

**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 конвеєрного ухилу пл.  $\ell_6$  гор 650  
м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах**

**Виконав:** студент групи Гір-18дс Григорьев О.В.

.....  
(підпис)

**Керівник:** Олейніченко О.А.

.....  
(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**

**Григор'єву Олександр Валерійовичу**

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження конвеєрного ухилу пл.  $\ell_6$  гор 650 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах  
Керівник роботи: Олейніченко Олександр Анатолійович, ст. викл.  
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
  1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
  2. Генеральний план поверхні.
  3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
  4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

## 6. Консультанти розділів проекту

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

## 7. Дата видачі завдання 07.05.21

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент

\_\_\_\_\_

**Григор'єв О.В.**

Керівник проекту

\_\_\_\_\_

**Олейніченко О.А.**

## Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 71 сторінка, містить 21 таблицю, 8 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є конвеєрний ухил пл.  $l_6$  гор 650 м на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження конвеєрного ухилу пл.  $l_6$  гор 650 м.

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

При написанні проекту використано 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 Особливості та актуальність застосування трапецієподібного кріплення КСП-Т4	26
3.2 Визначення основних параметрів поперечного перерізу виробки	27
3.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання	30
3.4 Опис технології спорудження виробки	31
3.5 Розрахунок паспорта БПР	35
3.6 Провітрювання виробки	37
3.7 Кріплення конвеєрного ухилу пл. $l_6$	39
3.8 Організація гірничопрохідницьких робіт	41
3.9 Розрахунок кошторисної вартості проведення ухилу	45
3.10 Застосування способу АРНЗ при спорудженні конвеєрного ухилу пл. $l_6$ гор. 650 м	53
3.10.1 Розрахунок геомеханічних параметрів способу АРНЗ	54
3.10.2 Матеріали та обладнання для розвантаження і зміцнення порід	59
3.10.3 Технологія і організація робіт з активного розвантаження і подальшого зміцнення порід підшви. Контроль якості робіт	63
3.10.4 Техніка безпеки під час виконання робіт	65
3.10.5 Економічна ефективність впровадження методу боротьби зі здиманням АРНЗ	66
Висновки	69
Список використаної літератури	70

### АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 71, таблиц 21, 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 71 таблиць 21, 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 71, tables 21, pictures 8, and contains basic data on the operation of the mine, issues of technology for the construction of mine working.

New technical decisions recommended to the use are resulted.

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

## Вступ

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

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

# 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 <sub>2</sub> <sup>7</sup>	460	$\frac{70,3}{15,2}$	$\frac{198}{43,1}$	$\frac{155}{33,8}$	$\frac{4,7}{1,0}$	$\frac{32}{6,9}$	m <sub>6</sub> <sup>1</sup>	M <sub>9</sub> , M <sub>8</sub> , M <sub>6</sub> , M <sub>5</sub> , M <sub>4</sub> , M <sub>3</sub> , M <sub>2</sub> , M <sub>1</sub>
C <sub>2</sub> <sup>6</sup>	270	$\frac{64,8}{24}$	$\frac{70,2}{26}$	$\frac{108}{40}$	$\frac{8,5}{3,2}$	$\frac{18,5}{6,8}$	l <sub>6</sub>	L <sub>7</sub> , L <sub>6</sub> , L <sub>5</sub> , L <sub>4</sub> , L <sub>3</sub> , L <sub>2</sub> , L <sub>1</sub>

#### 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  $18^\circ\text{C}$ ;
- горизонт 457 м – плюс  $21^\circ\text{C}$ ;
- горизонт 569 м – плюс  $22^\circ\text{C}$ ;
- горизонт 650 м – плюс  $25^\circ\text{C}$ ;
- на абсолютній відмітці мінус 700 м – плюс  $28^\circ\text{C}$ .

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  $l_6$ :

- 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  $S_{\Gamma}$  – горизонтальна проекція пласта, м<sup>2</sup>;

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

$\gamma$  – об'ємна вага вугілля, т/м<sup>3</sup>.

Результати підрахунку запасів зведемо в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 – Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\Gamma}$ , тис м <sup>2</sup>	$m_{\text{ср.н.}}$ , м	$\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Q, тис. т	Примітка
Балансові запаси					
L <sub>6</sub>	6600	1,47	1,35	13100	
Разом				13100	
Забалансові запаси					
L <sub>6</sub>	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:

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

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

## 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  $l_6$  - панельна з відпрацюванням виїмкових стовпів на магістральні виробки, що проводяться з горизонту 650 м напрямку з півдня на північ. Підготовка пласта  $l_6$  - 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  $l_6$  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  $C_1$ ,  $\varphi$ ,  $K'_1$ ,  $K''_1$ ,  $K'_{\text{пр}}$  – 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 м<sup>3</sup> 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 м<sup>3</sup>. 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 м<sup>3</sup>);

- водовідливна установка в приствольному дворі горизонту 569 м у центрально-здвоєних вертикальних стволів для відкачування води на поверхню (місткість водозбірника - 1800 м<sup>3</sup>);



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

- водовідливна установка на горизонті 700 м для перекачування води на горизонт 569 м (місткість водозбірника, що складається з однієї гілки - 1500 м<sup>3</sup>).

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 м<sup>3</sup> / хв, відносна - 20,27 м<sup>3</sup> / 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 м<sup>3</sup> / 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 м<sup>3</sup> / 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 <sup>2</sup>
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 <sup>2</sup>
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 м<sup>2</sup>.

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, м<sup>2</sup>;

$S_{\text{заг.}}$  – площа всієї промплощадки, м<sup>2</sup>.

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 пожежогасіння - 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 пожежогасіння 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 конвеєрного ухилу пл. $l_6$ гор 650 м

Метою даного розділу є розробка проекту проведення конвеєрного ухилу пл.  $l_6$  по породам з несучою здатністю  $\sigma_c$  20... 50 МПа. Потужність вугільного пласту 1,2 м. Довжина похилу 470 метрів, кут нахилу  $7^\circ$ . Ухил при експлуатації обладнаний стрічковим конвеєром 1Л100 із шириною стрічки 1450 мм і монорельсовою дорогою ДКМУ.

Ухил по пласту  $l_6$  призначений для транспортування з лави вугілля і підсвіження вентиляційного струменя виймального стовпа, доставки матеріалів в лаву.

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.

#### 3.1 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 СВІІ 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 Визначення основних параметрів поперечного перерізу виробки

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

$$n = n_{\min} + (h_{\text{л}} - h) \cdot \text{ctg}\alpha = 0,7 + (1,8 - 1,5) \cdot 0,176 = 0,75 \text{ м} \quad (3.1)$$

$$m = m_{\min} + (h_{\text{л}} - h) \cdot \text{ctg}\alpha = 0,25 + (1,8 - 1,5) \cdot 0,176 = 0,3\text{м} \quad (3.2)$$

де  $m_{\min}$  - мінімальний зазор між рухомим складом і кріпленням;  
 $n_{\min}$  - мінімальний прохід для людей на висоті рухомого складу;  
 $\alpha$  - кут нахилу стійок кріплення,  $\alpha=80^\circ$ .

Ширина вироблення на висоті рухомого складу:

$$B = m + A + p \cdot 2 + t + B + n \quad (3.3)$$

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

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:

$$h_1 = h + a + \Delta h = 1,8 + 0,1 + 1,3 = 3,2\text{ м} \quad (3.4)$$

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

$\Delta h$  - конструктивна податливість кріплення.

Ширина виробки у світлі до осідання по покрівлі:

$$l_1 = B - 2(h_1 - h)\text{tg}80^\circ = 4,1 - 2(3,2 - 1,8)0,176 = 3,6\text{ м} \quad (3.5)$$

Ширина виробки у світлі по підосві:

$$l_2 = B + 2h \cdot \text{tg}80^\circ = 4,1 + 2 \cdot 1,8 \cdot 0,176 = 4,7\text{ м} \quad (3.6)$$

Площа поперечного перерізу виробки в просвіті:

- до осідання:

$$S'_{\text{св}} = 0,5(l_1 + l_2) \cdot h_1 = 0,5(3,6 + 4,7) \cdot 3,2 = 13,3\text{ м}^2 \quad (3.7)$$

- після осідання:

$$S_{\text{св}} = 0,5(l_1 + l_2) \cdot (h_1 - \Delta h) = 0,5(3,6 + 4,7) \cdot (3,2 - 1,3) = 8\text{м}^2 \quad (3.8)$$

Периметр виробки у світлі:

$$P = l_1 + l_2 + \frac{h_1}{\sin\alpha} = 3,6 + 4,7 + \frac{3,2}{0,985} = 11,5\text{ м} \quad (3.9)$$



Висота виробки начорно до осадки:

$$h_2 = h_1 + h_{\text{сп}} + 2h_{\text{зМ}} = 3,2 + 0,15 + 2 \cdot 0,1 = 3,6\text{м} \quad (3.10)$$

де  $h_{\text{сп}}$  - висота профілю.

