, 2%;

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

$$I_{\text{з.п.мак}} = 0,05 S_{\text{ут}} l_{\text{вз}} \gamma (x - x_0), \text{м}^3 / \text{хв} \quad (3.27)$$

x, x_0 – прийемо з розрахунку наведеного в розділі 2.3.3 Провітрювання ствола;

$S_{\text{ут}}$ - площа перерізу виробки по вугіллю в проходці, м^2 ;

$l_{\text{вз}}$ - посування вибою за підривання, м

γ - густина вугілля, $\text{т} / \text{м}^3$;

$$I_{\text{з.п.мак}} = 0,05 \cdot 5,5 \cdot 2 \cdot 1,35 \cdot (8,45 - 1,67) = 5,03 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{12,35 \cdot 8}{0,8} \left[\frac{71 \cdot 5,03}{12,35 \cdot 8(2 - 0,05) + 18 \cdot 5,03} \right]^2 = 200 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

По фактору отруйних газів після вибухових робіт:

$$Q_{\text{зп}} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{\text{вв}} l_{\text{п}}^2 S_{\text{св}}^2 k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут.тр}}^2}}, \text{м}^3 / \text{хв} \quad (3.28)$$

де $V_{\text{вв}}$ – обсяг шкідливих газів, що утворюються після вибухових робіт, л;

$$V_{\text{вв}} = 100 V_{\text{ут}} + 40 V_{\text{пор}}, \text{л} \quad (3.29)$$

$V_{\text{ут}}, V_{\text{пор}}$ – маса одночасно підриваємої ВР по вугіллю і по породі;

T - час провітрювання виробки після підривання, хв;

$l_{\text{п}}$ - довжина тупикової виробки;

$k_{\text{обв}}$ - коефіцієнт обводнення виробки, 0,8;

$k_{\text{ут.тр}}$ - коефіцієнт витоків повітря в трубопроводі.

$$V_{\text{вв}} = 100 \cdot 9,6 + 40 \cdot 34,2 = 2328 \text{ л}$$

$$Q_{зп} = \frac{2,25}{30} \sqrt{\frac{2328 \cdot 470^2 \cdot 12,35^2 \cdot 0,8}{0,95^2}} = 320 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виробки за кількістю людей проводиться за формулою:

$$Q_{зп} = 6n_{\text{чел.заб}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.30)$$

де $n_{\text{чел.заб}}$ – найбільша кількість людей, які одночасно працюють у призабойном просторі, чел.

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

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

$$Q_{зп} = 60v_{\text{min}}S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.31)$$

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

$$Q_{зп} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,35 = 185 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрати повітря по мінімальній швидкості повітря в привибійному просторі виробки в залежності від температури:

$$Q_{зп} = 20v_{з. \text{min}}S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.32)$$

де $v_{з. \text{min}}$ – мінімально допустима, згідно ПБ, швидкість повітря у виробці в залежності від температури, м / с.

$$Q_{зп} = 20 \cdot 0,25 \cdot 12,35 = 62 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Для розрахунку приймаю максимальне $Q_{з.п.} = 320 \text{ м}^3/\text{хв}$. або $5,3 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Визначаю аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу:

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{тр}}(l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}}n_1 + 10d_{\text{тр}}n_2), \text{ к}\mu \quad (3.33)$$

де $r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір гнучких труб без витоків повітря, для діаметра труби 1,0 м – $0,0053 \text{ к}\mu/\text{м}$;

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

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

$$R_{\text{тр}} = 0,0053 \cdot (470 + 20 \cdot 1 \cdot 1 + 10 \cdot 1 \cdot 1) = 2,7 \text{ к}\mu$$

Подача вентилятора працюючого на гнучкий трубопровід:

$$Q_B = Q_{зп} k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{с} \quad (3.34)$$

$$Q_B = 5,3 \cdot 0,95 = 5,1 \text{ м}^3/\text{с}$$

Депресія вентилятора працюючого на гнучкий трубопровід:

$$h_B = Q_B^2 R_{тр} \left(\frac{0,59}{k_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа} \quad (3.35)$$

$$h_B = 5,04^2 \cdot 2,7 \left(\frac{0,59}{0,95} + 0,41 \right)^2 = 55,8 \text{ даПа}$$

Вибір вентилятора здійснюємо шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи Q_B , h_B на аеродинамічні характеристики вентиляторів. На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаю до установки вентилятор ВМТ-6. Точка з координатами $Q_B = 5,1 \text{ м}^3/\text{с}$ і $h_B = 55,8 \text{ даПа}$ лягає на характеристику вентилятора в зону установки 1 сопло.