Проектна ширина виробки начорно по покрівлі:

$$l_3 = l_1 + 2(h_{\text{сп}} + h_{\text{зТ}}) = 3,6 + 2 \cdot (0,15 + 0,15) = 4,2\text{м} \quad (3.11)$$

Проектна ширина виробки начорно по підозві:

$$l_4 = l_2 + 2(h_{\text{сп}} + h_{\text{зТ}}) = 4,7 + 2 \cdot (0,15 + 0,15) = 5,3\text{м} \quad (3.12)$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{\text{вч}} = 0,5(l_3 + l_4) \cdot h_2 = 0,5(4,2 + 5,3) \cdot 3,6 = 17,1 \text{ м}^2 \quad (3.13)$$

Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

$$S_{\text{пр}} = \mu \cdot S_{\text{вч}} = 1,08 \cdot 17,1 = 18,5 \text{ м}^2 \quad (3.14)$$

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

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

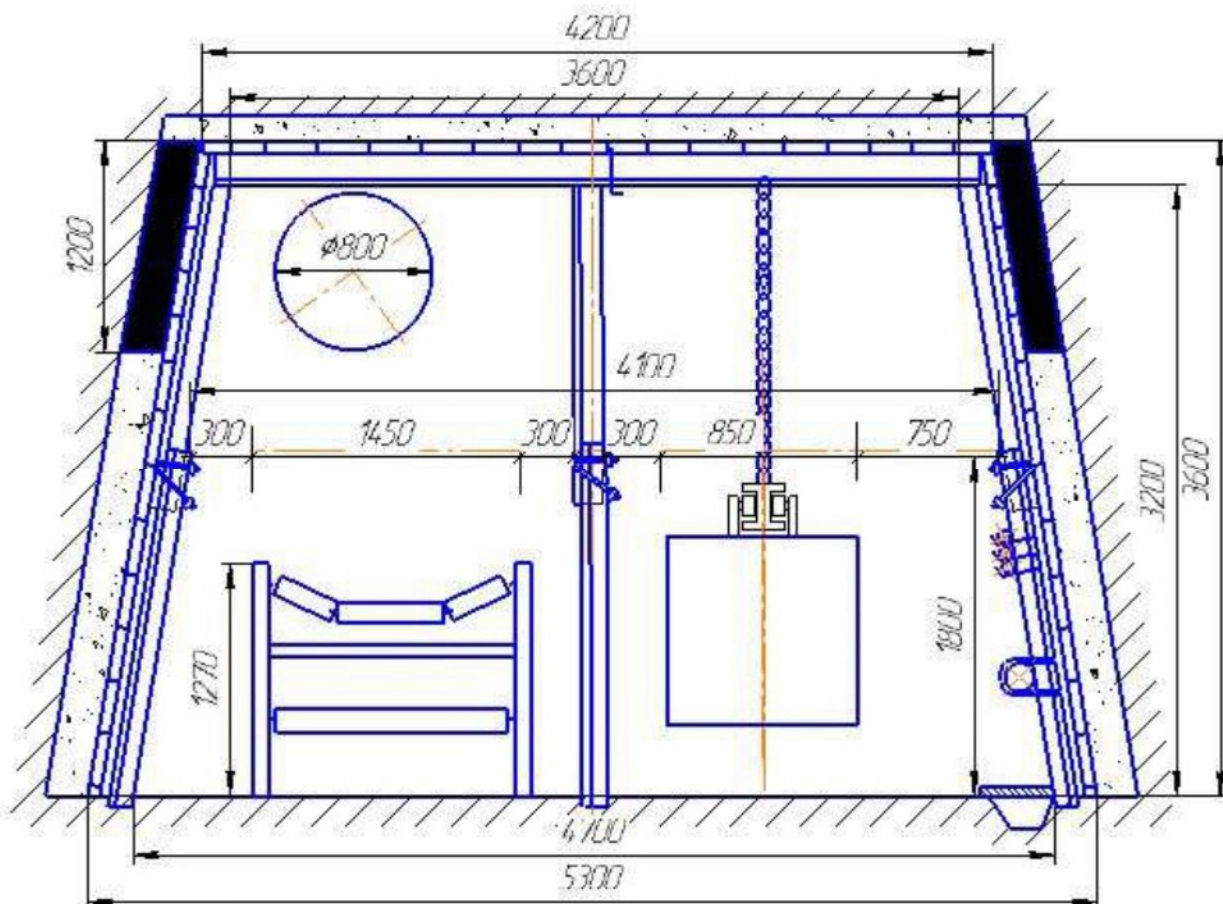


Рисунок 3.1 - Поперечний перетин ухилу при експлуатації

### 3.3 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:

$$Q_{\text{п}} = \frac{1}{\frac{\varphi \cdot \alpha}{Q_{\text{т}}} + \frac{(1-\alpha) \cdot \beta \cdot \varphi}{n_{\text{р}} \cdot P_{\text{п}}}}, \text{ м}^3/\text{год} \quad (3.15)$$

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

$\alpha$  – частка обсягу породи першої фази (0,85-0,9);

$Q_{\text{т}}$  – 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 м<sup>3</sup> / год);  
 $\beta$  – 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:

$$Q_6 = \frac{60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot V_m}{1 + V_m \cdot \sum t}, \text{ м/год} \quad (3.16)$$

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;  
 $\sum t = 1,4$  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.

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

### 3.4 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 напрям, 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 вибою, 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, призводять 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 вибою 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 призводять 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 розклинюють раму кріплення, забиваючи між місцями з'єднання елементів кріплення і стінки вироблення дерев'яні клини (прокладки) і встановлюють міжрамні дерев'яні розпори (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 забутовки роблять одночасно з обох сторін, починаючи знизу. При цьому один - два прохідника подають затяжку і породю.

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 настілки 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 настілення, остаточно перевіряють шлях за допомогою шаблону і рівня і відчувають, 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 рештачного 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.

### 3.5 Розрахунок паспорта БПР

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

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

Визначаємо необхідну довжину шпуру:

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

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

Обсяг підірваної породи:

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

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

За формулою Протождяконова визначаємо питома витрата ВР:

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

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

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.

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

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

Визначимо витрати ВР на цикл:

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

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

Кількість шпурів на заходку:

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



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

Визначимо величину заряду в шпурі:

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

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

Приймаємо по вугіллю 8 шпурів по 1,5 кг (0,3x5) і по породі 16 шпурів по 1,8 кг (0,3x6).

Уточнена витрата ВР:

$$\text{по вугіллю} \quad Q_{\text{зАХ}}^{\text{УТ}} = 8 \cdot 1,5 = 12 \text{ кг}$$

$$\text{по породі} \quad Q_{\text{зАХ}}^{\text{УТ}} = 16 \cdot 1,8 = 28,8 \text{ кг}$$

### 3.6 Провітрювання виробки

Розрахунок витрати повітря по виділенню метану:

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{S \cdot l_{\text{з.тр}}}{K_{\text{т.д.}}} \cdot \left[ \frac{71 \cdot I_{\text{з.п.мак}}}{S \cdot l_{\text{з.тр}} \cdot (c_{\text{мак}} - c_0) + 18 \cdot I_{\text{з.п.мак}}} \right]^2, \text{ м}^3 / \text{хв} \quad (3.17)$$

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

$l_{\text{з.тр}}$  – 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;

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

$c_{\text{мак}}$  – допустима максимальна концентрація метану в призабойном 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:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п.}} \cdot \kappa_{\text{ут.тр.}} = 447 \cdot 1,8 = 805 \text{ м}^3 / \text{мин} = 13,4 \text{ м}^3 / \text{с} \quad (3.18)$$

Кількість повітря, що необхідно подавати до всасу вентилятора:

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot Q_{\text{в}} \cdot \kappa_{\text{р}}, \text{ м}^3 / \text{хв} \quad (3.19)$$

де  $\kappa_{\text{р}}$  – 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:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр.}} \cdot (l_{\text{тр.}} + 20 \cdot d_{\text{тр.}} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр.}} \cdot n_2), \text{ кц} \quad (3.20)$$

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

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

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

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

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

Депресія вентилятора:

$$H_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left( \frac{0,59}{\kappa_{\text{ут.тр.}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа} \quad (3.21)$$

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

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

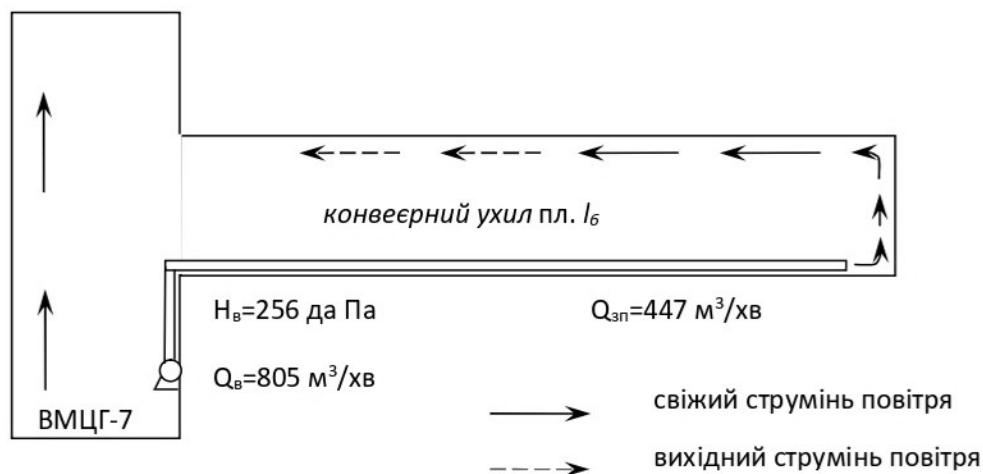


Рисунок 3.2 – Схема провітрювання

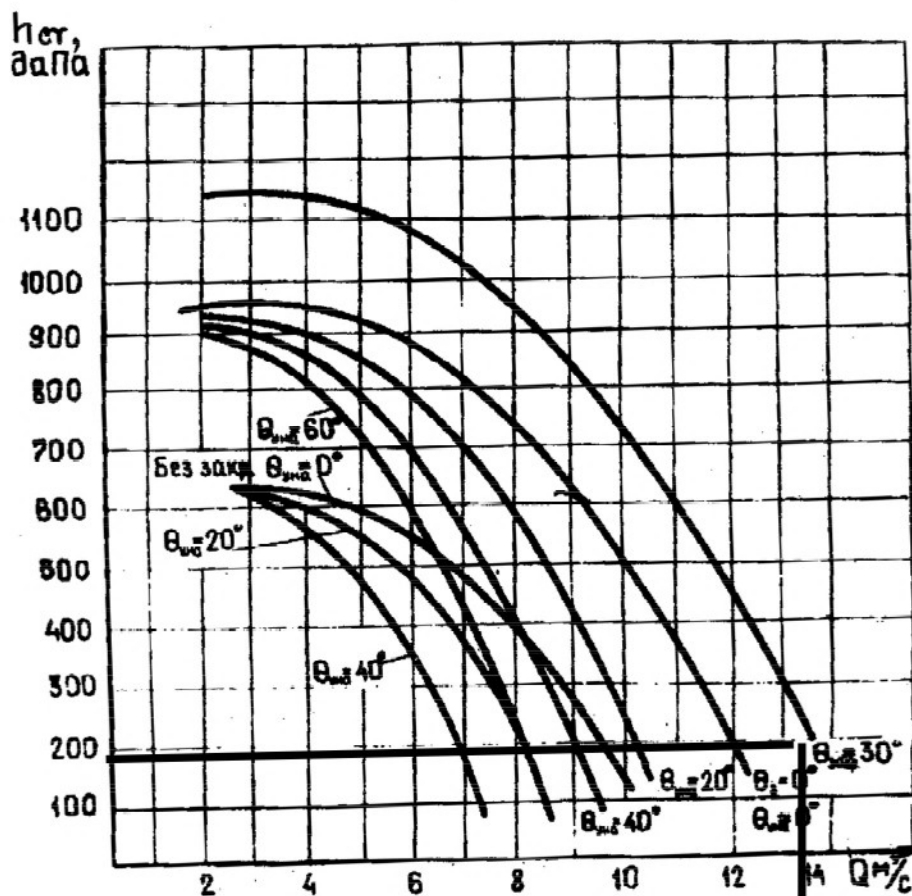


Рисунок 3.3 - Аеродинамічна характеристика вентилятора ВМЦГ-7

3.7 Кріплення конвеєрного ухилу пл.  $l_6$ 

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:

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

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

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

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

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

$$p = p_n \cdot K_n \cdot K_{пр} \cdot b, \text{ кН}$$

де  $p_n$  - 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.

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

Розрахуємо необхідну кількість рам на 1 метр виробки:

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

де  $P_{кр}$  – 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:

$$\Delta \geq U_{кр}$$

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

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

$$1300 \geq 343 \text{ мм.}$$

Умова виконується.

### 3.8 Організація гірничопрохідницьких робіт

Приймаємо буропідривний 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:

$$Q_{бур} = l_{шп} \cdot n_{шп}, \text{ м} \quad (3.22)$$

по вугіллю:

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

по породі:

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

де  $l_{шп}$  – довжина шпурів, м;

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

По прибиранню гірської маси по вугіллю і породі:

$$Q_{уб}^{уг} = l_{зах} \cdot S_{вч} = 2 \cdot 5,3 = 10,6 \text{ м}^3 \quad (3.23)$$

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

За кріпленню виробки:

$$Q_{креп} = \frac{l_{зах}}{n}, \text{ рам} \quad (3.24)$$

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

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

З нарощування вентиляційних труб:

$$Q_{\text{вен}} = 1_{\text{зах}} = 2 \text{ м}$$

Таблиця 3.1 - Витрати праці на цикл

№ п/п	Найменування робіт	Од. вим.	Обсяг робіт	Норма виробітку			Трудовісткість, люд-зм	Обґрунтування
				за збірником	Поправки	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 <sup>3</sup>	10,6	48,2/2 =24,1	1,2;	28,9	0,37	т.23
5	Прибирання породи	м <sup>3</sup>	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:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \frac{\text{м}}{\text{чол-см}} \quad (3.25)$$

де Q обсяг робіт на цикл, м;

∑ T – сумарна трудовісткість робіт, чол-см.

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

Приймаємо явочну чисельність ланки 5 чол.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$k_{пер} = \frac{T_{\phi}}{T_n} = \frac{5,42}{5} = 1,08 \quad (3.26)$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{пз}}{T_{см}} = \frac{6 - 1,8}{6} = 0,7 \quad (3.27)$$

Визначення тривалості операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{выр.i} \cdot k_{пер}}, \text{ час} \quad \left( t_i = \frac{T_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot k_{пер}} \right) \quad (3.28)$$

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;

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

$\alpha$  – 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:



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

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:

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

Добове посування вибою:

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

Місячна швидкість посування вибою:

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

Графік організації робіт наводжу нижче.