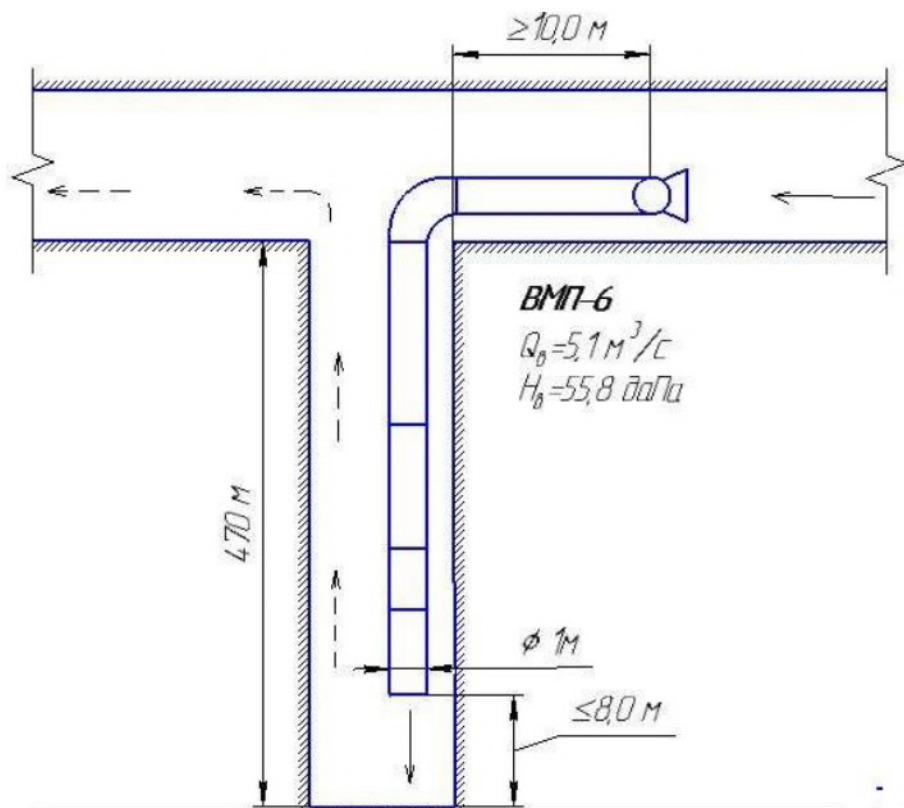


Рисунок 3.3 - Схема провітрювання тушикової виробки

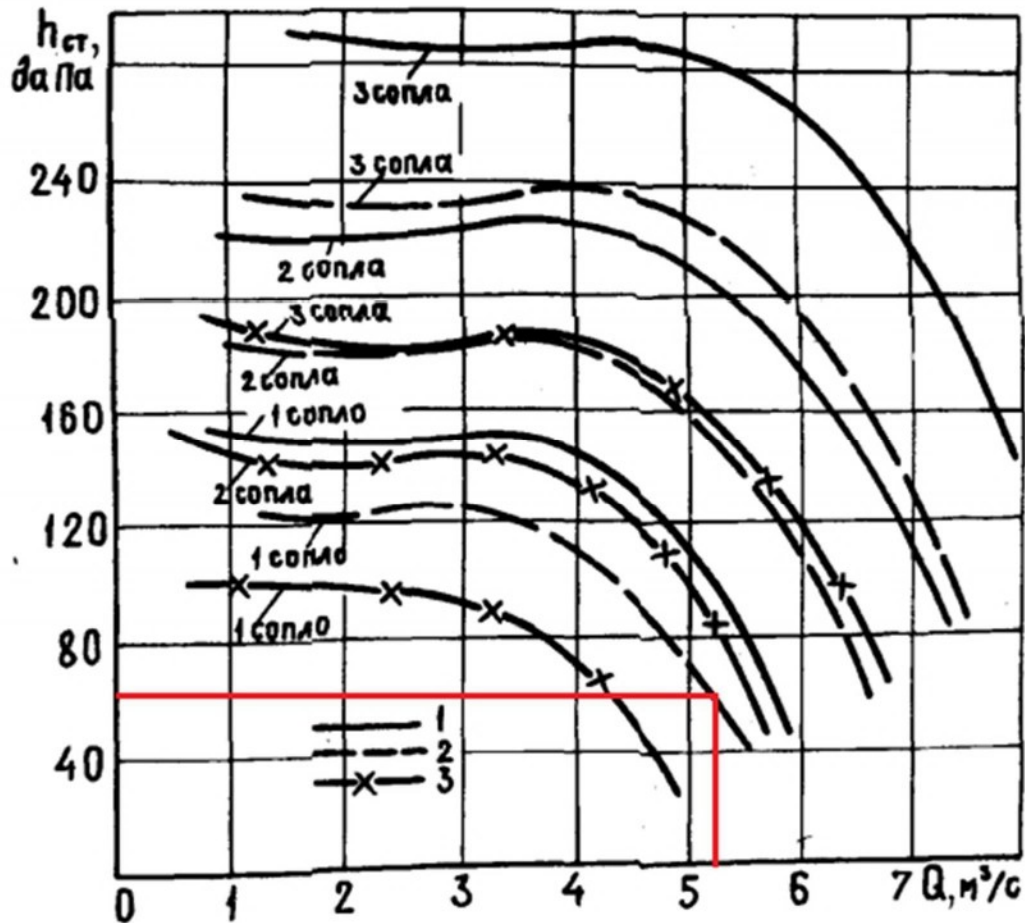


Рисунок 3.4 - Аеродинамічна характеристика

3.2 Спорудження ухилу пл. m_0^1 . Варіант № 2

Тип обладнання, який застосовується при проведенні виробки - буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б, скребковий конвеєр СР-72, стрічковий конвеєр ЛТ100, доставка матеріалів - вагонетки ВГ-3,3, насос для відкачування води - ЦНС-60, маневрова лебідка - ЛВД -23.

3.2.1 Особливості та актуальність застосування трапецієподібного кріплення КСП-Т4

У гірничій промисловості для забезпечення ефективного видобутку корисних копалин необхідно постійно споруджувати велике число капітальних і підготовчих виробок значної протяжності. Так, у вугільній промисловості на кожні 1000 т вугілля необхідно пройти від 5 до 10 м підготовчих гірничих виробок (ГВ), що при щорічному видобутку 100 млн т вугілля (потреба України) становить біля 500-700 км ГВ. З огляду на вартість проходки 1км ГВ середнього поперечного перерізу знаходиться в межах 2-3 млн. доларів, з яких не менше 50-60% - це вартість кріплення.

Незважаючи на те, що кріплення ГВ пройшли тривалий шлях вдосконалення і розвитку, до сих пір не вдалося створити досить ефективної конструкції, яка могла б забезпечити надійну безремонтну підтримку ГВ весь термін їх служби при помірних фінансових і трудових витратах.

Перевагами кріплення трапецієподібного перетину слід вважати простоту оконтурювання ГВ при її проведенні по пласту, можливість використання природної міцності «порід-мостів» в покрівлі та підшві, повноту використання перетину ГВ в світлі для розміщення обладнання. Однак цим кріпленням притаманні помітні недоліки: міцність верхняка, найвідповідальнішого елемента, нижче міцності стійок в десятки разів, і навіть установка центральної стійки не може виправити цей недолік. В результаті навіть при незначному тиску з покрівлі такий верхняк ламається і ГВ потребує перекріплення, що неприпустимо. Цей недолік призвів до майже повної заміни такого типу кріплення арочними конструкціями.

Кріплення з криволінійним обрисом і арочної форми верхняками з'явилися у вітчизняній вугільній промисловості в післявоєнний час завдяки використанню для основних елементів (стійок і верхняка) спеціального взаємозамінного профілю СВП різних типорозмірів (14, 17, 19, 22, 27, 33 і т.д.). За рахунок особливої коробчастої форми профілю вдалося створити працездатний вузол податливості на принципі просковзання вставлених один в одного спецпрофілів, що відбувається, коли поздовжня сила в елементі перевищить деяку порогову межу опору вузла піддатливості. Вузли податливості в кріпленні виконували важливу роль обмежувачів граничних навантажень на кріплення, істотно підвищуючи її надійність і працездатність. Податливе кріплення значно перевершувало всі інші конструкції по несучої здатності і можливості пристосування до великих зсувів породного контуру, особливо в умовах інтенсивного прояву гірського тиску. Арочна форма кріплення дозволяла перекривати великі прольоти ГВ і дозволила вирішити проблему споруди ГВ з запасом на осадку.

Однак досвід широкого промислового використання і великі шахтні дослідження в різних гірничо-геологічних умовах аркового кріплення виявили її досить вагомими недоліки:

- конструкція виявилася істотно нерівнопрочною: перенапружені локальні ділянки сусідять з протяжними недовантаженими ділянками;
- вузли податливості кріплення, незважаючи на численні спроби вдосконалення, виявилися недосконалими;
- в пластових ГВ арочний верхняк торкається покрівлі на вузькій ділянці, від чого створювалось саме несприятливе навантаження у вигляді зосередженої сили, що знижувало працездатність кріплення в 2-3 рази;
- арочна рама потребує щільної забутовки закріпного простору, що важко виконати і без чого працездатність кріплення падає в 5-7 разів.

Вибір форми та визначення розмірів ГВ є складним інженерним завданням, рішення якого залежить від природних, технологічних і техніко-економічних факторів. Слід враховувати призначення ГВ, тип розміщуемого обладнання та транспортних засобів при проходженні та експлуатації, прояви гірського тиску,

особливості вентиляції тощо. Правила безпеки (ПБ) регламентують зазори і обмеження за розмірами, швидкість руху повітря тощо.

Кріплення КСП-Т4 було розроблено на кафедрі БГ університету ДонДТУ. Трапецеїдальне кріплення нового технічного рівня КСП-Т4, в якому вперше використані загальнобудівельні профілі прокату (двутавр, куточок, труби), реалізовані ідеї повної заводської готовності, попереднього розпору стійок і попереднього напруження верхняка, механізованого зведення кріплення і затягування, відмови від забутовки.

3.2.2 Визначення основних параметрів поперечного перерізу виробки

Визначення розмірів проходу для людей на висоті рухомого складу і зазору між кріпленням і конвеєром:

$$n = n_{\min} + (h_{\text{л}} - h) \cdot \text{ctg}\alpha = 0,7 + (1,8 - 1,5) \cdot 0,176 = 0,75 \text{ м} \quad (3.36)$$

$$m = m_{\min} + (h_{\text{л}} - h) \cdot \text{ctg}\alpha = 0,25 + (1,8 - 1,5) \cdot 0,176 = 0,3 \text{ м} \quad (3.37)$$

де m_{\min} - мінімальний зазор між рухомим складом і кріпленням;

n_{\min} - мінімальний прохід для людей на висоті рухомого складу;

α - кут нахилу стійок кріплення, $\alpha=80^\circ$.