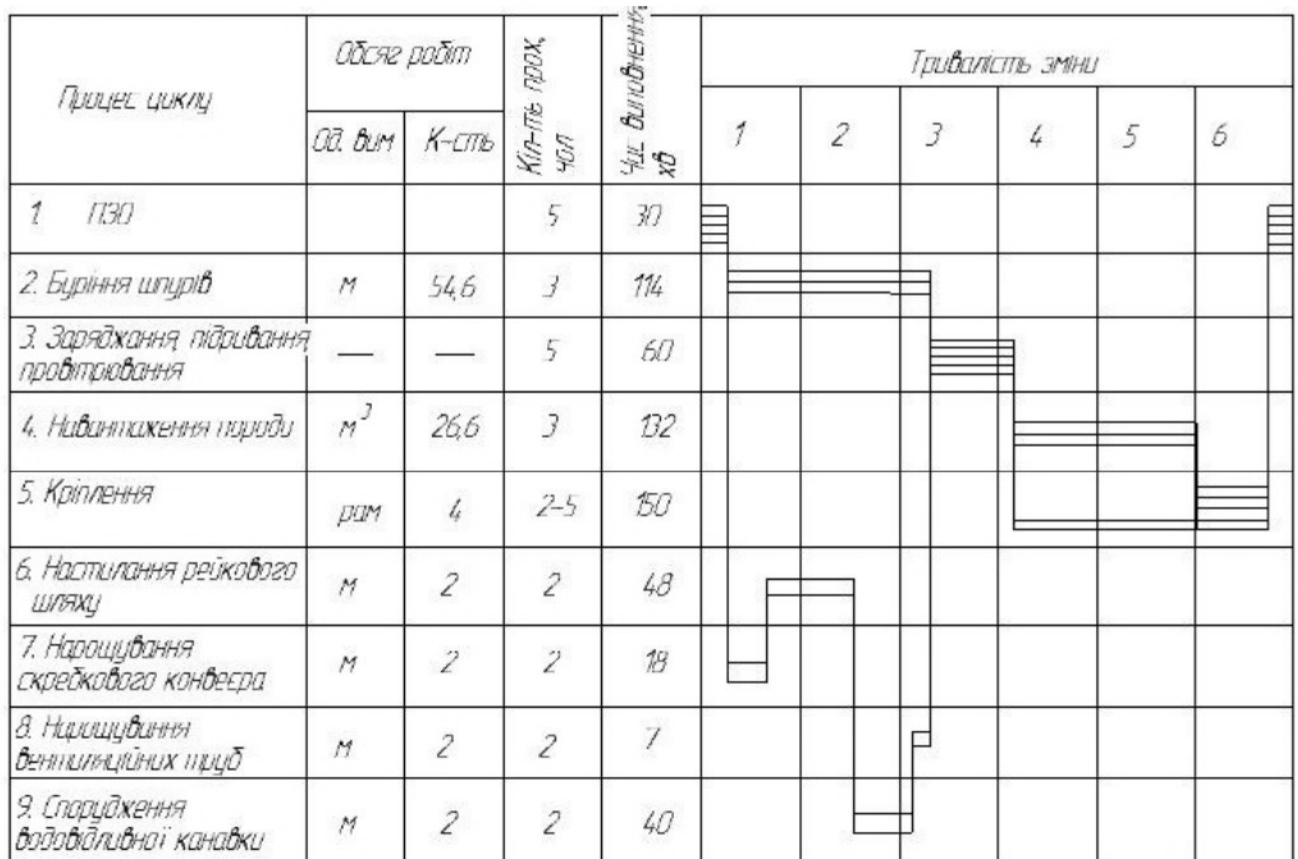


Рисунок 3.4 - Графік організації робіт

### 3.9 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. 3.2.

Таблиця 3.2 - 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. 3.3.

Таблиця 3.3 - Розрахунок витрат за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%), грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Металеве кріплення	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
<b>РАЗОМ</b>							<b>35739,7</b>

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представлені в таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 - 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
<b>Разом вартість розрахованих матеріалів</b>	<b>250692,85</b>
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	37603,92
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	35739,7
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	4500
<b>Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці</b>	<b>328536,47</b>



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 споживаній на ділянці електроенергії слід розрахувати за формулою:

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

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;

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

0,95 - ККД мережі.

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

*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. 3.5).

Таблиця 3.5 - Розрахунок доплат за роботу в нічний час робітникам і спеціалістам ділянки

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів ділянки	Тарифна ставка годинна, грн	Доплата до першої години нічного часу (40% від годинної ставки)	Явочна чисельність у 3 і 4 зміну, чол	Кількість нічних годин в зміну	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівниками дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	у місяць	
Машиністи гірничих виїмкових машин	101,1 101,1	40,4 40,4	2 14	4 4	8 56	168 1400	6787,2 56560,0
Прохідники	75,8	30,3	2	4	8	168	5090,4
Електрослюсарі							
Машиністи підземних установок	75,8 67,3	30,3 27,0	2 2	4 4	8 8	168 168	5090,4 4536,0
Гірники							
<b>Разом робочим</b>	-	-	-	-	-	-	<b>78064,0</b>
Начальник дільниці	158,7	63,5	1	4	4	24	1524,0
Зам. поч. ділянки	144,0	57,6	1	4	4	24	1382,4
Пом. поч. ділянки	125,0	50,0	1	4	4	24	1200,0
Механік ділянки	121,0	48,4	1	4	4	24	1161,6
Гірничі майстри	113,7	45,5	2	4	8	48	2184,0
<b>Разом керівникам і фахівцям ділянки</b>	-	-	-	-	-	-	<b>7452,0</b>
<b>ВСЬОГО</b>	-	-	-	-	-	-	<b>85516,0</b>

*Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців ділянки*

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців підготовчого ділянки в шахті від ствола до місця роботи на ділянці і назад здійснюється в розмірі 22,9 грн за кожен годину пересування. Явочна чисельність робітників ділянки прийнята згідно розрахунку, гірничих майстрів - відповідно до встановленого добовим режимом роботи підготовчого вибою. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.6).

Таблиця 3.6 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів ділянки	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чол	Кількість днів роботи ділянки, 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
<b>Разом робочим</b>					
Начальник дільниці	22,9	1,0	1	10	229,0
Зам. поч. ділянки			1	10	229,0
Пом. поч. ділянки			1	10	229,0
Механік ділянки			1	10	229,0
Гірничі майстри			3	75	1717,5
<b>Разом керівникам і фахівцям ділянки</b>					<b>2633,5</b>
<b>ВСЬОГО</b>					<b>19808,5</b>

*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;

$N_{вих}$  - планова кількість виходів на місяць бригадира прохідників (22);

$D$  - розмір доплат за керівництво бригадою (15%).

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

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:

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



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

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

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

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

*Розрахунок місячного фонду заробітної плати робітників ділянки*

Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.7), 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:

$$\Phi_{пр}^{prox} = P_k \cdot V_{мес}, \text{ грн}$$

де  $P_k$  - комплексна розцінка, грн.

Фонд прямої заробітної плати почасово оплачуваних робочих ділянки 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 3.7 - Місячний фонд заробітної плати робітників ділянки

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
<b>Разом робчим</b>	-	-	252649,6	71276,8	-	48588,7	12022,5	5004,5	<b>389542,1</b>

*Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів ділянки*

До складу місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів ділянки 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 ділянки 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. 3.8).

Таблиця 3.8 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів ділянки

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в ночн. час	Допл. за нормат. час пересування, грн	Газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
Поч. ділянки	20948,4	1	20948,4	1524,0	229,0	-	43659,8
Зам. поч. ділянки	19000,0	1	19000,0	1382,4	229,0	-	39621,4
Пом. поч. ділянки	16500,0	1	16500,0	1200,0	229,0	-	34439,0
механік ділянки	16000,0	1	16000,0	1161,6	229,0	-	33400,6
гірські майстра	15000,0	3	45000,0	2184,0	687,0	-	62901,0
<b>РАЗОМ</b>			117448,4	7452,0	1603,0		<b>214021,8</b>

Загальний місячний фонд заробітної плати робітників, керівників і фахівців ділянки 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 ділянки, прийняті в розмірі 1% від прямої заробітної плати робітників ділянки, 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 ділянки 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 ділянки, 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 ділянки: прохідницькі комбайни, навантажувальні машини, бурильні установки, маневрові лебідки, крепеустановщікі, 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 3.9.

Таблиця 3.9 - 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
<b>РАЗОМ</b>	-	-	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 3.10.

Таблиця 3.10 - 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
<b>РАЗОМ</b>	<b>1369552,37</b>	<b>11180,0</b>

### 3.10 Застосування способу АРНЗ при спорудженні ухилу пл. $l_6$ гор. 650 м

Проектування робіт по запобіганню зривання підшви і підвищенню стійкості капітальних гірничих виробок способом АРНЗ буде здійснюватися відповідно до технологічних схем, розробленими КГМІ.

Геомеханічна сутність способу АРНЗ полягає в управлінні стійкістю гірничої виробки за рахунок цілеспрямованої зміни напруженого стану та міцності порід масиву в її околиці. Перерозподіл напруг навколо виробки забезпечують зміною її форми шляхом розвантаження порід вибухом камуфлетних зарядів вибухової речовини. В результаті в породному масиві утворюють роздроблену зону розвантажених від напружень порід із заданим ступенем тріщинуватості. В утворені вибухом штучні тріщини нагнітають зміцнюючий розчин, який замонолічують розвантажені блоки порід, що призводить до утворення потужної породонесущей конструкції, здатної повністю запобігти проявам гірського тиску.

Спосіб АРНЗ відноситься до активних методів забезпечення стійкості виробок, комплексно впливає на напружений стан і міцність гірських порід, і дозволяє:

- підвищити стійкість породного контуру виробки в цілому, створити потужний зворотний звід з вантажонесучою здатністю до 5 МПа і запобігти зриванню порід підшви;
- знизити трудомісткість робіт, підвищити продуктивність праці працівників в порівнянні з традиційними зворотними склепіннями, механізувати всі технологічні операції;
- істотно знизити матеріаломісткість зворотного склепіння кріплення за рахунок незначної витрати зміцнюючого розчину (5-10% від обсягу зміцнюючих породи), виключити застосування металу;

– забезпечити поєднання або незалежність операцій зі спорудження зворотного склепіння з проведенням виробки, в результаті чого збільшити швидкість її споруди.

Технологія робіт за способом АРНЗ розроблена для наступних основних варіантів спорудження капітальних виробок:

– горизонтальні виробки, що проводяться буропідривним способом з виконанням активного розвантаження порід підпошви у вибої одночасно з веденням буропідривних робіт з проходки, ін'єкційне зміцнення ведеться з технологічним відставанням від прохідницького вибою.

– горизонтальні виробки, що проводяться комбайновим способом з подальшим розвантаженням порід підпошви заходками з технологічним відставанням від вибою. Зміцнення ведеться безпосередньо за розвантаженням порід.

– раніше пройдені похилі виробки з розвантаженням порід підпошви заходками і подальшим ін'єкційним зміцненням порід від низу до верху.