Ширина вироблення на висоті рухомого складу:

$$B = m + A + p \cdot 2 + t + B + n \quad (3.38)$$

$$B = 0,3 + 1,45 + 0,3 \cdot 2 + 0,15 + 0,85 + 0,75 = 4,1 \text{ м}$$

де A – ширина конвеєра;

B - ширина монорельсової дороги;

t - ширина центральної стійки;

p - зазор між зустрічними рухливими складами (ПБ), м.

Висота виробки до осадки від підосви до верхняка:

$$h_1 = h + a + \Delta h = 1,8 + 0,1 + 1,3 = 3,2 \text{ м} \quad (3.39)$$

де a - вертикальний зазор між проходом для людей і верхняками;

Δh - конструктивна податливість кріплення.

Ширина виробки у світлі до осідання по покрівлі:

$$l_1 = B - 2(h_1 - h)\text{tg}80^\circ = 4,1 - 2(3,2 - 1,8)0,176 = 3,6 \text{ м} \quad (3.40)$$

Ширина виробки у світлі по підосві:

$$l_2 = B + 2h \cdot \text{tg}80^\circ = 4,1 + 2 \cdot 1,8 \cdot 0,176 = 4,7 \text{ м} \quad (3.41)$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті:
- до осідання:

$$S'_{\text{св}} = 0,5(l_1 + l_2) \cdot h_1 = 0,5(3,6 + 4,7) \cdot 3,2 = 13,3 \text{ м}^2 \quad (3.42)$$

- після осідання:

$$S_{\text{св}} = 0,5(l_1 + l_2) \cdot (h_1 - \Delta h) = 0,5(3,6 + 4,7) \cdot (3,2 - 1,3) = 8 \text{ м}^2 \quad (3.43)$$

Периметр виробки у світлі:

$$P = l_1 + l_2 + \frac{h_1}{\sin \alpha} = 3,6 + 4,7 + \frac{3,2}{0,985} = 11,5 \text{ м} \quad (3.44)$$

Висота виробки начорно до осадки:

$$h_2 = h_1 + h_{\text{сп}} + 2h_{\text{зМ}} = 3,2 + 0,15 + 2 \cdot 0,1 = 3,6 \text{ м} \quad (3.45)$$

де $h_{\text{сп}}$ - висота профілю.

Проектна ширина виробки начорно по покрівлі:

$$l_3 = l_1 + 2(h_{\text{сп}} + h_{\text{зТ}}) = 3,6 + 2 \cdot (0,15 + 0,15) = 4,2 \text{ м} \quad (3.46)$$

Проектна ширина виробки начорно по підосві:

$$l_4 = l_2 + 2(h_{\text{сп}} + h_{\text{зТ}}) = 4,7 + 2 \cdot (0,15 + 0,15) = 5,3 \text{ м} \quad (3.47)$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{вч}} = 0,5(l_3 + l_4) \cdot h_2 = 0,5(4,2 + 5,3) \cdot 3,6 = 17,1 \text{ м}^2 \quad (3.48)$$

Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

$$S_{\text{пр}} = \mu \cdot S_{\text{вч}} = 1,08 \cdot 17,1 = 18,5 \text{ м}^2 \quad (3.49)$$

Перевіряємо площу поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання по допустимій швидкості руху повітря:

$$V = \frac{43}{8} = 5,4 < 6 \text{ м/с} \quad - \text{Умова виконується}$$

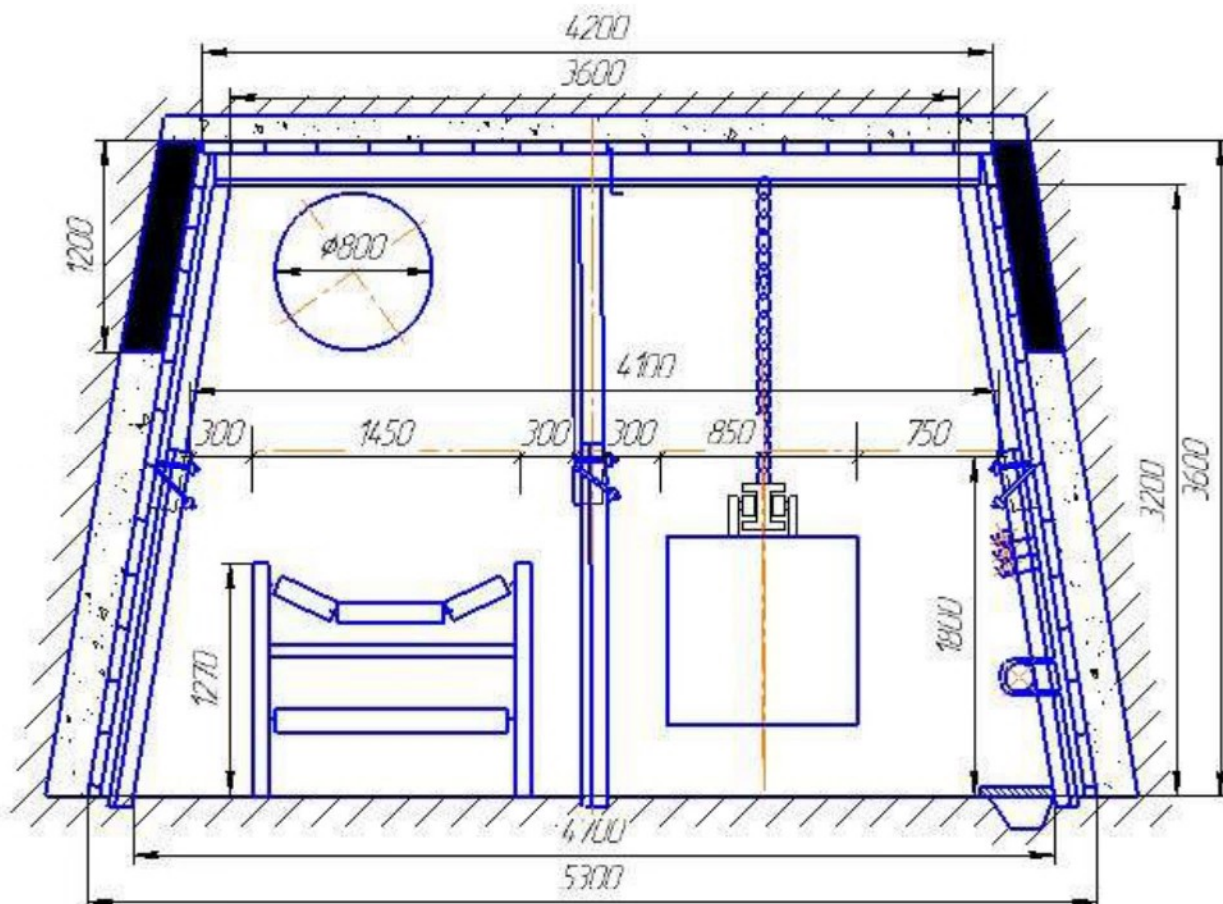


Рисунок 3.5 - Поперечний перетин ухилу при експлуатації

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

З огляду на коефіцієнт міцності порід, а також проектну довжину виробки, приймаємо буропідрильний спосіб відбою породи від масиву. Приймаємо для механізації буріння шпурів і для механізації навантаження породи - буронавантажувальну машину 2ПНБ-2Б, для транспортування гірської маси від вибою виробки - скребковий конвеєр СР-72 -> перевантажувач УПЛ-2 -> стрічковий телескопічний конвеєр ЛТ100.

Продуктивність вантажної машини:

$$Q_{\text{п}} = \frac{1}{\frac{\varphi \cdot \alpha}{Q_{\text{г}}} + \frac{(1-\alpha) \cdot \beta \cdot \varphi}{n_{\text{р}} \cdot P_{\text{п}}}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (3.50)$$

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

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

$Q_{\text{г}}$ – технічна продуктивність навантажувальної машини, $\text{м}^3 / \text{год}$;

n_p – число робочих, зайнятих на подкидка породи (2-4);
 P_n – продуктивність робочого на подкидка породи ($0,8-1 \text{ м}^3 / \text{год}$);
 β – коефіцієнт, що враховує суміщення подкидки породи з роботою машини.

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

Продуктивність бурильної установки визначається за формулою:

$$Q_6 = \frac{60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot V_m}{1 + V_m \cdot \sum t}, \text{ м/год} \quad (3.51)$$

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

$$Q_6 = \frac{60 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,8}{1 + 0,8 \cdot 1,4} = 32,6 \text{ м/год.}$$

3.2.4 Розрахунок паспорту БПР

Приймаємо спосіб підривання - електричний. Тип ініціюючого речовини - електродетонатори уповільненого дії типу ЕДКЗ. Тип вибухової речовини - амоніт Т-19.

Приймаємо довжину заходки 2м., КВШ $\eta_{пор}=0,9$, $\eta_{уг}=0,85$

Визначаємо необхідну довжину шпуру:

по породі
$$l_{шп.пор} = \frac{l_{зак}}{\eta} = \frac{2}{0,9} = 2,2 \text{ м,}$$

по вугіллю
$$l_{шп.уг} = \frac{l_{зак}}{\eta} = \frac{2}{0,85} = 2,35 \text{ м.}$$

Обсяг підірваної породи:

по породі
$$V = l_{зак} \cdot S_{вч} = 2 \cdot 10,7 = 21,4 \text{ м}^3,$$

по вугіллю
$$V = l_{зак} \cdot S_{вч} = 2 \cdot 5,3 = 10,6 \text{ м}^3.$$

За формулою Протодьяконова визначаємо питома витрата ВР:

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

$$\text{по породі} \quad q = 0,15 \sqrt{f_{\text{пор}}} \left(\sqrt{0,2f_{\text{пор}}} + \frac{1}{B} \right) \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3,$$

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

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

$P_{\text{вв}}, P_{\text{эт}}$ - відповідно працездатність застосовуваної і еталонної ВР;

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

B - ширина породного підривання, м.

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

$$\text{по породі} \quad q = 0,15 \cdot \sqrt{5} \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 5} + \frac{1}{4,6} \right) \cdot 1,9 \cdot 1,3 = 1,3 \text{ кг/м}^3,$$

Визначимо витрати ВР на цикл:

$$\text{по вугіллю} \quad Q_{\text{зак}} = q \cdot V_{\text{зак}} = 1,1 \cdot 10,6 = 11,6 \text{ кг},$$

$$\text{по породі} \quad Q_{\text{зак}} = q \cdot V_{\text{зак}} = 1,3 \cdot 21,4 = 27,8 \text{ кг}.$$

Кількість шпурів на заходку:

$$\text{по вугіллю} \quad N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S \cdot \eta}{\Delta \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot k_3} = \frac{1,27 \cdot 1,1 \cdot 5,3 \cdot 0,8}{1300 \cdot 0,036^2 \cdot 0,42} = 8 \text{ шп.},$$

$$\text{по породі} \quad N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S \cdot \eta}{\Delta \cdot d_{\text{п}}^2 \cdot k_3} = \frac{1,27 \cdot 1 \cdot 10,7 \cdot 0,9}{1300 \cdot 0,036^2 \cdot 0,45} = 16 \text{ шп.}$$

Визначимо величину заряду в шпурі:

$$\text{по вугіллю} \quad q_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{зак}}}{N} = \frac{11,6}{8} = 1,4 \text{ кг},$$

$$\text{по породі} \quad q_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{зак}}}{N} = \frac{27,8}{16} = 1,7 \text{ кг}.$$

Приймаємо по вугіллю 8 шпурів по 1,5 кг (0,3х5) і по породі 16 шпурів по 1,8 кг (0,3х6).

Уточнена витрата ВР:

по вугіллю $Q_{\text{ЗАХ}}^{\text{УГ}} = 8 \cdot 1,5 = 12 \text{ кг}$

по породі $Q_{\text{ЗАХ}}^{\text{УГ}} = 16 \cdot 1,8 = 28,8 \text{ кг}$

3.2.5 Провітрювання виробки

Розрахунок витрати повітря по виділенню метану:

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{S \cdot I_{\text{з.тр.}}}{K_{\text{т.д.}}} \cdot \left[\frac{71 \cdot I_{\text{з.п.макс}}}{S \cdot I_{\text{з.тр.}} \cdot (c_{\text{макс}} - c_0) + 18 \cdot I_{\text{з.п.макс}}} \right]^2, \text{ м}^3 / \text{хв} \quad (3.52)$$

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

$I_{\text{з.тр.}}$ – відстань від кінця вентиляційного трубопроводу до вибою виробки, м; приймається відповідно до вимог ПБ; (8 м)

$K_{\text{т.д.}}$ – коефіцієнт турбулентної дифузії; приймається рівним 1,0 при $<10 \text{ м}^2$ і 0,8 при більшому перетині виробки у світлі;

$I_{\text{з.п.макс}}$ – максимальне метановиділення в призабойному просторі після висадження по вугіллю, $\text{м}^3/\text{хв}$ (5-15 $\text{м}^3/\text{хв}$);

$c_{\text{макс}}$ – допустима максимальна концентрація метану в призабойному просторі після висадження по вугіллю, дорівнює 2%;

c_0 – концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробці.

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{11,4 \cdot 8}{0,8} \cdot \left[\frac{71 \cdot 10}{11,4 \cdot 8 \cdot (2,0 - 0,05) + 18 \cdot 10} \right]^2 = 447 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

Подальший розрахунок не має сенсу. Для вибору вентилятора будемо спиратися на витрату повітря по виділенню метану.

Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п.}} \cdot K_{\text{ут.тр.}} = 447 \cdot 1,8 = 805 \text{ м}^3 / \text{мин} = 13,4 \text{ м}^3 / \text{с} \quad (3.53)$$

Кількість повітря, що необхідно подавати до всасу вентилятора:

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot Q_{\text{в}} \cdot K_{\text{р}}, \text{ м}^3 / \text{хв} \quad (3.54)$$

де $K_{\text{р}}$ – коефіцієнт, що дорівнює 1,0 для ВМП з нерегульованою подачею і 1,1 - з регульованою.

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot 805 \cdot 1,1 = 1266 \text{ м}^3 / \text{хв}$$

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

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (l_{\text{тр.}} + 20 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}} \cdot n_2), \text{ кМ} \quad (3.55)$$

де $r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, кМ;

n_1, n_2 – число поворотів трубопроводу на 900 і 450 відповідно;

$l_{\text{тр.}}$ – довжина трубопроводу, м;

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

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0053 \cdot (470 + 20 \cdot 1,0 \cdot 1) = 2,6 \text{ кМ}$$

Депресія вентилятора:

$$H_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{K_{\text{уг.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа} \quad (3.56)$$

$$H_{\text{в}} = 13,4^2 \cdot 2,6 \cdot \left(\frac{0,59}{1,8} + 0,41 \right)^2 = 256 \text{ даПа}$$

Виходячи з отриманих значень, приймаємо вентилятор місцевого провітрювання ВМЦГ-7.