– горизонтальні виробки, пройдені в умовах підвищених напружень і навантажень на кріплення з розвантаженням порід заходами в боках і підпошві з наступним зміцненням боків і підпошви.

Виходячи з цього спосіб АРНЗ слід застосовувати в капітальних, горизонтальних і похилих (до 20°) гірничих виробках, вузлах сполучень і камерах перетином до 40 м<sup>2</sup> з тривалим терміном служби поза зоною шкідливого впливу очисних робіт, коли основною причиною здимання є гірський тиск, що викликає руйнування і видавлювання порід у виробку.

Спосіб запобігання здимання можна застосовувати як для виробок, що знову споруджуються при їх проходці, так і під час їх експлуатації, коли неприпустимий зсув підпошви обумовлений зміною гірничотехнічної обстановки (взаємовплив виробок, вплив очисних робіт та ін.), А також після підривання і перекріплення. Спосіб технологічно добре поєднується з усіма відомими конструкціями кріплення гірничих виробок і не вимагає їх зміни.

3.10.1 Розрахунок геомеханічних параметрів способу АРНЗ при спорудженні конвеєрного ухилу пл.  $l_6$  гор. 650 м

Для коректного застосування способу АРНЗ необхідно розрахувати наступні геомеханічні параметри способу: прогнозовані зміщення порід підпошви виробки, розрахункове навантаження з боку гірського масиву на зворотний звід, розміри області розвантаження, зміцнення порід і грузонесучу здатність зворотного зводу.

Прогнозовані зміщення порід підпошви для капітальних і основних підготовчих виробок будемо визначати відповідно до БНіП II-94-80. При наявності у виробці води розрахунковий опір порід (масиву) стиску будемо визначати при повному їх вологонасиченню за формулою:

$$R_c = R \cdot k_c \cdot k_b \quad (3.29)$$



де  $R$  - міцність породи при одноосьовому стисканні в зразку, МПа;  
 $k_c$ ,  $k_b$  - коефіцієнти, що враховують відповідно зниження міцності порід за рахунок порушеності і обводнення масиву.

$$R_c = 50 \cdot 0,8 \cdot 0,7 = 28$$

Величина прогнозованих зміщень підоскви, розрахована раніше перевищує допустиму, що підтверджено побудовою паспорта стійкості виробки, тому для попередження здійснення необхідно передбачати зворотне склепіння з розвантаженням і зміцненням порід.

Розрахункове навантаження на зворотний звід  $P$  приймаємо 1,2 МПа.

Необхідну мінімальну грузонесучу здатність зворотного зводу визначимо за формулою:

$$[P] = m \cdot P \quad (3.30)$$

де  $m$  - коефіцієнт умов роботи, що приймається для приствольних дворів і головних розкривних виробок рівним 1,2, для інших – 1,1.

$$[P] = 1,2 \cdot 1,2 = 1,44 \text{ МПа}$$

Глибину зони зміцнення визначимо за графіками (рис. 3.5) для цього спочатку глибину зони зміцнення слід визначати відповідно до необхідної грузонесучої здатності зворотного склепіння ( $[p] = 1,5$  МПа) і міцністю затампованих порід ( $R_y = 50 \cdot 0,35 = 18$  МПа) для даної ширини виробки ( $2a = 4,1$  м), а потім встановлювати масу заряду ВР у шпурі для розвантаження порід підоскви ( $q_3 = 0,54$  кг.), яку необхідно округлити до найближчої більшої величини, кратної масі патрона ( $q_3 = 0,6$  кг.) і знову визначити глибину зони зміцнення, відповідну розрахунковій масі заряду. Дана глибина зони зміцнення після уточнення складе  $h_y = 2,5$  м. (див. рис. 3.5).

На цьому ж графіку вказані граничні мінімальні значення глибини зміцнення  $h_y^{\min}$ . Якщо глибина зони зміцнення з умов граничної рівноваги буде менше  $h_y^{\min}$ , то необхідно вибирати таку масу заряду, щоб розрахункова глибина зони зміцнення була більше її мінімального значення.

Після вибору глибини зміцнення  $h_y$  слід перевірити виконання умови міцності зворотного склепіння з розвантажених і зміцнених порід за формулами:

$$\text{при } h_y \leq 0,5a \quad [P] = 0,5 \cdot R_y \left( \frac{h_y}{a} \right)^2 > P \quad (3.31)$$

$$\text{при } h_y \geq 0,5a \quad [P] = R_y (0,5 h_y / a - 0,125) > P \quad (3.32)$$

$$\text{т.я. } h_y = 1,8 \leq 0,5 \cdot 4,1 = 2,1 \text{ то } [P] = 0,5 \cdot 18 (2,1/4,1)^2 = 2,4 > 1,5$$



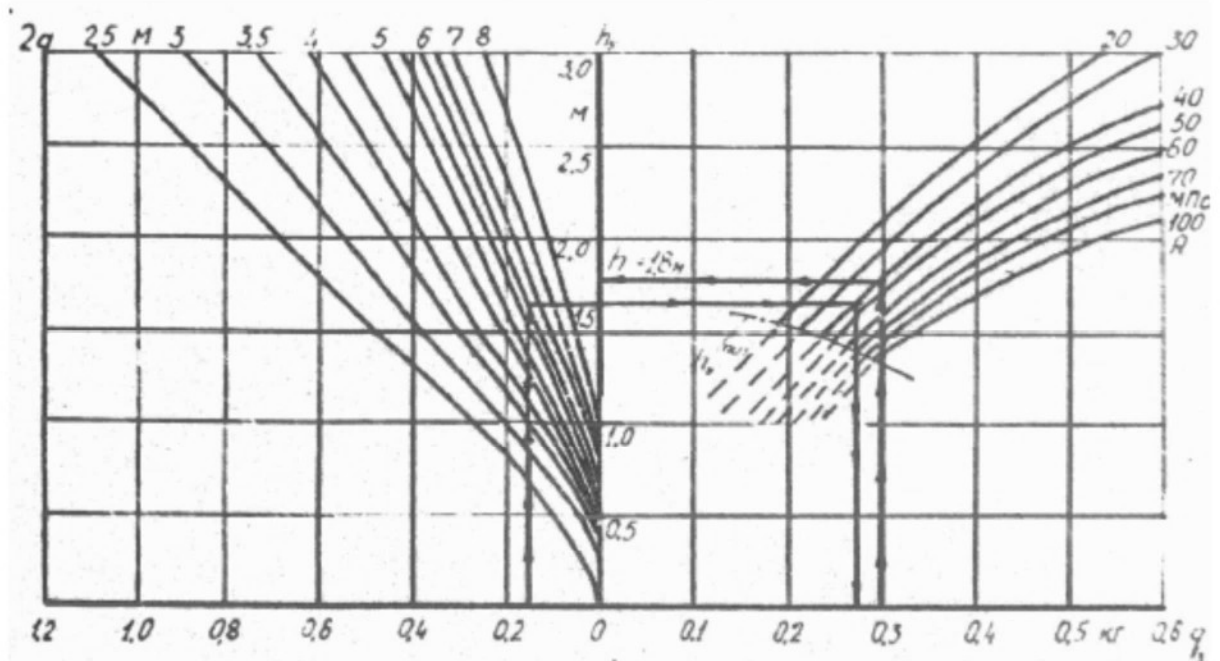


Рисунок 3.5 – Номограма для визначення глибини зони зміцнення і маси заряду ВР для розвантаження порід

У нашому випадку умова виконується. Якщо умова не виконується, необхідно збільшити  $h_y$  або  $R_y$ .

Параметри БПР для розвантаження порід підоснови виробки від напружень (число, глибина і схема розташування шпурів) будемо визначати з умов необхідного тріщиноутворювання в зміцнюючій зоні і дотримання принципу камуфлетного вибуху за емпіричними формулами для усереднених радіусів зон необхідного дроблення  $r_d$  і тріщинуватості  $r_{тр}$  порід від вибуху:

$$r_d = 2,5 \sqrt[3]{\frac{q_3}{R}} \quad r_{тр} = \eta \sqrt[3]{\frac{q_3}{R}} \quad (3.33)$$

$$r_d = 2,5 \sqrt[3]{\frac{0,3}{50}} = 0,45 \text{ м}$$

$$r_{тр} = 7 \sqrt[3]{\frac{0,3}{50}} = 1,3 \text{ м}$$

Параметри паспорта БПР будемо визначати за формулами:  
Глибина шпурів для розвантаження порід:

$$l_p = h_y - \sqrt{\beta_d} \cdot r_d \quad (3.34)$$

$$l_p = 2,1 - \sqrt{0,6} \cdot 0,45 = 1,75 \text{ м,}$$

Відстань між зарядами

$$d = \frac{\omega \cdot r_{\text{тр}}}{\sqrt{2\beta_{\text{тр}}}}, \quad (3.35)$$

$$d = \frac{1,5 \cdot 1,3}{\sqrt{2 \cdot 0,7}} = 1,65 \text{ м}$$

Кількість шпурів в перерізі виробки для розвантаження порід:

$$n_p = \frac{2a}{d_p} + 1, \quad (3.36)$$

$$n_p = \frac{2 \cdot 4,1}{1,65} + 1 = 6$$

Глибина зони розвантаження:

$$h_p = 1,2l_p + \sqrt{\beta_{\text{тр}}} \cdot r_{\text{тр}}, \quad (3.37)$$

$$h_p = 1,2 \cdot 1,75 + \sqrt{0,7} \cdot 1,3 = 3,2 \text{ м}$$

де  $\beta_d$  та  $\beta_{\text{тр}}$  - коефіцієнти, що враховують анізотропію міцності властивостей порід і відповідно відхилення зон дроблення і тріщиноутворення від окружності і визначаються за табл. 3.11;

$\omega$  - коефіцієнт, що враховує взаємодію суміжних зарядів вибухової речовини, який визначається за табл. 3.11.