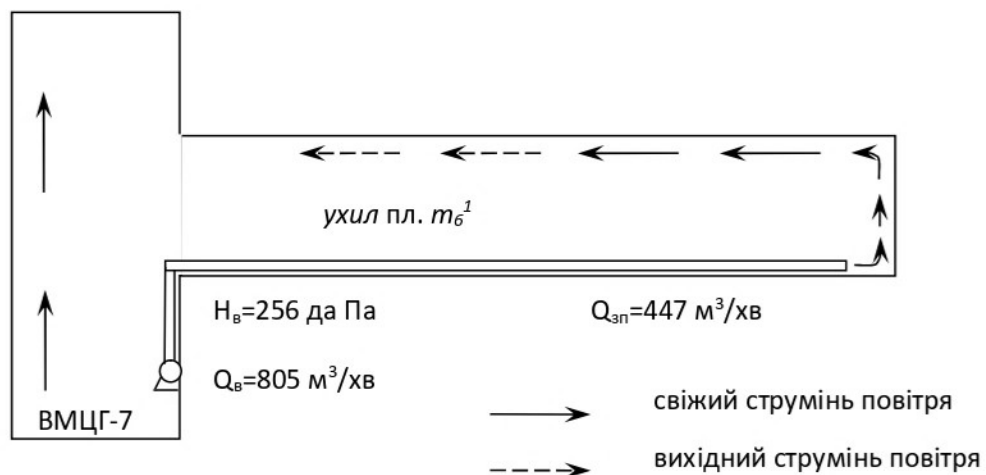


Рисунок 3.6 – Схема провітрювання

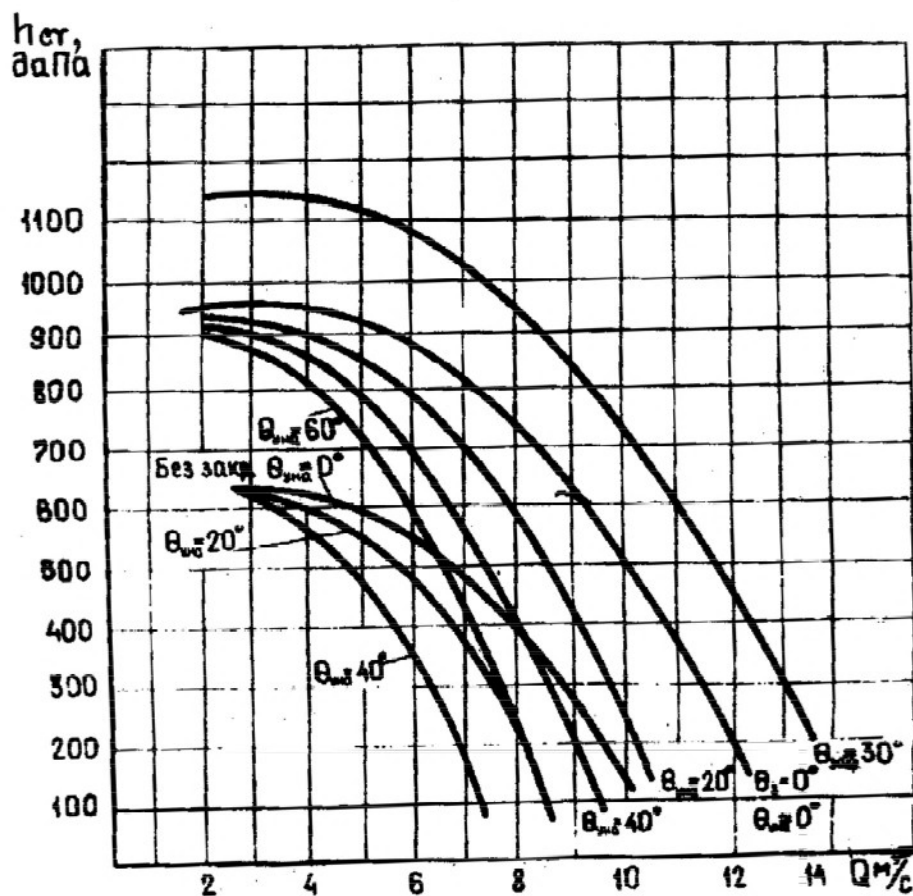


Рисунок 3.7 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦГ-7

3.2.6 Кріплення ухилу пл. m_6^1

Для кріплення ухилу використовуємо металеве трапецієвидне кріплення КСП-Т4 із середньою стійкою з спецпрофіля СВП-22, яке має несучу спроможність 400 кН. Кріплення складається з двох стояків завдовжки 3,6 м і верхняка довжиною 4,2 м.

$$K_s = 0,2(B-1)$$

$$K_s = 0,2(H-1)$$

де B – ширина виробки в проходці, м;

H - висота виробки в проходці, м.

$$K_s = 0,2(5,3-1)=0,86$$

$$K_s = 0,2(3,6-1)=0,52$$

Приймаю:

$U_{т.кр} = 250$ мм; $U_{т.пч} = 400$ мм; $U_{т.бок} = 90$ мм.

$$U_{o.kp}=1\cdot 0,86\cdot 1\cdot (1\cdot 250+1,2\cdot 1\cdot 110)=343 \text{ мм};$$

$$U_{o.пч}=1\cdot 0,86\cdot 1\cdot (1\cdot 400+1,2\cdot 1\cdot 110)=457 \text{ мм};$$

$$U_{o.бок}=1\cdot 0,52\cdot 1\cdot 0,35\cdot (1\cdot 190+1,2\cdot 1\cdot 200)=78 \text{ мм}.$$

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

$$p=r_h\cdot K_n\cdot K_{np}\cdot b, \text{ кН}$$

де r_h - нормативне питоме навантаження, визначається в залежності від зміщень порід і ширини виробки в проходці;

K_n - коефіцієнт перевантаження і ступеня надійності;

K_{np} - коефіцієнт впливу способу проведення виробок;

b - ширина виробки в проходці, м.

$$p=105\cdot 1\cdot 1\cdot 5,3= 556 \text{ кН}.$$

Розрахуємо необхідну кількість рам на 1 метр виробки:

$$n = \frac{P}{P_{kp}}, \text{ рам/м}$$

де P_{kp} – робочий опір кріплення, кН, з замками ЗПК опір профілю СВП-27 дорівнює 400 кН.

$$n = \frac{556}{400} = 1,39 \text{ рам/м}$$

Приймаю $n = 1,43$ рама/м. Крок встановлення кріплення 0,7 м.

Перевірка кріплення з піддатливості:

$$\Delta \geq U_{kp}$$

де Δ - конструктивна піддатливість кріплення, мм;

U_{kp} - розрахункові зміщення порід покрівлі, мм.

$$1300 \geq 343 \text{ мм}.$$

Умова виконується.

3.2.7 Організація гірничопрохідницьких робіт

Приймаємо буропідрильний спосіб проходки, з роздільною виїмкою вугілля і породи.

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

Визначення обсягів робіт.

З буріння шпурів:

$$Q_{\text{бур}} = l_{\text{шп}} \cdot n_{\text{шп}}, \text{ м} \quad (3.57)$$

по вугіллю:

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 2,35 \cdot 8 = 18,8 \text{ м},$$

по породі:

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 2,2 \cdot 16 = 35,2 \text{ м}$$

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

$n_{\text{шп}}$ – кількість шпурів у вибої виробки по вугіллю (породі), шт.