Таблиця 3.11 - Експериментальні значення коефіцієнтів  $\beta$  та  $\omega$

Найменування породи	$\beta_d$	$\beta_{\text{тр}}$	$\omega$
аргіліт	0,5	0,6	1,4
алевроліт	0,6	0,7	1,5
пісковик	0,7	0,8	1,6

Крайні заряди вибухової речовини (ВР) слід розташовувати на продовженні лінії стінки виробки. Глибину середніх шпурів приймати на 20% більше розрахованої за формулою. Кількість шпурів в перерізі виробки необхідно округляти до найближчого цілого значення, а потім уточнити відстані між зарядами ВР і гирлами шпурів.

Обрані параметри БВР слід перевірити дослідним підриванням, орієнтуючись на відсутність воронки викиду і підняття підшоши після вибуху, необхідна величина якого приведена у табл. 3.12.

Таблиця 3.12 - Необхідну підняття підшоши виробки після вибуху

Глибина зони розвантаження $h_p$ , м	1,4 – 1,8	1,8 – 2,5	2,5 – 3,5	3,5 – 4,5	4,5 – 5,5
Підняття підшоши $\delta$ , см	6 - 7	7 - 9	9 - 11	11 - 13	13 - 15

Технологічні параметри зміцнення розвантажених від напружень порід (тип і склад розчину, число, глибина і схема розташування шпурів) будемо визначати за формулами: глибина тампонажних шпурів:

$$l_y \geq 0,8h_y \quad (3.38)$$

$$l_y = 0,8 * 2,1 = 1,68 \text{ приймаємо значення рівним } 1,7 \text{ м.}$$

Горизонтальна відстань від стінки виробки до контуру зони зміцнення:

$$c_y = r_d / \sqrt{\beta_d}, \quad (3.39)$$

$$c_y = 0,45 / \sqrt{0,6} = 0,35 \text{ м,}$$

Відстань між тампонажними шпурами:

$$d_y = \eta \cdot 2(a - c_y) / h_y, \quad (3.40)$$

$$d_y = 1,0 \cdot 2(4,1 - 0,35) / 2,1 = 3,6 \text{ м}$$

де  $\eta$  - коефіцієнт, що враховує розтікання розчину по тріщинах і приймається для розчинів з водоцементним співвідношенням 2:1; 1:1; 1:2 відповідно рівним 1,2; 1,0; 0,8.

Число тампонажних шпурів в перерізі виробки будемо визначати по табл. 3.13 в залежності від відносної глибини зони зміцнення:

$$h = h_y / 2a = 2,1 / 2 \cdot 4,1 = 0,26 \quad (3.41)$$

Відповідно до табл. 3.13 приймаємо 3 шпура в перерізі виробки.

Розміщувати тампонажні шпури в підшосві виробки слід рівномірно, щоб вони не потрапляли в ті ж точки, де знаходилися розвантажувальні шпури.

Таблиця 3.13 - Параметри зони зміцнення і тампонажних шпурів

Відносна глибина зони зміцнення, $h$ , м	Число тампонажних шпурів в перерізі виробки, шп.
від 0,25 до 0,5	3
від 0,5 до 1,0	2
більш 1,0	1

Витрата тампонажного розчину на 1 метр виробки будемо визначати за формулою:

$$V_p = 3h_y(a - c_y) \cdot k_{\text{тп}} \quad (3.42)$$

$$V_p = 3 \cdot 2,1 \cdot (4,1 - 0,35) \cdot 0,1 = 2,4 \text{ м}^3$$

Орієнтовно витрата розчину можна визначити за середньою величиною підняття підшви виробки після вибуху за формулою:

$$V_p = 3 \cdot \delta \cdot a = 3 \cdot 0,1 \cdot 4,1 = 1,23 \text{ м}^3 \quad (3.43)$$

Приймаємо витрата розчину рівним 1,5 м<sup>3</sup>.

### 3.10.2 Матеріали та обладнання для розвантаження і зміцнення порід

Вибір вибухових речовин і засобів ініціювання для виконання робіт по розвантаженню порід підшви будемо здійснювати відповідно до вимог "Єдиних правил безпеки при вибухових роботах" [21]. Приймаємо таку ж ВР, яка використовується для проведення виробки - Амоніт Т-19.

Для зміцнення порід будемо використовувати цементно-піщані розчини, здатні набирати міцність у воді. З цементів передбачається застосовувати пластифікований портландцемент або шлакопортландцемент марки не нижче 400 (ДЕРЖСТАНДАРТ 10178-92).

Для замішування розчину повинна застосовуватися вода згідно ДЕРЖСТАНДАРТ 4797-92, має показник рН не менше 4 і містить сульфатів в перерахунку на SO<sub>4</sub> не більш 2700 мг/л.

При виборі рецептури розчину передбачається мінімальна кількість води, необхідне для надання розчину необхідної рухливості, яка визначається величиною розпливання стандартного конуса (не менше 10 см).

В якості наповнювача рекомендується використовувати мало- і середньозернисті піски про модулем крупності до 1 мм і містять не більше 2% домішок глини або пилоподібних фракцій. Перед приготуванням розчину пісок бажано просівати.

Для прискорення процесу тужавіння і твердіння тампонажного розчину, особливо при наявності води в підшві виробки, в нього слід додавати хлористий

кальцій (ДЕРЖСТАНДАРТ 450-77) або рідке скло в кількості 2-3% від ваги цементу.

Під час розмокання породи, коли їх міцність при повному вологонасиченні знижується більш ніж на 20%, їх слід піддати попередній обробці водними розчинами поверхнево-активної речовини (ПАР). Рекомендуються до застосування неіоногенні ПАР (поліоксіетіленової ефіри френола, крезолу, алкілфеноли, алкілнафтал у вигляді водного розчину з вмістом 0,1-0,15% по масі з витримкою в часі 3-6 годин.

Витрата компонентів для прийнятого складу цементно-піщаного розчину наведена в табл. 3.14.

Таблиця 3.14 - Витрати компонентів тампонажного розчину

Склад тампонажного розчину	Витрата компонентів для приготування 1м <sup>3</sup> тампонажного розчину, кг (м <sup>3</sup> )	
	Вода	Цемент
1 : 1	570 (0,57)	570 (0,46)

Буріння шпурів по проекту передбачаємо виробляти звичайним серійним обладнанням - ручними електросвердлами СЕР-19М. Під час буріння шпурів по інтенсивно зруйнованим породам гирло шпuru передбачається обсаджувати трубами.

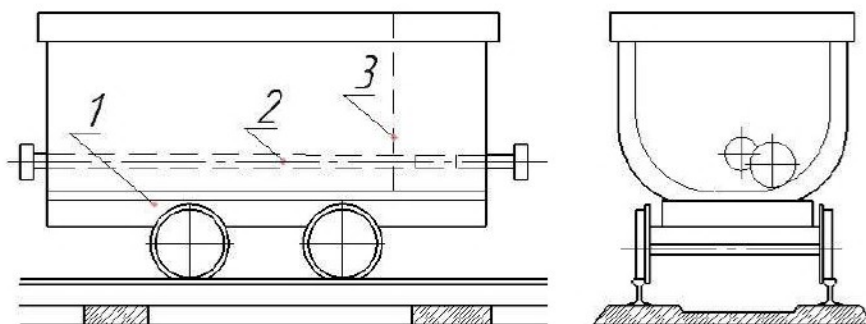
Розчин для зміцнення порід підшви передбачається готувати в пересувних розчинозмішувачах і турбулентних змішувачах, що входять до складу ін'єкційних установок, безпосередньо на місці проведення робіт.

Для виконання робіт по нагнітання цементно-піщаного розчину в зруйновані породи підшви застосовуються сита, розчинонасоси, шланги, труби, ін'єктори та ін.