По прибиранню гірської маси по вугіллю і породі:

$$Q_{\text{уб}}^{\text{уг}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 5,3 = 10,6 \text{ м}^3 \quad (3.58)$$

$$Q_{\text{уб}}^{\text{пор}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 10,7 = 21,4 \text{ м}^3$$

За кріпленню виробки:

$$Q_{\text{креп}} = \frac{l_{\text{зах}}}{n}, \text{ рами} \quad (3.59)$$

где n – відстань між рамами кріплення, м.

$$Q_{\text{креп}} = \frac{2}{0,7} = 2,86 \text{ рами}$$

З нарощування вентиляційних труб:

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

Таблиця 3.3 - Витрати праці на цикл

№ П/П	Найменування робіт	Од. вим.	Обсяг робіт	Норма виробітку			Трудомісткість, люд-зм	Обґрунтування
				за збірником	Попракти	Установлена норма		
1	Буріння шпурів по углю	м	18,8	116,8/2 =58,4	1,1	64,24	0,3	ЕНВ-04 т.12
2	Буріння шпурів по породі	м	35,2	78,5/2 =39,25	--	39,25	0,9	т.12

4	Прибирання вугілля	м ³	10,6	48,2/2 =24,1	1,2;	28,9	0,37	т.23
5	Прибирання породи	м ³	21,4	31,5/2 =15,75	1,2;	18,9	1,13	т.23
6	Кріплення виробки	рам	2,8 6	1,06	0,95; 0,95; 1,05	1,0	2,7	т.32
7	Нарощування вентиляційних труб	м	2	90	--	90	0,02	т.41
	Разом						Σ=5,42	

Комплексна норма виробки:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \frac{м}{чол - см} \quad (3.60)$$

де Q обсяг робіт на цикл, м;

$\sum T$ – сумарна трудомісткість робіт, чол-см.

$$R_k = \frac{2}{5,42} = 0,37 \frac{м}{люд - зм}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки 5 чол.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$k_{пер} = \frac{T_{\phi}}{T_n} = \frac{5,42}{5} = 1,08 \quad (3.61)$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{пз}}{T_{см}} = \frac{6 - 1,8}{6} = 0,7 \quad (3.62)$$

Визначення тривалості операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{выр.i} \cdot k_{пер}}, \text{ час} \quad \left(t_i = \frac{T_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot k_{пер}} \right) \quad (3.63)$$

- де V_i – обсяг i -го виду робіт;
 $T_{см}$ – тривалість зміни, год;
 n_i – кількість робочих, зайнятих на виконанні даної роботи або норма обслуговування агрегату, чол;
 $N_{ввр.i}$ – встановлена норма вироблення на даний процес;
 α – коефіцієнт побудови графіка;
 $k_{пер}$ - коефіцієнт перевиконання плану;
 T_i – трудомісткість даного процесу або операції, чол-см.

Буріння шпурів по вугіллю:

$$t_{бур.уг} = \frac{0,3 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 1,08} = 0,58 \text{ год}$$

Буріння шпурів по породі:

$$t_{бур.пор} = \frac{0,9 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 1,08} = 1,75 \text{ год}$$

Прибирання вугілля:

$$t_{уб} = \frac{0,37 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 1,08} = 0,72 \text{ год}$$

Прибирання породи:

$$t_{уб} = \frac{1,13 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 1,08} = 2,2 \text{ год}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{вен} = \frac{0,02 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 1,08} = 0,03 \text{ год}$$

Кріплення:

$$t_{кон} = \frac{2,7 \cdot 6 \cdot 0,7}{5 \cdot 1,08} = 2,1 \text{ год}$$

$$T_{ц} = 0,58 + 1,75 + 0,72 + 2,2 + 2,1 = 7,35 \text{ год}$$

Кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{T}{T_{\text{ц}}} = \frac{18}{7,35} = 2,45 \text{ цикла}$$

Добове посування вибою:

$$Q_{\text{сут}} = K_{\text{ц}} \cdot l_{\text{зах}} = 2,45 \cdot 2 = 4,9 \text{ м/доб}$$

Місячна швидкість посування вибою:

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{сут}} \cdot n = 4,9 \cdot 25 = 122,5 \text{ м/міс}$$

Графік організації робіт наводжу нижче.

Порівнюючи два розглянуті варіанти спорудження виробки видно, що при застосуванні трапецієподібної форми поперечного перерізу виробки з відповідним рамним кріпленням, швидкість спорудження зростає від 100 м/міс до 122.5 м/міс, або на 23 %. Отже рекомендуємо прийняти для спорудження похилу 2 варіант.

Процес циклу	Обсяг робіт		Кількість прох. чол	Час виконання, хв	Тривалість зміни							
	Об. вим	К-сть			1	2	3	4	5	6		
1 ПІЗО			5	30								
2. Буріння шпурів	м	54,6	3	114								
3. Заряджання підбивання пробитювання	—	—	5	60								
4. Навантаження породи	м ³	26,6	3	132								
5. Кріплення	рам	4	2-5	150								
6. Настилання рейкового шляху	м	2	2	48								
7. Нарощування скрепового конвеєра	м	2	2	18								
8. Нарощування вентиляційних шпурів	м	2	2	7								
9. Спорудження водовідливної каналки	м	2	2	40								

Рисунок 3.8 - Графік організації робіт

3.3 Розрахунок кошторисної вартості проведення ухилу

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

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

Розрахунок витрат по допоміжних матеріалів

Місячні витрати по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості проведення одного погонного метра гірничої виробки повністю і відразу наведені в табл. 3.4.

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

Найменування матеріалу	Потреба на місяць, грн
Рейки Р-33	135339,5
Шпали	23774,7
Підкладки для рейок	4313,5
Милиці	3595,4
Вибухові речовини (Т-19 та Е-6)	67623,5
Електродетонатори	5371,25
Дріт для вибухових робіт	1325,0

Розрахунок місячних витрат за матеріалами, які переносять свою вартість на вартість 1 погонного метра виробки частково, наведено в табл. 3.5.

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

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%), грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Металеve кріплення	рам	3500,0	175,2	613200	643860	48	13413,7
Труби вентил.	м	436,4	122,5	53459,0	56131,9	8	7016,5
Труби метал.	м	347,3	122,5	42544,3	44671,5	12	3722,6
Кабель гнучкий	м	1081,0	122,5	132422,5	139043,6	12	11586,9
РАЗОМ							35739,7

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представлені в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
Рейки Р-33	135339,5
Шпали	23774,7
Підкладки для рейок	4313,5
Милиці	3595,4
Вибухові речовини (Т-19 та Е-6)	67623,5
Електродетонатори	5371,25
Дріт для вибухових робіт	1325,0
Мастильні матеріали	3850,0
Запасні частини	5500,0
Разом вартість розрахованих матеріалів	250692,85
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	37603,92
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	35739,7
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	4500
Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці	328536,47

Місячні витрати по мастильним матеріалам, запасним частинам, знос МБ предметів за місяць прийняті за фактичними даними попереднього ділянки, що працює в аналогічних умовах.

Розрахунок місячних витрат на електроенергію

Витрати на електроенергію розраховуються на підставі обсягу енергії, споживаної ділянкою за місяць. За розрахунком загальної встановленої потужності двигунів $\sum P_{уст} = 184$ кВт.

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

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

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

$\sum P_{уст}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт;

K_c - коефіцієнт попиту, враховує недовантаження і неодноразовість роботи струмоприймачів;

$T_{см}$ - тривалість зміни, час;

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

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

ν - тарифи за 1 кВт · рік електроенергії, що споживається, грн;

0,95 - ККД мережі.

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot 184 \cdot 0,71 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 2,5}{0,95} = 170175,8 \text{ грн}$$

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

Місячний фонд заробітної плати підготовчої ділянки складається з заробітної плати робітників, керівників і фахівців ділянки. В фонд заробітної плати робітників включається пряма заробітна плата, розрахована за відрядними розцінками і тарифними ставками, премія за виконання плану проведення виробки на 100%, доплата за роботу в нічний час, за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи і назад, за керівництво бригадою (ланкою).

Розрахунок доплат за роботу в нічний час

Доплата за роботу в нічний час проводиться в розмірі 40% годинної тарифної ставки за кожну годину нічного часу. Нічним вважається час з 22 до 6 години ранку. Кількість нічних годин в третій і четвертій змінах приймається рівним чотирьом.

Планова кількість нічних змін для керівників і фахівців ділянки має дорівнювати 6. Годинні тарифні ставки керівників і фахівців ділянки визначені розподілом їх посадових окладів на планове кількість змін протягом місяця і на тривалість робочої зміни. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.7).

Таблиця 3.7 - Розрахунок доплат за роботу в нічний час робітникам і спеціалістам дільниці

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Тарифна ставка годинна, грн	Доплата до першої години нічного часу (40% від годинної ставки)	Явочна чисельність у 3 і 4 зміну, чел	Кількість нічних змін в місяці	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівниками дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	у місяць	
Машиністи гірничих виїмкових машин	101,1	40,4	2	4	8	168	6787,2
Прохідники	101,1	40,4	14	4	56	1400	56560,0
Електрослюсарі	75,8	30,3	2	4	8	168	5090,4
Машиністи підземних установок	75,8	30,3	2	4	8	168	5090,4
Гірники	67,3	27,0	2	4	8	168	4536,0
Разом робочим	-	-	-	-	-	-	78064,0
Начальник дільниці	158,7	63,5	1	4	4	24	1524,0
Зам. нач. дільниці	144,0	57,6	1	4	4	24	1382,4
Пом. нач. дільниці	125,0	50,0	1	4	4	24	1200,0
Механік дільниці	121,0	48,4	1	4	4	24	1161,6
Гірничі майстри	113,7	45,5	2	4	8	48	2184,0

Разом керівникам і фахівцям дільниці	-	-	-	-	-	-	7452,0
ВСЬОГО	-	-	-	-	-	-	85516,0

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців дільниці

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців підготовчого дільниці в шахті від ствола до місця роботи на ділянці і назад здійснюється в розмірі 22,9 грн за кожну годину пересування. Явочна чисельність робітників дільниці прийнята згідно розрахунку, гірничих майстрів - відповідно до встановленого добовим режимом роботи підготовчого вибою. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.8).

Таблиця 3.8 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чол	Кількість днів роботи дільниці, кількість спусків у шахту	Доплата, грн
Прохідники	22,9	1,0	21	525	12022,5
Електрослюсарі			3	75	1717,5
Машиністи підземних установок			3	75	1717,5
Гірники			3	75	1717,5
Разом робочим					
Начальник дільниці	22,9	1,0	1	10	229,0
Зам. нач. дільниці			1	10	229,0
Пом. нач. дільниці			1	10	229,0
Механік дільниці			1	10	229,0
Гірничі майстри			3	75	1717,5
Разом керівникам і фахівцям дільниці					2633,5
ВСЬОГО					19808,5

Розрахунок доплати за керівництво бригадою

Сума доплат за керівництво бригадою розраховується виходячи з тарифного заробітку бригадира і встановленого розміру доплат за формулою:

$$D_{бр} = T_{бр} \cdot N_{вих} \cdot \frac{D}{100}, \text{ грн}$$

де $T_{бр}$ - денна тарифна ставка бригадира прохідників, грн;

$N_{\text{вих}}$ - планова кількість виходів на місяць бригадира прохідників (22);
 D - розмір доплат за керівництво бригадою (15%).

$$D_{\text{бр}} = 606,6 \cdot 22 \cdot \frac{15}{100} = 2001,8 \text{ грн}$$

Доплата за керівництво ланкою становить 50% від доплати за керівництво бригадою, при цьому чисельність ланки не повинна бути менше 5 осіб.

Сума доплат за керівництво ланками складе:

$$D_{\text{зе}} = 0,5 \cdot D_{\text{бр}} \cdot n_{\text{зе}}, \text{ грн}$$

де $n_{\text{зе}}$ - кількість ланкових, які мають право на доплату за керівництво ланкою, включаючи підмінного в ланці, чол.

$$D_{\text{зв}} = 0,5 \cdot 2001,8 \cdot 3 = 3002,7 \text{ грн}$$

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

$$D_{\text{общ}} = 2001,8 + 3002,7 = 5004,5 \text{ грн}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати робітників дільниці

Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.9), ґрунтуючись на попередніх розрахунках і з огляду на особливості відрядної і погодинної оплати праці.

Фонд прямої заробітної плати відрядно оплачуваних робочих (прохідників) розраховується за формулою:

$$\Phi_{\text{пр}}^{\text{пр}} = P_{\text{к}} \cdot V_{\text{мес}}, \text{ грн}$$

де $P_{\text{к}}$ - комплексна розцінка, грн.

Фонд прямої заробітної плати почасово оплачуваних робочих дільниці визначено множенням їх денних тарифних ставок на місячну кількість виходів робітників кожної професії.

Сума премії розрахована виходячи з прямого заробітку робітників з урахуванням доплат за роботу в нічний час і відсотка премії за виконання плану проведення виробки.

Таблиця 3.9 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Робітничі професії	Заг кол-во вих на місяць	Тариф. ставка за денну., грн	Фонд прямої зараб. плати робітників уч-ка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	Премія		Допл. за нормат. час пересувни., грн	Допл. за руков. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	154144,6	56560,0	15	31605,6	12022,5	5004,5	259337,2
Електрослюсарі	75	454,8	34110,0	5090,4	15	5880,0	-	-	45080,4
Маш. подз. установок	75	454,8	34110,0	5090,4	15	5880,0	-	-	45080,4
Гірники	75	403,8	30285,0	4536,0	15	5223,1	-	-	40044,1
Разом робчим	-	-	252649,6	71276,8	-	48588,7	12022,5	5004,5	389542,1

Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

До складу місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці входить прямий заробіток, розрахований за посадовими окладами, доплати за роботу в нічний час, нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи і назад, газова надбавка.

Посадові оклади керівників і фахівців повинні встановлюватися відповідно до групи дільниці по оплаті праці і способом проведення підготовчої виробки.

Газову надбавку до посадових окладів встановлюють в розмірі 10%, якщо шахта надкатегорійна або небезпечна за раптовими викидами вугілля, породи і газу. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.10).

Таблиця 3.10 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

Посади	Посадов і оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в ночн. час	Допл. за нормат. час пересувни., грн	Газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
Нач. дільниці	20948,4	1	20948,4	1524,0	229,0	-	43659,8
Зам. нач. дільниці	19000,0	1	19000,0	1382,4	229,0	-	39621,4
Пом. нач. дільниці	16500,0	1	16500,0	1200,0	229,0	-	34439,0
Механік дільниці	16000,0	1	16000,0	1161,6	229,0	-	33400,6
Гірські майстри	15000,0	3	45000,0	2184,0	687,0	-	62901,0
РАЗОМ			117448,4	7452,0	1603,0		214021,8

Загальний місячний фонд заробітної плати робітників, керівників і фахівців дільниці складе:

$$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{раб}} + \Phi_{\text{сп}} + P_n, \text{ грн}$$

де P_n - витрати непередбачені, плановані в складі фонду заробітної плати працівників дільниці, прийняті в розмірі 1% від прямої заробітної плати робітників дільниці, грн.

$$\Phi_{\text{общ}} = 389542,1 + 214021,8 + 3895,4 = 607459,3 \text{ грн}$$

Розрахунок відрахувань на соціальне страхування

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

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

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

$$O_c = (607459,3 - 19808,5) \cdot 0,37 = 217430,8 \text{ грн}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань

При розрахунку амортизаційних відрахувань необхідно врахувати балансову вартість основних фондів дільниці: прохідницькі комбайни, навантажувальні машини, бурильні установки, маневрові лебідки, крепеустановщикі, скребкові і стрічкові конвеєри, надгрунтові і підвісні дороги, насоси, станції зрошення, пересувні трансформаторні підстанції, вентилятор місцевого провітрювання, пускачі і інше наявне на ділянці обладнання. Розрахунок балансової вартості обладнання виконаний в таблиці 3.11.