Турбулентні змішувачі та розчинонасоси є агрегатами ін'єкційної установки, для забезпечення мобільності якої її агрегати змонтовані на базі, що має колісний хід.

Для приготування якісних розчинів в підземних виробках слід застосовувати турбулентні змішувачі конструкції, серійно випускаються Новосибірським заводом строїельних машин. Найкращий змішувач типу СБ-43 Б. Для приготування розчину також можна також використовувати змішувальні машини 2СНН-20, СНН-20, БМП-20, або вакуумно-гідролічні мішалки, що діють на принципі гідравлічного елеватора. При відсутності вищевказаних змішувачів для приготування розчину можуть бути використані лопатеві і турбулентні розчинозмішувачі або розчинозмішувачі, виготовлені на базі шахтної бадді або вагонетки з глухим дном, обладнані лопатевим або шнековим змішувачем від пневмо- або електродвигуна. Крім того, перемішування розчину при малих обсягах робіт можна здійснювати стисненим повітрям, для чого на дно вагонетки укладають перфоровані труби (рис. 3.6).





1-вагонетка; 2-перфорована труба  $\varnothing 2'$ ; 3- фільтруюча перегородка з отв. 4-5мм.

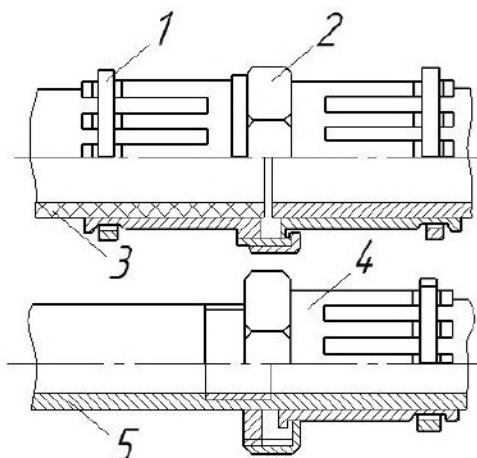
Рисунок 3.6 - Схема пристрою вагонетки змішувача, що працює на стисненому повітрі

Перед приготуванням розчину для відділення з піску великих частинок сторонніх предметів його слід просівати через сита з розміром вічка не більше 5 мм або з допомогою вібросит типу і С-720, встановлених на поверхні.

Для транспортування і нагнітання розчину в зруйновану породу підосви слід застосовувати поршневі грязьові насоси, призначені для промивання свердловин. Перевагу слід віддавати насосу ГР-16/40, який при порівняно малих габаритах дозволяє плавно в широкому діапазоні змінювати продуктивність під навантаженням, що розширює можливості тампонажу. Для більш надійної роботи насосів рекомендується замінювати тарілчасті клапани кульовими, при яких в меншій мірі засмічуються гнізда клапанів.

Для нагнітання розчину, крім того, можна застосовувати швидкохідні плунжерні насоси НБЗ-120/40, НГП-1, 1НБ-7Э і ін., плунжерні розчинонасоси С-683, С-263 і ін., діафрагмові розчинонасоси СО-29, СО-30, СО-10, розчинонасоси С-854, С-855, С-856, РКН-1 та ін. Крім нагнітачів механічної дії, для нагнітання розчину можна використовувати машину ПМБ-2Е конструкції Криворізької філії ВВПМШСа, растворагнетатель РНШ, сконструйований ЦНІПодземмашем та інше обладнання, засноване на пневматичному способі нагнітання розчину.

Для транспортування розчину від насоса до ін'єкторів, а також в якості гнучких елементів розчинопроводів передбачені гумовотканинні рукава (ДЕРЖСТАНДАРТ 10362-63, МРТУ 38-10557-73). Під час продуктивності насоса до  $6 \text{ м}^3/\text{год}$  рекомендується застосовувати рукава з внутрішнім діаметром 36 мм і 51 мм, а при продуктивності понад  $6 \text{ м}^3/\text{год}$  62 и 70 мм. Для з'єднання окремих ланок труб і рукавів між собою рекомендується швидкокороз'ємне цангові з'єднання конструкції ЦНІИОМТП, при якому всередині труб немає виступаючих частин, що перешкоджають руху розчину (рис. 3.7).

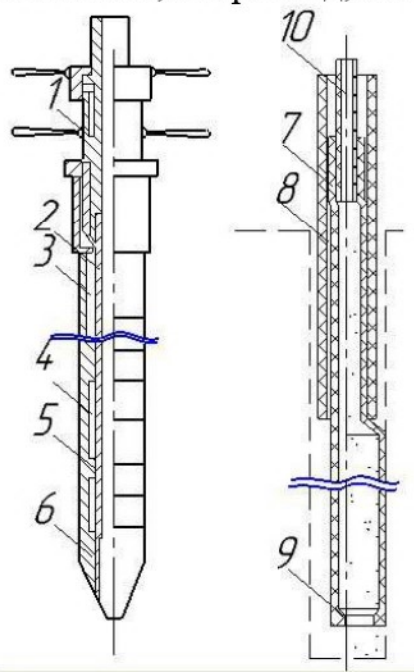


1 - хомут; 2 - накидна гайка; 3 - гумотканинний рукав;  
4 - цангова муфта; 5 - стальна труба

Рисунок 3.7 - Швидкозйомне цангове з'єднання ЦНПОМТП

В якості запірної арматури слід використовувати сталеві конусні й кульові крани по ДЕРЖСТАНДАРТ 9702-77.

Для подачі розчину в зруйновані породи підешви необхідно використовувати ін'єктори (кондуктори) багаторазового використання, що забезпечують донну схему нагнітання, наприклад, конструкції КГМІ (рис. 3.8).



1 – головка; 2 – внутрішня труба; 3 – зовнішня труба; 4 – кільце;  
5 – еластичний ущільнювач; 6 - накінецьник; 7 – гнучкий нерозтяжний шланг;  
8 - внутрішня еластична трубка; 9 - клапан; 10 - жорсткий патрубок.

Рисунок 3.8 - Ін'єктор (кондуктор багаторазового використання)

### 3.10.3 Технологія і організація робіт з активного розвантаження і подальшого зміцнення порід підшоши. Контроль якості робіт

Процес зведення зворотного склепіння з розвантажених і зміцнених порід включає наступні операції:

- буріння шпурів для розвантаження підшоши від напружень;
- підривання зарядів вибухової речовини в підшошві виробки;
- буріння тампонажних шпурів по розвантаженим породам підшоши;
- приготування тампонажного розчину і нагнітання його в розвантажені породи;
- контроль якості і приймання робіт.

Роботи щодо запобігання здимання порід підшоши гірничих виробок виконуються безпосередньо при спорудженні ухилу пл.  $l_6$  гор 650 м відповідно до типової технологічної схеми №1, параметри якої найбільше відповідають проведеним вище розрахунку. Перетин і поздовжній розріз виробки з розстановкою технологічного обладнання під час виконання робіт за способом АРНЗ наведені на листі креслень.

Буріння шпурів і підривання зарядів ВР проводиться одночасно з буропідривними роботами у вибої (при відсутності води в виробці) або окремими заходками, довжиною 10-15 м поза зоною розташування технологічного обладнання, тобто з відставанням від вибою на 20-30 м. Шпури перед заряджанням необхідно очистити від бурової дрібниці, забійку виконувати глиняними пижами, а потім засипати шпур піском, граншлак або виконати гідронабійки шляхом заливки шпурів водою. Підготовлені до вибуху шпури і заряди підривають в один прийом.

Після вибухових робіт ділянка підшоши повинна бути ретельно оглянута особою технічного нагляду (гірничим майстром) спільно з майстром-підривником на можливість наявності відмовили зарядів.

Заряди що відмовили визначаються по відсутності регламентованого підйому порід підшоши, незруйнованим гирлам шпуру і відсутності навколо нього тріщин, ліквідацію відмов проводити відповідно до п. 30 ЄПБ.

Роботи по зміцненню передбачено виконувати окремими заходками в міру розвантаження порід. Технологічний розрив у часі між розвантаженням і зміцненням порід не повинен перевищувати 7 діб.

Буріння тампонажних шпурів на підірваній ділянці підшоши виробки вести відповідно до розробленого паспортом, шпури очистити від бурової дрібниці і закрити дерев'яними пробками. Перед зміцненням порід в тампонажні шпури встановити ін'єктори і ущільнити їх по всій довжині.

До приготування розчину приступати після перевірки справності обладнання і розчинопідводячої мережі. Складові для приготування розчину заготовити заздалегідь і складувати на місці установки розчинозмішувача і ін'єкційної установки.

Для зміцнення застосовувати затискний або полуціркуляційний спосіб нагнітання, тиск нагнітання не повинен становити більше 0,3-0,5 МПа.



Початкову концентрацію зміцнюючого розчину, виходячи із значення коефіцієнта тріщиноватості порід в зоні розвантаження, призначимо рівною 1:1.

Нагнітання розчину будемо вести за такою схемою, коли тампонажні шпури бурять на повну глибину зони зміцнення, а ущільнювачі ін'єктора розташовують по всій довжині шпуру.

Починати нагнітання будемо з подачі розчину більш рідкої консистенції, а потім перейдемо до оптимального співвідношення. Якщо при нагнітанні спостерігається перевитрата розчину на один шпур, то необхідно згустити його до максимальної консистенції або зробити перерву в нагнітанні.

Зміцнення зруйнованих порід виконувати безперервно до повного заповнення тріщин і пустот в підшві виробки у межах заходки або слідом за посуванням вибою. Нагнітання в окремі тампонажні шпури припиняти після заповнення тріщин в межах радіусу поширення странения розчину і ізливання його на поверхню підшви виробки шаром 2-3 см. При появі розчину в неробочих шпурах їх необхідно ущільнити, наприклад, ін'єктором. Витрата розчину в першому шпуре на заходці вище, ніж на інших.

Контроль за нагнітанням розчину в процесі роботи будемо здійснювати по тиску нагнітання, витраті розчину і радіусу його ізливання на підшві виробки. Перевищення робочого тиску понад 0,5 МПа можливо при закупорці розчинопроводів, погану якість робіт по розвантаженню порід і попаданні кінця ін'єктора в монолітний масив. У цих випадках слід:

- усунути причину закупорки і промити розчинопровід;
- провести якісне підривання порід;
- підняти ін'єктор вгору на 0,5 м і продовжити нагнітання послідовними ділянками.

На найбільш відповідальних ділянках виробок, де необхідно досягти підвищеної якості робіт по зведенню зворотного склепіння, зміцнення порід слід проводити дві стадії. Спочатку в підшві виробки на розвантаженій ділянці довжиною і з сіткою 1,0-1,5 м бурити шпури і виконувати нагнітання розчину, створюючи тим самим приконтурну зону зміцнених порід. Потім, після схоплення розчину, по центру бурити шпури на повну глибину з кроком 5-10 м. Після цього під тиском 1,0-1,2 МПа нагнітають зміцнюючий розчин в глиб зруйнованих порід.

В процесі нагнітання не допускати перерв у подачі розчину тривалістю більше 20 хв. При вимушених перервах слід періодично включати насос на 3-5 сек, а при перервах більше 30 хв. від'єднувати шланги від ін'єкторів і організувати циркуляцію розчину. Після закінчення робіт ін'єкційну установку і трубопроводи потрібно ретельно промити водою під тиском зі скиданням використаної води в водовідливну канавку або спеціальну вагонетку.

У процесі виконання робіт щодо запобігання здійснення порід ґрунту виробок і після їх закінчення слід контролювати якість буропідривних робіт; якість розчину і його складових; режим і якість нагнітання розчину в зруйновані породи; міцність тампонажного каменю, гірських порід і ступінь зміцнення після тампонажу.

Для контролю якості робіт щодо запобігання обдимання порід слід розробити в складі проекту виконання робіт карту операційного контролю якості. Контроль якості розчину і його складових при централізованому виготовленні повинен здійснюватися спеціалізованими лабораторіями.

Контроль буропідричних робіт зводиться до перевірки їх відповідності паспорту БПР і схемою зміцнення. Результати щозмінного контролю необхідно зводити в журнал виробництва робіт по розвантаженню порід підосви виробки. Якість камуфлетного вибуху слід оцінювати за результатами замірів підняття порід за рахунок їх розпушення, яке повинно бути рівномірним по всій поверхні підосви виробки і відповідати розрахунковим величинам (6-8 см).

Контроль операцій, пов'язаних зі зміцненням порід, зводиться до поточного контролю відповідальною особою за режимом нагнітання розчину, відомості про який необхідно заносити в журнал виробництва робіт. Крім того, під час приймання робіт щомісяця слід контролювати якість заповнення тріщин розчином і міцністю затампованих порід. Тріщинуватість або проникність порід після зміцнення необхідно оцінювати шляхом буріння після схоплювання розчину через 5-10 м уздовж виробки шпурів і випробування проникності порід реометричним методом.

Заключним етапом контролю є оцінка ступеня запобігання здимання порід підосви. Її отримують в процесі експлуатації виробки шляхом нівелірної зйомки підняття підосви або інструментальними вимірами зміщення породного контуру на вимірювальних станціях з контурними реперами.

#### 3.10.4 Техніка безпеки під час виконання робіт

При виконанні робіт зі спорудження зворотного склепіння способом АРНЗ слід забезпечити виконання вимог по техніці безпеки викладених в «Правилах безпеки у вугільних і сланцевих шахтах», «Єдиних правилах безпеки при вибухових роботах», «Правилах технічної безпеки сланцевих і вугільних шахт».

Всі робітники і змінні гірничі майстри, які виконують роботи щодо запобігання здимання порід підосви, повинні пройти тех.інструктаж з камуфлетного підривання порід підосви, приготування і нагнітання розчину в зруйновані породи.

Вибір класу ВР і ведення вибухових робіт з розвантаження порід підосви від напружень виробляти відповідно до заходів щодо зниження виробничого травматизму при вибухових роботах.

До роботи з обслуговування ін'єкційної установки можна допускати тільки осіб, які пройшли інструктаж і ознайомилися з правилами безпеки по її експлуатації.

При нагнітанні розчину гірничий майстер або відповідальний робочий повинен безперервно спостерігати за показаннями манометра і запобіжним клапаном насоса. Запобіжний клапаном насоса повинен бути відрегульований на максимальний робочий тиск.





4	Нагнітання розчину							4,03
5	Промивання устаткування							1,86
6	Буріння разгр. шпурів	м	3,2	17,9	36-1-46	0,18	9,6	1,77
РАЗОМ								15,09
Невраховані роботи 15%								2,26
Всього витрат по праці								17,95

Матеріали			Матеріали і вироби					
1	ВР	кг				0,45	0,69	0,31
2	Детонатори	шт				1,5	0,15	0,23
3	Провод	м				14,0	0,03	0,42
4	Сталь бурова					0,8	0,26	0,21
5	Коронки	шт				0,01	2,88	0,03
6	Тампонажний розчин	м <sup>3</sup>				1,6	12,9	20,64
РАЗОМ								21,84
Невраховані матеріали 10%								0,66
Всього за матеріалами і виробам								22,5

Машини і механізми								
1	Насос	м/см				0,09	2,54	0,23
2	Розчинозмішувач	м/см				0,06	5,31	0,32
3	Вагонетки	м/см				0,06	0,06	0,01
РАЗОМ								0,56
Невраховані машини 10 %								0,06
Всього по машинам и механізмам								0,62
Вартість 1 п.м								40,47

Таблиця 3.16 - Порівняльна таблиця кошторисної вартості будівництва 1 п.м виробки

Кошторисна вартість					
Найменування одиничної кошторисної вартості	Кіл-ть	Од. вим	Загальна вартість, грн ( $S_{CB}=13,3 \text{ м}^2$ )		
			АРНЗ	КСП без зворотного склепіння	КСП зі зворотним склепінням
На спорудження зворотного склепіння	1	м	40,47	333	535,07
Загальношахтні витрати	78	%	31,57	259,74	417,35
Разом прямих витрат			72,04	292,74	952,42
Накладні витрати	27	%	19,45	160,04	257,15
Разом витрати накладними	3		91,49	752,78	1209,57
Планові накопичення	6	%	5,49	45,17	72,56
Співвідношення вартості		%	13,7	61,8	100
Всього			101	890,95	1382,13

## Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження конвеєрного ухилу пл.  $l_6$  гор 650 м.

В якості основного питання розглянута технологія проведення конвеєрного ухилу пл.  $l_6$ . Ухил призначений для транспортування з лави вугілля і підсвіження вентиляційного струменя виймального стовпа, доставки матеріалів в лаву.

Для проведення ухилу запропоновано використати трапецієподібну форму поперечного перерізу з використанням металевого кріплення підвищеної несучої спроможності з центральною стійкою КСП-Т4. Необхідне для проведення виробки обладнання: буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б, скребковий конвеєр СР-72, перевантажувач УПЛ-2, стрічковий конвеєр ЛТ100. Для ведення вибухових робіт прийнята ВР - амоніт Т-19 з витратою: по вугіллю 12 кг, по породі 28,8 кг. Тупиковий вибій при проведенні виробки буде провітрюватись за допомогою вентилятора місцевого провітрювання ВМЦГ-7. Місячна швидкість проведення виробки 122,5 м. Кошторисна вартість спорудження 1 п.м. 11180 грн.

Для запобігання здимання підосви у виробці, що проводить та підвищення її стійкості розроблена технологія застосування методу активного розвантаження та наступного зміцнення (АРНЗ).

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 кріплення. - 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, 314 с.