Таблиця 3.11 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
Буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б	750000	1	750000
Превантажувач УПЛ-2	500000	1	500000
Стрічковий телескопічний конвеєр ЛТ-100	1200000	1	1200000
Вентилятор місцевого провітрювання ВМЦГ-7	426000	1	426000
Трансформаторна підстанція ТСВП320	800000	1	800000
РАЗОМ	-	-	3676000

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

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

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

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

$$A = \frac{3676000 \cdot 1,25}{100} = 45950,0 \text{ грн}$$

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки

Розрахунок виконаний в таблиці 3.12.

Таблиця 3.12 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Z_e), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e / V_{мес}$), грн
1. Матеріальні витрати - всього	498712,27	4071,1
в тому числі:		
допоміжні матеріали	328536,47	2681,9
електроенергія	170175,8	1389,2
2. Витрати на оплату праці	607459,3	4958,9
3. Відрахування на соц. страхування	217430,8	1774,9
4. Амортизація основних фондів	45950,0	375,1
РАЗОМ	1369552,37	11180,0

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження похилої виробки пл. m_6^1 .

В якості основного питання розглянута технологія проведення ухилу пл. m_6^1 . Ухил призначений для транспортування з лави вугілля і підсвіження вентиляційного струменя виймального стовпа, доставки матеріалів в лаву.

Розглянуто два варіанти спорудження ухилу: з використанням стандартного прохідницького обладнання, яке застосовується в більшості випадків спорудження виробок на існуючих шахтах і аркового кріплення, та з трапецієподібним перерізом із застосуванням металевого кріплення посиленої несучої спроможності з центральною стійкою.

Порівняння варіантів показало, що більш ефективним є проходження виробки трапецієподібного перерізу с посиленим кріпленням. За цим варіантом швидкість спорудження виробки зростає на 23%. Кошторисна вартість спорудження склала 11180,0 грн/п.м.

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. Анкерне кріплення: Довідник / А.П. Широков, В. А. Лідер, М.А. Дзаурі і ін. - М.: Недра, 1990. - 205с
2. Бабіюк Г.В. Процеси гірничопрохідницьких робіт: Навчальний посібник. - Алчевськ: ДГМІ, 2003. - 360 с.
3. Баклашов І.В., Борисов В.М. Будівельні конструкції будівель і споруд гірничих підприємств: Підручник для вузів. - М.: Недра, 1985. - 288с.
4. Баклашов І.В., Картозія Б.А. Механіка підземних споруд і конструкцій кріплень. - М.: Недра, 1984. - 415с.
5. Буріння свердловин у вугільних шахтах / А.С. Юшков. - К.: Техніка, 1982, 144 с.
6. Вяльцев М.М. Технологія будівництва гірничих підприємств в прикладах і завданнях: Учеб. Посібник для вузів. - М.: Недра, 1987. - 232 с.
7. Г.Г. Литвинський, Г.І. Гайко, Н.І. Кулдіркаєв. Сталеві рамні кріплення гірничих виробок, Київ, Техніка, 1999 - 213 с.
8. гірничотранспортні машини періодичної дії: Учеб. посібник / Ю.Д.Тарасов, А.К.Ніколаєв. Санкт-Петербурзький державний гірський інститут (технічний університет). СПб, 2005. 115 с.
9. Гузеєв А.Г. Проектування і будівництво гірських підприємств: Підручник для вузів. 3-е изд., Перераб. і доп. - М.: Недра, 1987. - 232 с.
10. ДБН Д.2.2-35-99. Кошторисні норми на будівельні роботи. Збірник 35 - Гірничопрохідницькі роботи. Т.1-11 / Видання офіційне. - Харків: Южгіпрошахт, 2000..
11. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. - Київ: Міністерство паливо та енергетики України, 2004. - 302 с.
12. Єдині правила безпеки при вибухових роботах. - К.: Норматив, 1992. - 172 с.
13. Єдині норми виробітку (часу) на буріння свердловин, 1981.
14. Будівлі та споруди підприємств вугільної промисловості. Під ред. В.Е.Андреева. М.: Недра, 1973, 184 с.
15. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навч. посібник для вузів / Сапицький К.Ф., Дорохов Д.В. та ін. 4-е изд., перераб і доп. М., Недра, 1981. 311с.
16. Інструкція зі складання дипломного проекту. / Упоряд.: Г.Г. Литвинський. - Алчевськ: ДГМІ, 2002. - 38с.
17. Інструкція до лабораторної роботи «Побудова паспорта стійкості породного контуру гірничих виробок» / Упоряд. Г.Г. Литвинський. Комунарськ; КГМІ, 1986 - 12 с.
18. Каменецький Л.Є., Шibaєв Є.В. Економіка шахтного і підземного будівництва: Учеб. для вузів. - М.: Недра, 1987. - 264 с.
19. Кілячков А.П. Технологія гірничого виробництва. - М.: Недра, 1992. - 405с.

20. Коретніков В.Н., Клейменов В.Б. Кріплення капітальних і підготовчих гірничих виробок. Довідник. - Москва; Надра, 1989 - 571 с.
21. Кравцов О.І., Трофимов А.А., Шахтна геологія. - М.: Вища школа, 1977. - 278с.
22. Ларченко В.Г. Методичні вказівки щодо виконання розділу дипломного проекту «Кордони і запаси шахтного поля». - Комунарськ: Ротапринт КГМІ, 1986. - 7с.
23. Максимов А.П. Горнотехнические будівлі і споруди: Підручник для вузів. 4-е изд., Перераб. і доп. - М.: Недра, 1984. - 263 с.
24. Меркулов А.В., Сильченко Ю.А., Скоріков В.А. Проектування паспортів буропідричних робіт при проходці гірських виробок: Навчальний посібник / Шахтинський інститут ЮРГТУ. Новочеркаськ: ЮРГТУ, 2002. - 70с.
25. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Технологія будівництва гірничих виробок». Частина 2. «Будівництво горизонтальних і похилих виробок» / Упоряд.: Г.В. Бабіюк, Е.С. Смекалін. - Алчевськ: ДонДТУ, 2006. - 89 с.
26. Методичні вказівки до практичних зайняти з дисципліни «Економіка підприємства» / Укл.: Рябенко Л.І., Борисенко Б.М., Самкова О.Р. - Алчевськ: ДГМІ, 2002. - 60с.
27. Методичний посібник з застосуванню анкерного кріплення на шахтах ЗАТ КК «Южкузбассуголь». - Новокузнецьк: ВАТ ОУК «Южкузбассуголь», 2005. - 47с.
28. Методичні вказівки до практичних занять з курсу «Механіка підземних споруд і конструкцій кріплень» / Литвинський Г.Г. - Комунарськ: КГМІ, 1984. - 33с.
29. Насонов І.Д., Федюкин В.А. Технологія будівництва підземних споруд. Частина 1. Підручник для вузів-М.: Недра, 1983.-233с.
30. Організація, планування і управління будівництвом гірських підприємств: Учеб.для вузів / Є.В. Шибаєв, В.І. Ігнаткін, Л.Є. Каменецький, В.І.Павленко. - М.: Недра, 1991, 314с.